



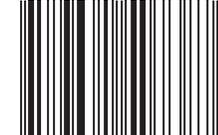
**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И ТЕХНОЛОГИИ РАБОТЫ  
СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ СТАНЦИЙ**



*В.И. Бобровский, Д.Н. Козаченко, А.И. Колесник, Е.Б. Демченко, А.С. Дорош*

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И ТЕХНОЛОГИИ  
РАБОТЫ СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ  
ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ СТАНЦИЙ**

ISBN 966150738-4



9 789661 150738

**Днепропетровский национальный университет  
железнодорожного транспорта имени академика**

**В. Лазаряна**

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И  
ТЕХНОЛОГИИ РАБОТЫ СОРТИРОВОЧНЫХ  
КОМПЛЕКСОВ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ  
СТАНЦИЙ**

МОНОГРАФИЯ

Издательство Маковецкий Ю.В.  
Днепропетровск, 2012

УДК 656.212.5  
ББК 39.213.45-041я9  
С 62  
ISBN 978-966-1507-38-7  
Издательство Маковецкий Ю.В.  
Днепропетровск, 2012

*Рекомендовано к печати решением Ученого совета Днепропетровского национального университета железнодорожного транспорта имени академика В. Лазаряна (протокол № 2 от 24.09.2012 года)*

**Рецензенты:**

*Д-р техн. наук, проф. Татьяна Васильевна Бутько, заведующая кафедрой «Управление эксплуатационной работой» Украинской государственной академии железнодорожного транспорта, г. Харьков, Украина*

*Д-р техн. наук, проф. Григорий Иванович Нечаев, заведующий кафедрой «Транспортные системы» Восточноукраинского национального университета имени Владимира Даля, г. Луганск, Украина*

Авторы: В.И. Бобровский (введение; п. 1.5, 2.4, 4.1, 6.1); Д.Н. Козаченко (п. 1.4, 4.2, 5.3); А.И. Колесник (п. 1.1, 1.2, 2.1-2.3, 4.3, 5.1, 5.2, 5.4); Е.Б. Демченко (п. 1.3, 6.2, 6.3, 7.1, 7.2); А.С. Дорош (п. 3.1-3.3).

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И ТЕХНОЛОГИИ РАБОТЫ СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ СТАНЦИЙ**

**С 62** СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И ТЕХНОЛОГИИ РАБОТЫ СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ СТАНЦИЙ: Монография коллектива авторов/ В.И. Бобровский, Д.Н. Козаченко, А.И. Колесник, Е.Б. Демченко, А.С. Дорош – Дн-вск: Изд-во Маковецкий, 2012. – 236с. – ISBN 978-966-1507-38-7

УДК 656.212.5  
ББК 39.213.45-041я9

Монография посвящена разработке методов совершенствования конструкции горок и технологии работы сортировочных комплексов станций. Книга предназначена для ученых, инженеров, аспирантов, студентов высших учебных заведений железнодорожного транспорта.

- © Днепропетровский национальный университет железнодорожного транспорта имени академика В. Лазаряна, 2012
- © В.И. Бобровский, Д.Н. Козаченко, А.И. Колесник, Е.Б. Демченко, А.С. Дорош
- © Издательство Маковецкий Ю.В. Днепропетровск, 2012

ISBN 978-966-1507-38-7

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	7
1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ КОНСТРУКЦИИ И ТЕХНОЛОГИИ РАБОТЫ СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ .....	8
1.1. Пути совершенствования конструкции продольного профиля горок .....	9
1.2. Основные направления совершенствования конструкции плана горочных горловин .....	14
1.2.1. Анализ конструкции плана горочных горловин .....	15
1.2.2. Определение рациональных параметров элементов плана горочной горловины .....	17
1.3. Анализ путей повышения эффективности работы сортировочных комплексов .....	22
1.4. Анализ методов моделирования функционирования сортировочных комплексов .....	28
1.4.1. Моделирование скатывания отдельного отцепа .....	28
1.4.2. Моделирование процесса роспуска состава .....	32
1.4.3. Моделирование работы подсистемы расформирования сортировочной станции .....	34
1.5. Основные задачи совершенствования технико-технологических параметров сортировочных комплексов .....	37
2. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ПЛАНА ГОРОЧНЫХ ГОРЛОВИН СОРТИРОВОЧНЫХ ПАРКОВ .....	41
2.1. Допустимые значения углов поворота кривых головной части горочной горловины .....	41
2.1.1. Определение области допустимых углов для расчетного пути .....	41
2.1.2. Построение области допустимых углов горочной горловины .....	46
2.2. Оптимизация параметров плана сортировочных путей .....	52
2.2.1. Общие принципы проектирования сопрягающих кривых .....	52
2.2.2. Методика определения оптимальных параметров сопрягающих кривых .....	55
2.2.3. Анализ результатов оптимизации сопрягающих кривых сортировочных путей .....	62
2.3. Определение рациональной конструкции горочной горловины .....	65

2.4. Программная реализация методики автоматизированного проектирования плана горочных горловин .....	73
3. АНАЛИЗ КОНСТРУКЦИИ ГОРОЧНЫХ ГОРЛОВИН СОРТИРОВОЧНЫХ ПАРКОВ .....	77
3.1. Разработка конструкций плана горочных горловин .....	78
3.1.1. <i>Горочные горловины с пучками из 4-х путей</i> .....	79
3.1.2. <i>Горочные горловины с пучками из 8 путей</i> .....	81
3.1.3. <i>Горочные горловины с пучками из 6 путей</i> .....	83
3.2. Оценка конструкции сортировочных горок .....	85
3.2.1. <i>Постановка задачи</i> .....	85
3.2.2. <i>Имитационное моделирование сортировочного процесса</i> .....	86
3.2.3. <i>Анализ результатов моделирования процесса расформирования составов</i> .....	89
3.3. Выбор рациональной конструкции плана горочной горловины сортировочного парка .....	93
4. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ВЫСОТЫ И ПРОФИЛЯ ГОРОК НА ПАРАМЕТРЫ СОРТИРОВОЧНОГО ПРОЦЕССА .....	96
4.1. Динамика скатывания отцепов с сортировочной горки .....	96
4.1.1. <i>Исследование влияния высоты и профиля сортировочной горки на скорость и время скатывания отцепов</i> .....	96
4.1.2. <i>Анализ дистанции между скатывающимися отцепами</i> .....	107
4.2. Влияние профиля горки на условия разделения отцепов на стрелках ...	115
4.2.1. <i>Постановка задачи исследования</i> .....	115
4.2.2. <i>Анализ условий разделения отцепов на головной стрелке</i> .....	118
4.2.3. <i>Методика исследования интервалов между отцепами на раздельных стрелках, расположенных за ВТП</i> .....	121
4.2.4. <i>Исследование влияния конструкции профиля горки на качество интервального регулирования скорости отцепов</i> .....	130
4.3. Дальность пробега отцепов в сортировочный парк .....	138
5. ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ .....	146
5.1. Общая структура модели сортировочного комплекса .....	146
5.2. Информационная модель сортировочного комплекса .....	148
5.3. Структурно-параметрическая модель сортировочного комплекса .....	154

5.3.1. Модель парка приема .....	154
5.3.2. Модель путевого развития горочной горловины .....	155
5.3.3. Модель продольного профиля сортировочной горки .....	163
5.4. Функциональная модель сортировочного комплекса .....	165
5.4.1. Модель технологического процесса обработки составов в парке приема .....	165
5.4.2. Моделирование расформирования составов .....	169
5.4.3. Моделирование маневровой работы .....	175
6. ИССЛЕДОВАНИЯ И ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ РОСПУСКА СОСТАВОВ НА ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ СОРТИРОВОЧНОГО КОМПЛЕКСА .....	178
6.1. Исходные данные и порядок моделирования .....	179
6.2. Анализ влияния скорости роспуска на показатели работы горки .....	184
6.3. Исследование влияния скорости роспуска на величину простоя составов в парке приема .....	191
7. АНАЛИЗ И ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ РЕЖИМОВ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ В УСЛОВИЯХ НЕРАВНОМЕРНОСТИ ВХОДЯЩЕГО ПОТОКА ПОЕЗДОВ .....	196
7.1. Показатели работы сортировочного комплекса в условиях дифференцированной скорости роспуска .....	197
7.2. Техничко-экономическое обоснование выбора скорости роспуска .....	200
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ .....	204
ПРИЛОЖЕНИЕ А .....	214
ПРИЛОЖЕНИЕ Б .....	228

## СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ

- ВГ – вершина горки  
ВТП – верхняя (первая) тормозная позиция  
ВУП – вершина угла поворота на сортировочном пути  
ВУС – вершина угла поворота на спускной части горки  
ГМПР – геометрическая модель путевого развития  
ИЗУ – изолированный участок стрелочного перевода  
ИМ – информационная модель  
ЛВМ – лицо, выполняющее моделирование  
МЗП – модель занятия путевых участков  
МОП – модель расположения осей подвижного состава  
МПР – модель путевого развития  
МРСП – модель расположения состава на путях  
ОДС – область допустимых скоростей выхода отцепа из тормозных позиций  
ОДУ – область допустимых углов поворота кривых горочной горловины  
ОП – очень плохой расчетный бегун  
ОХ – очень хороший расчетный бегун  
ПКО, ПТО – соответственно: пункт коммерческого и технического осмотра вагонов  
П – плохой расчетный бегун  
ПС – предельный столбик  
ПТП – парковая (третья) тормозная позиция  
РСП – разделительный стрелочный перевод  
РТ – режим торможения  
РЦ – рельсовая цепь  
СГ – сортировочная горка  
СМО – система массового обслуживания  
СР – отцеп со средними ходовыми качествами  
СТП – средняя (вторая) тормозная позиция  
СТЦ – стационарный технологический центр обработки поездной информации и перевозочных документов  
ТП – тормозная позиция  
Х – хороший расчетный бегун

## ВВЕДЕНИЕ

Расформирование-формирование составов грузовых поездов является одним из основных процессов, выполняемых при осуществлении железнодорожных перевозок. Эффективность этого процесса во многом определяет себестоимость доставки грузов. В этой связи повышение эффективности сортировочного процесса и совершенствование связанных с ним технических средств является актуальной задачей и имеет важное значение для железнодорожного транспорта Украины.

Необходимо отметить, что во времена СССР, когда сооружались сортировочные станции, наблюдался значительный дефицит их перерабатывающей способности, и основная часть научных работ была направлена на поиски путей ее увеличения. В настоящее время, в связи с падением объемов перевозок и изменением характера вагонопотоков, на первый план выдвигаются проблемы повышения безопасности движения и снижения эксплуатационных расходов связанных с расформированием-формированием грузовых поездов.

В данной монографии приведены результаты научных исследований, выполненных в Днепропетровском национальном университете железнодорожного транспорта имени академика В. Лазаряна, связанных с совершенствованием методов проектирования и технико-эксплуатационной оценки работы сортировочных комплексов железнодорожных станций.

Монография предназначена для ученых, инженеров, аспирантов, студентов высших учебных заведений железнодорожного транспорта.

## РАЗДЕЛ 1

# СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ КОНСТРУКЦИИ И ТЕХНОЛОГИИ РАБОТЫ СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ

Важнейшим элементом в системе организации перевозочного процесса на железных дорогах являются сортировочные станции, от эффективности работы которых зависят показатели работы отрасли в целом. Первоочередной задачей работы сортировочных станций является переработка прибывающих в расформирование поездов. При этом концентрация всех технологических операций, связанных с обслуживанием составов поездов и их расформированием, приходится на так называемые сортировочные комплексы, которые включают в себя парк приема, сортировочную горку и сортировочный парк. В связи с этим, в современных условиях, которые характеризуются нестабильностью объемов перевозок, необходимостью снижения себестоимости переработки вагонов и эксплуатационных расходов железных дорог, повышение эффективности работы сортировочных комплексов станций является актуальной задачей.

В настоящее время повышение эффективности функционирования сортировочных комплексов станций производится по нескольким основным направлениям: совершенствование конструктивно-технологических параметров сортировочных устройств и определение рациональных режимов функционирования подсистем расформирования.

Вопросам совершенствования конструктивных параметров сортировочных устройств на станциях посвящено достаточно большое количество научных трудов, в которых разработаны пути и методы их оптимизации. Что же касается определения и выбора рациональных режимов функционирования сортировочных комплексов в различных эксплуатационных условиях, то эта проблема окончательно не решена и требует дальнейших исследований. Выполнение таких исследований на реально действующих объектах требует значительных эксплуатационных затрат, поэтому в качестве альтернативного и эффективного инструмента для их проведения может выступать имитационное моделирование.

## 1.1. Пути совершенствования конструкции продольного профиля горок

Как показал анализ, теория расчета сортировочных горок (СГ) в настоящее время основывается на таких принципах как: использование расчетных бегунов, фиксированное положение расчетной точки в сортировочном парке, проектирование продольного профиля спускной части горки вогнутого типа, применение интервального и прицельного торможения отцепов и обеспечение безопасности путем выполнения условия остановки отцепа, в случае необходимости, в конце второй тормозной позиции [1]. Многие из этих принципов разработаны несколько десятилетий назад и, как следствие, не отвечают современным условиям проектирования и эксплуатации СГ.

В первую очередь это относится к так называемым расчетным бегунам (П, ОП, Х, ОХ). Использование расчетных бегунов обладает многими достоинствами, главные из которых – простота и удобство расчета. Однако этот метод имеет и свои недостатки. В нем рассматриваются только одиночные вагоны и не учитываются отцепы, состоящие из нескольких вагонов. В то же время, доля таких отцепов в расформируемых составах, как правило, весьма значительна и может достигать 50%; при этом условия скатывания многовагонных отцепов имеют ряд особенностей. Следует заметить, что расчетные бегуны и их сочетания используются для проведения всех конструктивных и технологических горочных расчетов. В то же время, вероятность появления сочетания расчетных бегунов достаточно мала и зависит от конкретного перерабатываемого потока.

При расчете ходовых свойств расчетных бегунов случайный характер факторов, влияющих на процесс роспуска составов, учитывается введением нормированного отклонения для основного удельного сопротивления движению и дополнительного сопротивления от стрелочных переводов и кривых участков пути. Однако нормированное отклонение введено для отцепов определенной массы. Сопротивление от воздушной среды вообще не рассматривается как случайная величина; при этом в качестве расчетных по умолчанию принимаются неблагоприятные метеорологические условия.

Учитывая указанные обстоятельства, можно сделать вывод, что существующая методика не позволяет с достаточной надежностью получить

характеристики расчетных бегунов, с помощью которых можно определить оптимальные значения параметров сортировочной горки.

В работе [2] предлагается заменить расчетные бегуны отцепами со случайными характеристиками, которые задаются с помощью законов распределения случайных величин. Задавая разную вероятность выполнения или невыполнения различных условий (например, разделения или неразделения отцепов на стрелочных переводах) можно получить разные уровни надежности для разных параметров горки и технологии роспуска составов. Для этого предлагается несколько вероятностных показателей, характеризующих процесс расформирования составов на сортировочных горках:

- вероятность входа отцепов на тормозные позиции (ТП) со скоростью, не превышающей допустимую скорость входа отцепа на вагонный замедлитель;
- вероятность остановки отцепа в конце пучковой тормозной позиции при полном использовании мощности второй тормозной позиции и расчетной мощности первой тормозной позиции;
- вероятность успешного разделения отцепов на разделительных стрелках;
- вероятность докатывания отцепов до расчетной точки. Данный показатель может быть заменен вероятностью докатывания отцепов до стоящих на сортировочных путях вагонов;
- вероятность соударения отцепов со стоящими на подгорочных путях вагонами со скоростью, не превышающей допустимую (1,5 м/с).
- вероятность трогания отцепа с места и освобождения им тормозной позиции в случае его остановки на вагонных замедлителях после оттормаживания.

Также в работе [2] отмечено, что использование расчетной точки, расположенной на фиксированном расстоянии от последнего стрелочного перевода, не позволяет использовать методы оптимизации при проектировании сортировочных горок. В этой связи автор предлагает применять "плавающую" расчетную точку и расчет вести методами оптимизации по заданному критерию.

Автором [3] предложена методика расчета уклонов продольного профиля спускной части СГ, обеспечивающая требуемую скорость роспуска составов и заданную степень надежности технологического процесса. Для оценки степени надежности используются вероятностные показатели, ха-

рактизирующие работу СГ, такие как вероятность разделения отцепов на разделительных стрелках, вероятность входа отцепов на тормозную позицию с допустимой скоростью и вероятность освобождения отцепом тормозной позиции после его торможения. При этом для определения уклонов продольного профиля предлагается вместо расчетных бегунов использовать отцепы со случайными ходовыми свойствами. Согласно приведенной методике, расчет уклонов скоростных участков выполняется от вершины горки, а уклоны участков путей подгорочного парка, стрелочной зоны, средней тормозной позиции (СТП) и межпозиционного – от расчетной точки. При этом каждый участок профиля рассчитывается по своему вероятностному показателю.

В работе [4] выполнен анализ существующих нормативов удельного сопротивления движению отцепов на спускной части СГ. Сделан вывод, что использование существующих нормативов при расчете уклонов скоростных участков не исключает случаев превышения допустимой скорости входа отцепов на вагонные замедлители первой тормозной позиции. Автором предложено в качестве норматива при расчете скоростных участков профиля использовать удельное сопротивление движению хороших бегунов, равное 0 кгс/тс. Как следствие, при расчете скоростных участков профиля по предлагаемым нормам случаи превышения скорости входа отцепов на вагонные замедлители будут отсутствовать, либо их количество будет достаточно мало, что позволит увеличить надежность и срок службы вагонных замедлителей расположенных на первой тормозной позиции. Расчет уклона второй тормозной позиции автор предлагает вести по вероятности трогания отцепа с места в случае его остановки при торможении. Данный показатель позволит рассчитать значение уклона второй тормозной позиции, которое обеспечит требуемый уровень безопасности при расформировании составов на СГ.

В работе [5] предложена методика расчета высоты и уклонов участков спускной части СГ, режимов торможения, мощности тормозных позиций и скорости роспуска составов с учетом случайных ходовых свойств отцепов. Случайный характер ходовых свойств отцепов учитывается путем использования функции распределения вероятностей суммарного удельного сопротивления движению отцепа и вероятностных показателей, характеризующих работу горки. При расчете используются только крайние участки распределений, относящиеся к отцепам с хорошими либо

плохими ходовыми свойствами. Это позволяет учесть характер перерабатываемого вагонотока и климатические условия местности, в которой расположена сортировочная станция.

В статье [6] приведена методика оптимизации параметров СГ по вероятностным показателям, определяющим вероятность докатывания отцепов до расчетной точки и вероятность разделения отцепов на разделительных стрелках. При оптимизационных расчетах используется четыре уровня расчетов, на каждом из которых определяются соответствующие характеристики отцепов и параметры СГ. В качестве критерия оптимизации принят горочный технологический интервал. Разработанная методика представлена в виде алгоритма расчета оптимальных параметров сортировочной горки (количества вагонных замедлителей, уклонов участков спускной части, скорости роспуска составов на вершине горки) для заданных условий эксплуатации, причем в качестве критерия также могут быть выбраны приведенные затраты или перерабатывающая способность горки.

Значительное внимание проектированию продольного профиля спускной части горки уделено в работе [7]. Основной принцип при этом заключается в постепенном уменьшении величины уклона каждого последующего участка профиля при движении от вершины горки до расчетной точки. В этом случае продольный профиль приобретает вид, близкий к циклоиде, что обеспечит высокую динамичность движения отцепов.

В работе [2] предлагается вместо циклоиды использовать ступенчатый продольный профиль (профиль, в котором тормозные позиции расположены на больших уклонах, чем второй скоростной и межпозиционный участки), который во многих случаях обеспечивает лучшие эксплуатационные характеристики горки. Данный профиль не противоречит требованиям [1] и рассмотрен в качестве примера в пособии [8]. По мнению автора [8], создание ступенчатого профиля вполне оправдано, поскольку в процессе скатывания отцепы, подвергаясь воздействию вагонных замедлителей, движутся каждый по своему энергетическому профилю, который получается в целом более сглаженным при ступенчатом проектном профиле. В этом случае колебания скорости отцепов при торможении получаются значительно меньшими, что повышает сохранность вагонов и грузов, а также уменьшает деформации земляного полотна горки.

В работе [9], ввиду отрицательного влияния на условия движения отцепов, состоящих из длиннобазных вагонов, предлагается отказаться от

использования ступенчатого продольного профиля спускной части СГ. При этом автор аргументирует свою позицию возрастанием вероятности саморасцепа таких вагонов при их движении по ступенчатому профилю. Следует заметить, что для иллюстрации данного обстоятельства в работе используются значительные разности уклонов участков. В то же время, известно, что для обеспечения безопасного прохода отцепов, состоящих из длиннобазных вагонов, необходимо ограничить значение допустимого положительного перелома профиля и минимальную длину прилегающих к нему участков.

Учитывая то, что значительная часть эксплуатационных расходов на сортировочных станциях приходится на выполнение технологических операций на сортировочных горках, актуальными являются исследования, направленные на экономию энергоресурсов при выполнении сортировочной работы.

Одним из направлений таких исследований является анализ существующих конструкций продольного профиля надвигной части горок, обоснование и выбор рационального варианта конструкции. В связи с этим в работе [10] был выполнен анализ существующей конструкции надвигной части сортировочных устройств железнодорожных станций Украины. Были отмечены основные недостатки данных конструкций и отмечено их несоответствие установленным нормам [1]. Рассмотренные конструкции надвигной части были условно разбиты на два типовых варианта. Данные варианты разнятся между собой конструкцией (длина, уклон) противоуклона перед вершиной горки. Однако в данной работе отсутствует оценка существующих конструкций профиля надвигной части с точки зрения эксплуатации.

В [11, 12] рассмотрена возможность оптимизации профиля головной части горки при использовании в качестве критерия скорости роспуска. Оптимизация может быть выполнена по условию равенства расчетной скорости роспуска для ограничивающих разделительных элементов – 1-й разделительный стрелочный перевод (РСП) и замедлителей верхней тормозной позиции (ВТП). Установлено, что для конкретной конструкции плана головной части существует единственное оптимальное сочетание уклонов надвигной и спускной части горки, обеспечивающее максимальную расчетную скорость роспуска и не зависящее от параметров расчетных бегунов.

В работе [13] отмечено, что существенное влияние на качество управления процессом расформирования составов на СГ оказывает качество управления работой парковой тормозной позиции (ПТП), от которого зависят непрерывность и темп всего технологического процесса расформирования, а также величина скоростей соударения и окон. В связи с этим в [13] в качестве критерия оптимизации продольного профиля спускной части горки было предложено принять мощность ПТП. К недостаткам предложенной методики, можно отнести то, что в целевой функции для определения оптимальных значений уклонов элементов профиля не учтено сопротивление ветра. Также в работе не выполнена оценка полученного профиля на качество интервального регулирования, что не дает возможности в полной мере оценить ее эффективность.

В [14] предложено оптимизацию параметров СГ производить на основании энергоэнтروпийного подхода с представлением горки как строительного объекта, а системы управления – с позиции логистических систем. В качестве основного критерия оптимизации параметров сортировочной горки и управления процессом расформирования предложена экономическая эффективность как функция технического оснащения, типа горки, принципа регулирования скорости и способа аппроксимации продольного профиля.

## **1.2. Основные направления совершенствования конструкции плана горочных горловин**

Известно, что качество и показатели сортировочного процесса в значительной степени зависят от конструкции плана горочной горловины. Конструкция плана горочной горловины определяется, в первую очередь, количеством сортировочных путей, и, соответственно, количеством пучков и путей в пучках, а также типом, количеством тормозных позиций на спускной части и местом их установки. При этом при проектировании плана горловины необходимо определить рациональные параметры элементов плана (вставки, углы поворота, радиусы) как на спускной части, так и на сортировочных путях.

### *1.2.1. Анализ конструкции плана горочных горловин*

Авторами в работе [15] предложен принцип квазинепрерывного регулирования скорости отцепов на спускной части горочной горловины. Для достижения поставленной цели предлагается вместо мощных замедлителей (КНП-5, КВ-3, ВЗПГ-5) использовать на спускной части горки цепь маломощных замедлителей (РНЗ-2, РНЗ-2М, УВУ), технико-эксплуатационные показатели которых значительно выше. Авторами отмечено, что наличие такой цепи замедлителей позволит по всему маршруту следования отцепов поддерживать необходимую безопасную скорость и обеспечить благоприятные условия разделения.

Необходимо отметить, что использование большого количества маломощных замедлителей на тормозных позициях спускной части сортировочной горки приведет к необходимости реконструкции всей горочной горловины, что влечет за собой значительные капиталовложения. Такое количество замедлителей на спускной части горловины требует наличия автоматической системы управления тормозными позициями, без наличия которой, процесс управления скатыванием отцепов значительно усложняется.

В работе [16] выполнено исследование эффективности разработанных в [15] горочных горловин. Оценка конструкции горловин выполнялась на основе моделирования скатывания расчетных бегунов в благоприятных и неблагоприятных метеорологических условиях; при этом использовались различные режимы торможения. В качестве критерия оценки конструкции горловин была выбрана необходимая мощность ПТП. Следует отметить, что на ПТП предлагается применение маломощных замедлителей РНЗ-2М и УВУ. Для каждой из рассматриваемых конструкций определен режим торможения, который обеспечивает минимальное использование мощности ПТП. Также определено необходимое количество замедлителей на спускной части и подгорочных путях для каждой из исследуемых конструкций горловин.

Следует отметить, что, в соответствии с [1], оценка конструкции сортировочной горки должна выполняться на основе имитационного моделирования процесса расформирования потока составов, а не при скатывании расчетных бегунов при заданных режимах торможения.

В работе [17] авторами предложены сферы применения разработанных в [15] конструкций горочных горловин. Выбор необходимой кон-

струкции горловины выполняется в зависимости от количества путей в сортировочном парке и необходимой высоты сортировочной горки.

Следует отметить, что для возможности применения в заданных условиях эксплуатации какой-либо конструкции горловины необходимо выполнить ее оценку. В качестве показателей характеризующих качество горочной горловины могут быть выбраны показатели сортировочного процесса, на основании которых можно сделать вывод о возможности применения той или иной конструкции горочной горловины.

Выполненный в [18] анализ существующих методов оценки конструкции горочных горловин показал, что существующие методы не в полной мере характеризуют проектное решение или существующую горловину. В связи с этим в [18] предложено выполнять такую оценку с использованием комплексного показателя, который учитывает приведенные затраты, а также показатели надежности и безопасности функционирования сортировочных горок.

Необходимо отметить, что в соответствии с [1], конкурирующие варианты конструкции сортировочной горки должны быть оценены с помощью имитационного моделирования процесса расформирования потока составов. При этом очевидно, что полученные в результате моделирования показатели функционирования сортировочной горки будут существенно зависеть не только от ее проектных параметров, но и от выбранных режимов торможения (РТ) отдельных отцепов.

В работе [19] авторами предложена математическая модель определения рационального варианта механизации сортировочной горки при использовании новых конструкций горочных горловин, предложенных в работе [15]. Рациональный вариант механизации СГ для заданной конструкции горочной горловины предлагается определять по критерию минимума капиталовложений в вагонные замедлители, которые предполагается устанавливать на спускной части и подгорочных путях. Поиск оптимального варианта механизации предлагается выполнять методом направленного перебора. При наличии нескольких альтернативных вариантов механизации выбор конструкции горловины предлагается выполнять с помощью комплексного критерия, который помимо приведенных затрат дополнительно учитывает надежность функционирования сортировочного устройства в вариантах проектных решений, которые предлагаются.

### *1.2.2. Определение рациональных параметров элементов плана горочной горловины*

Существует несколько подходов к построению плана горочных горловин. Одним из методов, который применялся при создании первых сортировочных станций, является графический метод [20]. При этом план головы сортировочного парка строят отдельными этапами, последовательно определяя углы и величины дополнительных кривых спускной части горки. Построение ведется, начиная с внутренних пучков горловины, при этом в первую очередь определяются наиболее отдаленные от вершины горки углы дополнительных кривых. Далее к внутренним пучкам присоединяются внешние, и выполняется расчет углов, находящихся ближе к вершине горки. Процесс повторяется до тех пор, пока все пучки не будут соединены в одну горловину. Для каждого этапа вычерчивают два масштабных чертежа – основной и вспомогательный, граничащие друг с другом в пределах общей круговой кривой с искомым углом  $\beta$ . При этом круговую кривую и ее продолжение в обе стороны вычерчивают как на основном, так и на вспомогательном чертежах, что позволяет затем более точно и правильно совместить их и максимально сблизить пучки друг с другом. Аналогично рассчитываются остальные дополнительные углы спускной части горки. Следует отметить, что данный метод является достаточно трудоемким и результат проектирования во многом зависит от квалификации и опыта инженера-проектировщика.

В работе [21] в качестве критерия оптимальности плана горочной горловины была принята длина каждого маршрута от вершины горки (ВГ) до предельного столбика (ПС) последнего разделительного стрелочного перевода. При этом весь маршрут скатывания от ВГ до ПС последнего РСП был разбит на два участка: первый ( $l$ ) – от ВГ до начала предстрелочного участка первого РСП (или до начала первой тормозной позиции), второй ( $L$ ) – от конца участка  $l$  до расчетной точки. Для сокращения длины горочной горловины в работе предложена методика определения минимального расстояния ( $l$ ) от ВГ до первого РСП, которое позволит обеспечить необходимые интервалы между скатывающимися отцепами на данном участке. Также в данной работе с использованием метода множителей Лагранжа была решена условная вариационная задача определения величин всех неизвестных углов поворота расчетного пути. По мнению автора, данная методика может быть использована при автоматизации проектирования горочных горловин.

Однако, данный метод не получил распространения, поскольку он не учитывает ограничения, которые накладываются на значения отдельных углов, а также их влияние на условия вписывания внутренних пучков горловины. Кроме того, как показывают исследования, сумма углов поворота расчетного пути и его расчетная длина при вариации отдельных углов изменяется незначительно.

В работе [22] авторами предложен метод, который базируется на определении оптимальных значений углов поворота в пучках сортировочного парка в увязке с планом соседних пучков. Расчеты предполагается выполнять с использованием ЭВМ. Недостатком данного метода является использование типовых конструкций пучков при фиксированном количестве путей и радиусе закрестовинных кривых. Следует отметить, что при большом количестве сортировочных путей в парке использование данного метода приведет к трудностям при выполнении расчета углов поворота кривых.

В [23] предложен метод поисковой оптимизации. Предварительно определяются значения углов поворота для одного пучка, двух симметрично расположенных пучков, несимметрично расположенных пучков (при их нечетном количестве), а также при расположении в половине сортировочного парка двух попарно объединенных пучков и одного пучка. Расчеты подлежат только верхние пути каждого пучка и нижний путь среднего пучка. К недостаткам данного метода следует отнести отсутствие проверки значений углов поворота в середине пучка, что приводит к излишним расчетам при поиске оптимальных значений углов поворота.

В работе [24] предложено в первую очередь определять угол поворота после головной стрелки пучка, после чего найти угол поворота за разделительной стрелкой двух смежных пучков и угол после головной стрелки всего сортировочного парка. Расчет этих углов выполняется при нахождении проекций всех длин элементов пути на поперечную ось пучка. К недостаткам данного метода следует отнести отсутствие отображения увязки пучков с кривыми участками спускных путей.

Для определения неизвестного угла поворота  $\beta$  на расчетном пути разработан итерационный метод [25]. В работе представлена методика поиска неизвестного угла поворота, при этом предлагается расчетный путь какой-либо конфигурации представить в виде ломаной линии, если кривые заменить их тангенсами. При определении величины неизвестного уг-

ла  $\beta$  используется метод половинного деления. При наличии в горловине нескольких неизвестных углов поворота, для каждого из них должен быть задан отдельный расчетный путь; расчет данных углов выполняется по очереди.

Необходимо отметить, что данный метод не требует составления и преобразования сложных тригонометрических уравнений и поэтому при автоматизации расчетов имеет существенное преимущество перед традиционными методами. Но, в то же время, проблема выбора рациональных значений совокупности неизвестных углов остается нерешенной.

Одним из подходов при проектировании горочных горловин является применение графического пакета *AutoCad* с программным языком *AutoLISP* [26], который позволяет выполнять расчеты и строить в масштабе горочные горловины сортировочных станций с количеством сортировочных путей от 24 до 64. Алгоритмы и программы данного метода созданы и построены по блочному принципу. Имеются блоки ввода информации, расчета и вычерчивания различных элементов пучков из симметричных стрелочных переводов, включая пучки с выходом в обход горки. В процессе расчета и построения на мониторе появляется соответствующая схема горловины, по которой возможно оценить качество построенной горловины, взаимное вписывание пучков и других ее элементов. Если план построенной горловины по каким-либо причинам получился неудовлетворительным, возможно изменение отдельных ее параметров, перерасчет и вычерчивание вновь на старом плане, что позволяет сразу видеть результат корректировки и оценить ее качество.

Следует отметить, что применение данного метода позволяет значительно ускорить процесс проектирования горочной горловины, но для скорейшего получения необходимого варианта конструкции горловины проектировщик должен обладать достаточными навыками и знаниями при проектировании. Также к недостаткам данного метода следует отнести применение подбора для определения неизвестных углов поворота на спускной части горки.

Методика, предложенная в работах [27, 28], позволяет однозначно определить величины углов поворота всех кривых спускной части горки. В качестве критерия оптимальности проектируемой горочной горловины выбрано минимальное междупутье  $e_{\min}$  между пучками. Принцип расчета

углов одинаков и основан на решении уравнения, полученного путем проектирования на поперечную ось всех элементов крайнего пути. Уравнения составляются для каждого пучка путей сортировочного парка. После расчета величин всех углов поворота определяются координаты всех точек, по которым проектируется масштабная схема путевого развития горочной горловины.

Основным недостатком методики [27, 28] является отсутствие связи между рассчитанным углом дополнительной кривой и углом сопрягающей кривой на трудном сортировочном пути. При определении любого из углов предполагается, что ось стрелочного перевода, от которого начинается расчет, является параллельной координатной оси  $OX$ , однако при последующих расчетах угол оси рассматриваемого стрелочного перевода, по отношению к горизонтальной оси  $OX$ , изменяется. Данное обстоятельство приводит к увеличению углов сопрягающих кривых на сортировочных путях. При этом может возникнуть ситуация, когда на крайнем (или смежном с крайним) пути невозможно вписать сопрягающую кривую минимально допустимым радиусом.

В работе [29] предложен принципиально новый подход к решению задачи определения неизвестных углов поворота кривых спускной части горочной горловины. Разработанный метод основан на предварительном построении области допустимых значений указанных углов (ОДУ). Данная область представляет собой выпуклый многоугольник, все точки которого соответствуют допустимым решениям задачи выбора рациональных углов поворота кривых на спускной части горочной горловины. Необходимо отметить, что в работе [29] отсутствуют какие-либо рекомендации по выбору оптимальных значений неизвестных углов поворота в полученной ОДУ.

Следует отметить, что в большинстве работ, посвященных проектированию горочных горловин, основное внимание уделяется расчету неизвестных углов на спускной части горки. В то же время, существенное влияние на качество проекта оказывают параметры соединительных кривых на сортировочных путях, от параметров которых зависит как расчетная длина горловины в целом, так и сопротивление движению скатывающихся отцепов.

Для решения данной задачи в [30] был предложен метод расчета параметров всех элементов пучков сортировочных путей. Метод основан на

представлении конструкции стрелочной зоны пучка путей, которая инвариантна относительно его положения в горловине, с помощью методов аналитической геометрии. Исследования, выполненные в [30] с использованием указанного метода, показали, что во многих случаях на сортировочных путях необходимо укладывать дополнительные соединительные кривые с различными параметрами и направлением поворота. Однако выбор рациональных значений параметров соединительных кривых в данной работе так и выполняется методом подбора, что затрудняет выбор наилучшего варианта плана горловины.

В работе [31] разработана методика определения оптимальных параметров соединительных кривых на сортировочных путях (углы поворота, вставки, радиусы). Критерием оптимальности плана горочной горловины выбрано расстояние от головного стрелочного перевода пучка до замедлителей парковых тормозных позиций. Это позволяет увеличить полезную длину сортировочных путей, а также уменьшить требуемую высоту горки за счет сокращения расстояния до расчетной точки и, соответственно, уменьшить расход энергоресурсов, необходимых для реализации сортировочного процесса. В основу данной методики положена задача определения для каждого сортировочного пути такого вектора параметров  $\mathbf{w}_i = (f_{li}, \varphi_{di}, R_{oi}, R_{di})$ , при которых замедлители парковых тормозных позиций размещаются на минимальном расстоянии от головных стрелочных переводов соответствующих пучков.

Выполненные в [31] исследования показали, что разработанная методика позволяет уменьшить длину горочной горловины на 20-30 м и, таким образом, повысить качество проектирования сортировочных горок, снизив как капитальные затраты при их сооружении, так и эксплуатационные расходы при расформировании составов. Данная методика может использоваться при проектировании плана путевого развития горочных горловин.

### 1.3. Анализ путей повышения эффективности работы сортировочных комплексов

В качестве основных мероприятий по повышению эффективности функционирования сортировочных комплексов можно выделить следующие:

- применение ресурсосберегающих технологий переработки вагонопотоков;
- оптимизация конструктивно-технологических параметров сортировочных устройств.

Основная доля расходов энергоресурсов на сортировочных горках приходится на выполнение горочным локомотивом надвига и роспуска составов, а также торможение вагонов замедлителями.

В работе [32] разработана методика определения энергозатрат горочных электровозов ВЛ8. Методика предполагает применение формул тяговых расчетов для нормирования энергозатрат горочных электровозов при выполнении расформирования составов. Более детально рассмотрена методика определения величины основного удельного сопротивления состава при выполнении маневровых операций, связанных с расформированием.

В работе [33] с использованием предложенной в [32] методики разработана математическая модель работы электровоза ВЛ8 при выполнении горочных операций, которая реализована в среде *Mathcad*. Данная модель позволяет получить графики изменения скорости, времени, энергозатрат и позиций контроллера при выполнении надвига или роспуска составов, и тем самым дает возможность определить оптимальный режим работы горочного электровоза ВЛ8. В качестве критерия оптимальности выбраны приведенные затраты на выполнение маневровых операций по расформированию составов. Для сравнения, оценки и выбора оптимального режима работы горочного локомотива выполнено моделирование процесса его движения с составом. Моделирование выполнялось для составов разной массы, разного количества отцепов и числа вагонов в отцепе, а также при разных режимах разгона: медленный (постепенный перевод контроллера машиниста локомотива) и быстрый (более быстрый перевод контроллера машиниста в максимальную позицию).

Авторами установлено, что при незначительной длине и массе составов приведенные затраты при разных режимах разгона горочного локомотива отличаются незначительно, а с увеличением массы расформируемых составов наиболее экономичным является быстрый режим разгона локомо-

тива с составом. Из статьи не понятно, какие позиции контроллера машиниста необходимо выбирать при определенной массе состава. Также не рассмотрено влияние уклона путей парка приема-пути надвига на выбор необходимого режима работы горочного локомотива.

В работе [34] авторами выполнен анализ динамики изменения затрат топлива и электроэнергии на один расформированный состав на сортировочных станциях Донецкой железной дороги. Сделан вывод о нерациональном использовании горочных локомотивов. В этой связи авторами разработан алгоритм определения затрат топливно-энергетических ресурсов сортировочной горки. Он позволяет перед роспуском состава выбрать рациональный режим работы локомотива и дать рекомендации машинисту горочного локомотива. Из статьи не понятно, какие исходные данные необходимы для выполнения расчетов по указанному выше алгоритму и что является критерием выбора рационального режима работы горочного локомотива.

В работе [35] выполнена оценка технико-экономических показателей использования маневровых тепловозов для работы на сортировочной горке. Оценка показателей эксплуатационной работы и показателей энергопотребления выполнялась для тепловозов ЧМЭЗ, ЧМЭЗП, ТЭМ103 на основе тяговых расчетов. Как оказалось, лучшие показатели топливной экономичности при выполнении маневровой работы на горке присущи тепловозу ТЭМ103. Результаты тяговых расчетов были использованы для определения экономической составляющей методики оценки технико-экономических показателей функционирования маневровых тепловозов.

В работе [36] автором были выполнены исследования режимов работы ряда маневровых локомотивов на СГ. При выполнении исследований были рассмотрены как маневровые тепловозы, так и электровозы. Исследование режимов работы горочных локомотивов выполнялись с составами разной массы. В результате выполненных исследований было установлено, что маневровый тепловоз ЧМЭЗ вполне соответствует условиям горочной работы. Автором установлено, что для сокращения горочного цикла наиболее приемлем режим надвига с использованием маневрового полурейса «разгон-выбег» с подтормаживанием во время выбега. Также установлено, что скоростные и временные параметры, полученные при исследовании электрической тяги на горочной работе, на 6-10% ниже, чем при тепловозной тяге. Для работы в зоне низких

скоростей автором предложено создание двухрежимных маневровых локомотивов с высоким КПД.

В работе [37] рассмотрено влияние массы расформируемых составов на показатели работы горочного локомотива (продолжительность надвига и роспуска, расход топлива) при различных профильных условиях. В качестве критерия оптимальности выбраны приведенные расходы на выполнение сортировочной работы. Автором в результате теоретических исследований определены наиболее рациональные параметры (эффективная мощность, сцепной вес и количество осей) маневровых локомотивов для выполнения горочной работы в условиях применения переменной скорости роспуска составов различного веса на различном профиле. Также разработана методика определения оптимальных параметров горочных локомотивов для заданных условий эксплуатации и с учетом широкого диапазона изменения массы поездов, прибывающих в расформирование.

Авторами в работе [38] предложен программный комплекс, который позволяет выполнить тяговые расчеты операций, выполняемых маневровым тепловозом, с одновременным расчетом расхода топлива: надвига и роспуска составов на сортировочной горке; вытягивания состава из парка формирования в парк отправления; маневров толчками и перестановкой. Исходными данными для расчетов служат план и профиль путей маневрового района, типы маневрового тепловоза и перерабатываемых вагонов, распределение масс (веса) составов. Исходными данными программ являются: расход топлива и затраты времени на всю операцию и на ее отдельные элементы, такие как удельный расход топлива средний, под нагрузкой и на холостом ходу, на один обработанный в операции вагон, на метр пути, на единицу работы, коэффициенты использования мощности тепловоза и его КПД в операции.

В работе [39] повышение эффективности работы технических средств сортировочных станций предлагается выполнять на основе ресурсосбережения. При этом в качестве комплексной оценки функционирования сортировочной станции предлагается использовать критерий устойчивости  $K_{ст}$ , который характеризует отношение фактического расхода топлива маневрового локомотива к его паспортному. Автором в работе предложена методика определения фактической величины расхода топлива локомотивом при проведении маневровых операций. Для определения данной величины автор предлагает использовать уравнение множественной логарифмической

линейной корреляции, учитывающего влияние технологических и конструктивных факторов при проведении маневровой работы. На основании статистических данных автором получены зависимости значения коэффициента регрессии от основных факторов (нагрузка на ось вагона, масса состава, скорость роспуска состава с горки, позиция контроллера машиниста), влияющих на расход энергоресурсов маневровым локомотивом. К недостаткам данной работы следует отнести отсутствие каких-либо рекомендаций по уменьшению расхода топлива маневровым локомотивом при выполнении маневровых операций, связанных с расформированием составов.

В работах [40-42] авторы предлагают совершенствовать технологию работы сортировочной горки за счет интенсификации сортировочного процесса. Для достижения поставленной цели предлагается применять различные варианты технологии роспуска составов (непрерывный, частично-параллельный, параллельный, комбинированный). Согласно проведенным в [40] исследованиям, применение отдельных вариантов технологии роспуска позволит повысить перерабатывающую способность горки до 25%. В работе [41] авторами указаны внутростанционные организационные мероприятия, которые позволят в полной мере использовать параллельный роспуск составов.

Предложенные авторами в работах [40-42] мероприятия по совершенствованию работы сортировочной горки направлены на повышение ее перерабатывающей способности. Данные мероприятия актуальны в период значительного роста объемов перерабатываемого вагонопотока. В настоящее время перерабатывающей способности существующих сортировочных устройств достаточно для переработки вагонопотока, поэтому все мероприятия по совершенствованию технологии работы сортировочных комплексов должны быть направлены на уменьшение эксплуатационных затрат, связанных с расформированием составов.

Для определения основных направлений оптимизации процесса переработки вагонов на сортировочных станциях в работе [43] рассмотрены варианты организации процесса расформирования составов на сортировочных горках. Авторами проанализированы возможные варианты расформирования составов в зависимости от типа локомотивной тяги, используемой при выполнении горочных операций (заезд, надвиг, роспуск, осаживание). Отличительной особенностью данных вариантов является технология осаживания вагонов на путях подгорочного парка.

Одним из направлений повышения качества сортировочного процесса является применение новых и совершенствование существующих технических средств механизации сортировочных горок.

Так, в работе [43] автором рассмотрена возможность применения таких технических средств, как вагоноосаживатели или ускорители-замедлители, которые позволяют избежать использования маневровых локомотивов для выполнения осаживания вагонов и ликвидации окон.

Следует отметить, что оборудование путей сортировочного парка вагоноосаживателями или ускорителями-замедлителями требует значительных капитальных затрат, поэтому необходимо определить экономическую эффективность внедрения данных технических средств.

В работе [44] для улучшения качества сортировочной работы предлагается применение систем квазинепрерывного регулирования скорости движения отцепов. Основой данной системы являются домкратовидные замедлители точечного действия типа *TDU* – 302, 102. Автором в данной работе выполнен анализ применения данных систем на железных дорогах КНР. Установлено, что на большинстве сортировочных станций КНР в режиме квазинепрерывного регулирования более 95% всех отцепов соединяются на путях без образования окон; при этом только в 10% случаев скорость соударения превышает допустимую.

В работе [44] также отмечено, что китайскими специалистами разработаны новые типы балочных замедлителей. Предлагаются нажимные клещевидные замедлители с пневматическим приводом, оборудованные ускорителями оттормаживания, позволяют довести время срабатывания в этом режиме до 0,3-0,4 с, что примерно в два раза меньше, чем у отечественных замедлителей Т-50, КНП-5, ВЗПГ-5. Как следствие, это позволит обеспечить более высокую точность выпуска отцепов с тормозных позиций.

Также предложен новый весовой пневматический замедлитель. Его отличительной особенностью является автоматическое возбуждение тормозного усилия без участия управляющей системы строго пропорционально нагрузке колес вагонов. Преимуществом применения таких замедлителей является более плавное их взаимодействие с колесами вагонов.

К новым разработкам можно отнести эксплуатирующийся в данное время на железных дорогах Российской Федерации [45] пневматический нажимной замедлитель КЗ-5. Новокраматорским машиностроительным заводом освоен выпуск нового пневматического нажимного вагонного за-

медлителя НК-114 в 3-х, 4-х и 5-звенном исполнении, предназначенного для использования при строительстве новых и реконструкции существующих горок взамен замедлителей всех типов, применяемых в СНГ, на любой из тормозных позиций. Техничко-эксплуатационные характеристики новых замедлителей несколько выше, чем у замедлителей более ранних конструкций, однако их применение не снимает проблем, связанных с воздухообеспечением и переоснащением сортировочных горок потребует значительных капитальных вложений.

Перспективным направлением в совершенствовании вагонных замедлителей является разработка электромагнитного вагонного замедлителя (ЭВЗ) [46]. Тормозное усилие имеет две составляющие – электромагнитное поле и механическая, возникающая за счет сил трения тормозных шин и колес. Техничко-эксплуатационные характеристики замедлителя определяют предпочтительную область применения ЭВЗ – парковая тормозная позиция или тормозные позиции на спускной части горок малой мощности. В [47] разработана конструкция вагонного замедлителя нового поколения (ВЗНП), также основанная на использовании двух видов сопротивления. При экспериментальных исследованиях лабораторного образца были получены достаточно высокие результаты, однако на данное время опытные образцы так и не изготовлены, и полевые испытания не проводились.

Таким образом, применение новых и модернизация существующих пневматических нажимных замедлителей является одним из направлений снижения расхода энергоресурсов и совершенствования процесса расформирования составов на сортировочных горках.

Важнейшим резервом экономии энергоресурсов также является снижение утечек воздуха в воздухопроводных сетях горок, которые соизмеримы с полезным расходом его на срабатывание замедлителей [48, 49]. Наиболее важными мероприятиями по сокращению непроизводительных потерь сжатого воздуха являются уплотнения в соединениях пневмосети, регулировка ступеней торможения, а также автоматизация управления работой компрессорных установок.

## 1.4. Анализ методов моделирования функционирования сортировочных комплексов

Для теоретических исследований процесса расформирования составов, анализа и оценки показателей работы сортировочного комплекса станции используют моделирование процесса расформирования и накопления вагонов в сортировочном парке.

Процесс моделирования расформирования состава условно можно разделить на несколько фаз:

- моделирование скатывания отдельного отцепа;
- моделирование процесса роспуска состава;
- моделирование работы подсистемы расформирования сортировочной станции.

### *1.4.1. Моделирование скатывания отдельного отцепа*

Процесс скатывания отцепов с горки является одним из основных элементов сортировочного процесса на станциях. Анализ процесса скатывания отцепов, а также роспуска составов необходим как при проектировании сортировочных горок, их механизации, а также при разработке автоматизированных систем управления расформированием.

В работе [50] академиком В. Н. Образцовым выполнены детальные аналитические исследования модели процесса скатывания отцепов с горки. В данной работе была получена система аналитических выражений вида  $\Delta s = f(v)$ , каждое из которых представляет собой точное решение дифференциального уравнения движения отцепа при определенном сочетании влияющих факторов.

Следует отметить, что при отсутствии средств вычислительной техники, полученные в [50] решения малопригодны для практического применения.

В работе [51] профессором Е. М. Шафитом была получена наиболее общая аналитическая модель процесса скатывания отцепов. Приведенные в данной работе дифференциальные уравнения позволяют моделировать скатывание отцепов произвольной длины, в том числе и неоднородных. Указанная модель была использована для выполнения горочных расчетов.

В работе [52] использована так называемая вагонная модель отцепа, позволяющая исследовать процесс скатывания неоднородных отцепов.

Указанная модель позволяет учитывать эквивалентный уклон, по которому движется каждый вагон отцепа на шаге  $\Delta s$ , по разности отметок его крайних осей.

В работе [53] для исследования процесса расформирования предложена осевая модель отцепа. Осевая модель отцепа представляет собой систему шарнирно соединенных материальных точек, соответствующих отдельным колесным парам вагонов. Такая модель позволяет с достаточной точностью определять все силы (движущие, силы сопротивления, тормозные), действующие на отцеп в процессе скатывания.

В работе [54] предложена модель скатывания отцепов, в которой рассматривается их движение как в горизонтальной, так и в вертикальной плоскостях. Отцеп рассматривается как система материальных точек. Процесс скатывания неоднородного отцепа из  $n$  вагонов описывается системой  $2n$  дифференциальных уравнений второго порядка. В данной работе принято, что движение отцепа осуществляется при постоянном сопротивлении среды и коэффициенте трения; сопротивление от стрелок и кривых вообще не учитывается. Также необходимо отметить, что профиль горки представлен непрерывными кривыми: циклоидой, а также параболой и экспонентой. Усложнение модели в работе [54] с одной стороны, и упрощение учёта влияющих факторов с другой, снижают возможность ее практического использования.

Одним из основных элементов управляемого скатывания отцепов с горки является их торможение замедлителями для обеспечения условий интервального и прицельного регулирования скорости. Исследование данного процесса выполняется, как правило, с использованием имитационного моделирования.

В имитационных моделях, приведенных в [55, 56], торможение вагонов на ТП имитируется учетом величины действующего на отцеп удельного тормозного сопротивления, которое устанавливается с использованием погашаемой энергетической высоты  $h_t$ :

$$w_t = \frac{h_t}{l_{тп}},$$

где  $h_t$  – заданная величина погашаемой энергетической высоты;

$l_{\text{тп}}$  – рабочая длина замедлителей тормозной позиции.

Данный принцип моделирования работы тормозных позиций обладает некоторыми недостатками, а именно:

- не учитывается принцип действия и особенности работы замедлителей разных конструкций (весовые, нажимные);
- не предоставляется возможности осуществлять торможение отцепов в некоторой зоне, определяемой моментами их включения и выключения;
- не учитываются статистические (зависимости тормозного усилия и ускорения движения отцепа от давления воздуха в тормозных цилиндрах замедлителей) и динамические (изменения во времени давления при переключении ступеней торможения) характеристики замедлителей.

Описание процесса торможения отцепов замедлителями разных типов выполнено в работе [57]. Также в данной работе были рассмотрены принципы моделирования процесса торможения в переходных режимах (при включении и выключении замедлителей под вагонами).

На основании теоретических и экспериментальных исследований в [58] выполнена формализация и построена имитационная модель процесса скатывания отцепа при регулируемой зоне торможения с учетом параметров замедлителей и особенностей их конструкции. Управляющими параметрами в этой модели являются координата точки начала торможения и длина зоны торможения, которые могут быть либо заданы, либо определены из условий обеспечения удельной работы тормозных сил  $h_r$ , заданной скорости выхода отцепа из ТП  $V_{\text{вых}}$ , заданной скорости отцепа в точке прицеливания  $V_{\text{прц}}$  или требуемой величины интервала  $\delta t$  на разделительном элементе  $\sigma$ . Предложенная модель позволяет более полно учитывать влияющие факторы при решении задач интервального регулирования скорости отцепов и определения расходов на их торможение.

Основные принципы построения стохастической имитационной модели цифровой системы управления замедлителями ТП приведены в [59]. Выполненный анализ показал, что наиболее качественное моделирование движения отцепа в ТП при различных режимах работы замедлителей ТП может быть произведено при постоянном шаге квантирования по времени. В разработанной имитационной модели регулятора замедлителей ТП были использована математическая модель процесса торможения отцепа в замедлителях ТП, приведенная в [60].

В работе [61] разработаны модели замедлителей разного принципа действия (нажимные, весовые). Данные модели позволяют более детально имитировать процессы регулирования скорости отцепов и определить энергозатраты, связанные с работой тормозных позиций. Разработанные модели могут быть использованы при проектировании плана и профиля сортировочных горок, для оценки алгоритмов автоматизированного управления скоростью скатывания отцепов, а также в системах автоматизации сортировочного процесса на станциях.

В [62] были сформулированы основные требования к алгоритму управления замедлителями. Отмечено, что непосредственно точность регулирования зависит от правильности выбора момента окончания торможения и характера ведения отцепа по ТП. Показано, что для обеспечения необходимых интервалов между отцепами можно регулировать время занятия ТП, меняя выбор зоны торможения отцепа, а также уровень тормозного усилия.

В работе [63] был предложен универсальный модуль управления ТП. На каждой ТП модуль выполняет адаптивное управление, учитывающее реальную динамику движения отцепов. Основной задачей предложенного адаптивного управления тормозной позицией является обеспечение прицельного торможения отцепов на всех ТП: из ВТП на СТП, из СТП на ПТП, из ПТП на сортировочный путь. Предложенный алгоритм управления замедлителем является общим при наличии управляющей аппаратуры, как с ограниченным числом ступеней торможения, так и с непрерывным торможением.

В работе [64] предложена идея управления тормозными позициями на сортировочных горках на основе оценки энергетических характеристик отцепов. Данные характеристики получают от датчиков системы управления при вступлении отцепов на тормозную позицию. При этом торможение отцепа осуществляется с использованием эталонного алгоритма управления тормозной позицией, который соответствует зафиксированной энергетической характеристике отцепа. Предлагаемый эвристический метод дает приемлемое в большинстве случаев решение. Показаны основные результаты теоретического моделирования, определены допустимые величины погрешностей, как первичной информации, так и в оценке энергетических характеристик отцепа. Произведено обоснование выбора количества квантованных энергетических уровней эталонных отцепов с учетом рассчитанных погрешностей датчиков первичной информации.

#### *1.4.2. Моделирование процесса роспуска состава*

В работах [55, 65] предложена имитационная модель сортировочного процесса. В предложенной модели имитируются все элементы сортировочного процесса, а также работа напольного оборудования, измерительной аппаратуры и устройств управления роспуском. При этом учитывается стохастический характер потока отцепов, а также погрешности измерения параметров и величин управляющих воздействий в процессе роспуска. В модели используется синхронный принцип моделирования, который предполагает использование времени в качестве независимой переменной. При этом на каждом шаге имитируются все изменения, происходящие как на горке, так и в системе управления роспуском. К недостаткам модели следует отнести представление отцепов без разделения на отдельные вагоны, которые могут иметь различные параметры. Кроме того, предложенная модель не позволяет имитировать процесс проталкивания вагонов на сортировочных путях.

В работе [66] автором приведены общие принципы построения имитационной модели горки, предназначенной для исследования управления роспуском в автоматизированных системах. В предложенной модели используются дифференциальные уравнения движения отцепов, решаемые численными методами. Алгоритм моделирования позволяет определять момент отрыва отцепов от состава, контролировать нагон и скорость их соударения, движение объединенных отцепов, а также остановку отцепов на сортировочных путях. В модель также включены алгоритмы управления роспуском, реализованные в системах ГАЦ и АРС.

В работе [67] приведена модель роспуска составов с переменной скоростью, задаваемой с помощью системы АЗСР. Моделирование движения расформируемого состава осуществляется с использованием приближенного решения дифференциального уравнения движения поезда. Скатывание отцепов осуществляется поочередно с использованием модели [68]. Режимы торможения на неавтоматизированных горках определялись из условия обеспечения допустимой скорости соударения вагонов на сортировочных путях при равномерном распределении торможения между позициями. По окончании моделирования скатывания отцепов определялись интервалы времени на изолированных участках стрелок и тормозных позиций.

В модели роспуска, предложенной в [69], осуществляется раздельное поочередное скатывание каждого отцепа, при котором итерационным

методом осуществляется подбор режимов торможения этого отцепа. Выбор режимов торможения отцепа осуществляется по условиям его разделения с предыдущим отцепом на тормозных позициях и разделительной стрелке. При невыполнении условий интервального или прицельного регулирования для данного отцепа, снижается его начальная скорость, и все расчёты повторяются. После определения начальных скоростей всех отцепов производится их корректирование по тяговым характеристикам горочного локомотива. В рассматриваемой работе предусмотрено статистическое моделирование параметров отцепов состава, а также тормозной мощности замедлителей, случайные значения которой определяются для каждого скатывающегося отцепа. Предложенная автором модель позволяет исследовать режимы переменной скорости роспуска, а также влияние точности регулирования скорости отцепов на производительность горки.

Авторами в работе [70] разработана модель процесса роспуска составов, в которой одновременно рассматривается движение надвигаемого состава и всех отцепов, скатывающихся с горки. В указанной модели состояние процесса роспуска в каждый момент времени  $t$  характеризуется векторами координат состава и скатывающихся отцепов  $S$  и их скоростей  $V$ , которые корректируются на каждом шаге  $\Delta t$ . Следует отметить, что в данной работе применён способ моделирования, при котором на шаге  $\Delta t$  поочередно моделируется перемещение состава и всех скатывающихся отцепов.

Модель, предложенная в [70], позволяет достаточно точно имитировать процессы, протекающие при роспуске составов на горках. Данная модель обеспечивает слежение за отрывом от состава очередного отцепа, после которого он включается в число скатывающихся. Модель также позволяет определять случаи неразделения отцепов на стрелках и изменять при этом маршрут следования второго отцепа, а также диагностировать случаи нагона отцепов, при которых осуществляется формирование объединённого отцепа. Указанные возможности модели позволяют достаточно точно имитировать процесс заполнения путей сортировочного парка, учитывая проталкивание преждевременно остановившихся вагонов. Моделирование торможения отцепов осуществляется в соответствии с алгоритмом работы системы АРС, которой оборудована исследуемая сортировочная горка. При этом для каждого скатывающегося отцепа, находя-

щегося в зоне действия тормозной позиции, при необходимости вырабатывается команда на торможение или оттормаживание, которая реализуется в данном интервале  $\Delta t$ .

#### *1.4.3. Моделирование работы подсистемы расформирования сортировочной станции*

В работе [71] была разработана имитационная модель подсистемы расформирования сортировочной станции. В указанной модели, вместо равномерного торможения отцепа на всей ТП осуществляется его сосредоточенное торможение на определенной части рабочей длины позиции полной мощностью замедлителей, соответствующей заданной ступени торможения. Модель сортировочной горки представлена в виде взвешенного ориентированного графа. Разработанная модель позволяет имитировать движение отцепов по сортировочным путям, а также нагоны, соударения, объединение отцепов и проталкивание стоящих вагонов.

Автором в работе [72] предложена имитационная модель роспуска составов, в которой предложен метод моделирования движения отцепа по элементам путевого развития сортировочной горки с применением математического аппарата нейронных сетей. Рассмотрено функционирование модели при нормальном режиме работы датчиков, а также в случае возникновения сбоев.

Автором в работе [73] разработан и предложен стенд имитационного моделирования работы сортировочной станции. Формализация технологического процесса переработки транзитного вагонопотока основана на сочетании аналитического аппарата сетевого планирования и метода Монте-Карло. Стенд имитационного моделирования состоит из следующих компонентов: библиотеки имитационных моделей сортировочной станции железнодорожной сети, позволяющей оперативно создавать варианты моделей технологического процесса переработки транзитного вагонопотока на железнодорожной станции; подсистемы оптимизации и принятия решений; подсистемы отображения результатов моделирования; базы данных моделирования.

Использование стенда позволит оперативно изменять состав, количество ресурсов при изменении структуры и величины транзитного вагонопотока; определять наиболее эффективный вариант организации технологического процесса переработки транзитного вагонопотока; обосновы-

вать выбор решений при управлении технологическим процессом, позволяющих избежать сбоев в обслуживании, приводящих к простою вагонов и локомотивов; оценивать затраты на реконструкцию технологической линии обслуживания транзитных потоков.

Разработанная автором в работе [74] имитационная модель расформирования позволяет детально рассматривать процесс скатывания отцепов и заполнения пути накопления, устанавливая зависимости между важнейшими показателями этого процесса и элементами конструкции сортировочного комплекса, а также другими внешними и внутренними факторами, влияющими на процесс расформирования составов и накопление вагонов на подгорочных путях.

В работе [75] автором предложена эргатическая модель сортировочной горки. Структура эргатической модели представлена двумя взаимодействующими элементами: информационной моделью (ИМ) и моделью функционирования сортировочной горки. Информационная модель представляет собой совокупность данных необходимых оператору для управления процессом роспуска состава. Модель функционирования сортировочной горки имитирует процесс роспуска состава и передает информацию для отображения в ИМ. Для имитации процесса роспуска разработаны модели горки, состава и отцепа, а также методика определения состояния системы в дискретные моменты времени с шагом  $\Delta t$ .

Модель горки содержит данные о плане, продольном профиле, разделительных стрелках, замедлителях и сортировочных путях, необходимые для моделирования надвига состава и скатывания отцепов с использованием численных методов решения дифференциальных уравнений движения. Указанная модель позволяет имитировать работу замедлителей, перевод разделительных стрелок, работу рельсовых цепей, контролировать нагон отцепов, их соударение и проталкивание на сортировочных путях. При моделировании торможения отцепов удельное тормозное сопротивление рассматривается как случайная величина; учитывается также инерционность замедлителей, которая влияет на выбор моментов начала и окончания торможения.

Процесс роспуска составов представляется последовательностью элементарных шагов  $\Delta t$ , на каждом из которых одновременно рассматривается движение надвигаемого состава и всех скатывающихся отцепов. Для синхронизации параллельных процессов в модели введено систем-

ное время, которое увеличивается на величину  $\Delta t$  в начале каждого шага. После каждого шага осуществляется анализ и корректирование состояния системы (перевод стрелок, переключение замедлителей), а также состава (отрыв очередного отцепа) и скатывающихся отцепов (нагоны и объединения смежных отцепов, соударение или остановка на сортировочных путях).

Предложенная модель позволяет определить показатели, характеризующие качество функционирования сортировочной системы: величины интервалов между отцепами на разделительных элементах, скоростей соударения вагонов на сортировочных путях, длины окон (первичных и после проталкивания). Данные показатели могут быть использованы как для определения уровня подготовки горочного оператора (при использовании модели в качестве тренажера), так и для оценки проектируемой сортировочной горки.

Авторами в работе [76] рассмотрена модель подсистемы расформирования поездов на сортировочной станции. В данной модели функционирования подсистемы расформирования представлено с использованием сетей Петри. Каждая фаза обслуживания состава представлена некоторым местом  $P_i$ . Текущая ситуация в подсистеме расформирования в некоторый момент времени характеризуется состоянием системы  $S_i$ . Возможность перехода системы из одного состояния в другое характеризуется вероятностью  $q$ . Моделирование выполнения технологических операций, связанных с обработкой поездов, характеризуется переходом  $t_i$ . Каждый переход  $t_i$  возможен с определенной интенсивностью  $\lambda_i$ .

К недостаткам предложенной модели следует отнести отсутствие возможности оперативного управления технологическими операциями с поездами на станции, что не позволяет диспетчерскому персоналу станции действовать в зависимости от текущей обстановки.

В работе [77] изложены принципы адаптивной системы управления работой сортировочной горки. Отмечено, что технологический процесс роспуска составов с горки отличается значительной сложностью, многообразием режимов функционирования, быстрым изменением информации, характеризующей ход процесса, наличием большого числа внешних неконтролируемых факторов с широким пределом изменения их значений. Это означает, что функционирование системы управления происходит в условиях неопределённости и недостатка или неполноты априорной информации об объекте управления.

Для преодоления этих трудностей в [77] авторы предлагают применить принцип адаптации, который позволит создать эффект приспособления к изменяющимся условиям. Это позволит существенно снизить влияние неопределённости на качество управления и компенсировать в определённой степени недостаток априорной информации об управляемом процессе на стадии проектирования.

Для создания адаптивной системы управления необходимо разработать математическое описание реальных элементов, входящих в состав объекта управления, а также процессов протекающих в ходе его эксплуатации.

Очевидно, что некоторые параметры модели, такие как удельное сопротивление, вес вагонов несут в себе фактор неопределенности. В связи с этим для правильной оценки последствий принятия решений система управления роспуском составов должна корректировать параметры системы и управляющие воздействия в процессе функционирования.

Разработанная математическая модель процесса роспуска составов носит универсальный характер, так как позволяет управлять любой горкой с произвольной структурой и разнообразным техническим оснащением.

### **1.5. Основные задачи совершенствования технико-технологических параметров сортировочных комплексов**

Сортировочный комплекс является одним из главных элементов сортировочных станций, обеспечивающим процесс переработки поступающего вагонопотока. В современных условиях весьма важным фактором обеспечения высокой эффективности эксплуатационной работы сортировочных станций является минимизация расходов, связанных с переработкой вагонов. В этой связи большое значение приобретают вопросы дальнейшего развития сортировочных комплексов станций, совершенствования их конструкции и технологии на базе научных исследований и оптимизации, как технических средств, так и организации процесса переработки вагонов на станциях. Это позволит повысить их производительность, уменьшить простой вагонов на станциях, и за счет этого ускорить доставку грузов, сократить оборот вагонов и их необходимый парк. Кроме того, это будет способствовать дальнейшему улучшению экономических показателей работы станций, в первую очередь, за счет снижения себестоимости переработки вагонопотоков.

Одним из важнейших элементов сортировочных комплексов являются сортировочные горки, которые осуществляют расформирование составов грузовых поездов на станциях. Конструкция и техническое оснащение сортировочных горок существенно влияют на эксплуатационные расходы по расформированию составов. В этой связи в современной транспортной науке одним из направлений исследования сортировочного процесса с целью повышения его эффективности является совершенствование конструкции плана и продольного профиля сортировочных горок. В настоящее время, как показал выполненный обзор научных публикаций, существует достаточно большое число работ, посвященных совершенствованию методики расчета и проектирования плана путевого развития горочных горловин сортировочных парков.

Расчет параметров горочной горловины является одной из наиболее сложных задач при проектировании сортировочных комплексов, от качества решения которой зависит большинство показателей сортировочного процесса. Основным недостатком существующих методов является то, что неизвестные углы поворотов кривых на спускной части горочной горловины определяются методом подбора. Такой подход не позволяет найти лучший вариант конструкции горочной горловины и усложняет проблему автоматизации ее проектирования. В этой связи актуальной является разработка методики формализованного определения рациональных значений углов поворота кривых на спускной части горки.

Следует заметить, что в большинстве работ, посвященных проектированию горочных горловин, основное внимание уделяется расчету неизвестных углов на спускной части горки. В то же время существенное влияние на качество проекта оказывают параметры соединительных кривых на сортировочных путях, от которых зависит как расчетная длина горловины в целом, так и сопротивление движению скатывающихся отцепов. В этой связи актуальной является задача совершенствования конструкции плана горочной горловины путем оптимизации параметров сопрягающих кривых на сортировочных путях.

Для эффективного решения указанных задач должно быть разработано программное обеспечение, позволяющее осуществлять выбор оптимальных значений углов поворота на спускной части горочной горловины и параметров соединительных кривых на сортировочных путях. В результате данных расчетов может быть получен рациональный план горочной

горловины, значения его численных параметров, а также координат основных точек.

С использованием данной методики целесообразно разработать базовые конструкции плана горочных горловин с различным числом путей и взаимным расположением стрелочных и тормозных позиций. При этом исследования и комплексную оценку полученных вариантов конструкций горочных горловин необходимо выполнять на основе имитационного моделирования процесса расформирования потока составов, в результате которых должны быть разработаны рекомендации по их применению.

Достаточно большое число рассмотренных научных работ направлено на совершенствование конструкции продольного профиля сортировочных горок. При этом в существующих работах в основном предлагаются различные методики расчета высоты и профиля горок, основанные на использовании в качестве критерия оптимизации отдельных частных показателей. В то же время отсутствуют работы, посвященные анализу влияния параметров профиля горок на динамику скатывания отцепов. В этой связи актуальной является задача исследования влияния высоты и профиля горок на показатели сортировочного процесса с использованием имитационного моделирования скатывания с горки расчетных отцепов в различных условиях.

В технологическом процессе работы сортировочного комплекса станции существует сложная взаимосвязь элементов и процессов на всех этапах переработки вагонов. Поэтому при выборе рациональных технико-технологических параметров комплекса, его необходимо рассматривать в целом, не разрывая связей между отдельными элементами. При существующем развитии аналитических методов исследование сортировочного комплекса станции как многофазной многоканальной системы не представляется возможным. В связи с этим актуальной является разработка имитационной модели функционирования сортировочного комплекса, позволяющей исследовать его работу при различных режимах эксплуатации как единой системы.

Для решения задачи выбора рациональных режимов расформирования составов в условиях неравномерности их входящего потока модель должна быть построена как двухфазная система массового обслуживания. При разработке данной модели необходимо совместно имитировать процессы обслуживания составов в парке прибытия и их расформирования на

горке, а также процесс заполнения сортировочных путей. По характеру управления процессами данная модель должна быть эргатической, в которой принятие управленческих решений осуществляется лицом, выполняющим моделирование; как показал обзор литературы, подобные модели сортировочных комплексов в настоящее время отсутствуют.

Разработанная модель позволит установить зависимости между скоростью роспуска и эксплуатационными расходами на расформирование составов, а также исследовать влияние этой скорости на показатели работы сортировочного комплекса в условиях колебаний интенсивности входящего потока составов. Результаты исследований позволят разработать рекомендации по выбору рациональной скорости роспуска для каждого конкретного состава с учетом текущего положения в парке приема и за счет этого минимизировать общие расходы станции, связанные с переработкой вагонов.

## РАЗДЕЛ 2

### СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ПЛАНА ГОРОЧНЫХ ГОРЛОВИН СОРТИРОВОЧНЫХ ПАРКОВ

Определение рациональной конструкции плана путевого развития горочной горловины представляет собой одну из наиболее сложных задач при проектировании сортировочной горки. Специфика проблемы состоит в необходимости увязки всех требований к размещению устройств механизации и автоматизации с элементами плана и профиля. Кроме того, при проектировании нужно учитывать множество ограничений, которые накладываются на конструкцию горки; при этом параметры ряда элементов плана не могут быть определены однозначно. К таким элементам плана следует отнести дополнительные кривые на спускной части и сопрягающие кривые на сортировочных путях. В этой связи авторами были разработаны методы, позволяющие на основании системного подхода определить наилучшие параметры указанных элементов плана и тем самым повысить качество проектирования горочных горловин.

#### **2.1. Допустимые значения углов поворота кривых головной части горочной горловины**

Как показал анализ существующих методов проектирования горочных горловин, величина дополнительных углов поворота кривых на спускной части, как правило, определяется графически в процессе построения масштабного плана; в дальнейшем при расчете координат элементов путевого развития параметры кривых уточняют [20]. Очевидно, что при таком подходе невозможно оценить качество проектирования горочной горловины и выбрать наиболее рациональный вариант. В этой связи был разработан метод, позволяющий определить все множество возможных значений углов поворота кривых головной части горочной горловины и выбрать наиболее рациональные значения.

##### *2.1.1. Определение области допустимых углов для расчетного пути*

В типовых конструкциях горочных горловин углы поворота кривых в пучках известны и определяются длиной стандартных конструктивных вставок между стрелочными переводами при определенном радиусе кру-

говой кривой. Следовательно, неизвестными являются углы поворота, расположенные между вершиной горки и пучковыми стрелочными переводами. При этом на большинстве горок средней и большой мощности на каждом маршруте скатывания отцепов число таких кривых не превышает двух с величинами углов, соответственно,  $\beta_1$  и  $\beta_2$ .

Как показывает анализ, существует достаточно большое число допустимых решений задачи выбора значений пары углов  $(\beta_1, \beta_2)$ , при которых обеспечивается выполнение всех конструктивных требований к горловине. В этой связи возникает задача поиска области допустимых углов (ОДУ) на координатной плоскости  $\beta_1\beta_2$ , каждая точка  $(\beta_1, \beta_2)$  которой обеспечивает допустимую конструкцию горочной горловины. В дальнейшем ОДУ используется для решения задачи оптимизации конструкции горочной горловины.

Для разработки метода построения ОДУ вначале были выполнены исследования влияния величин углов  $\beta_1, \beta_2$  на конструкцию пучков горловины и отдельных сортировочных путей. С этой целью трасса каждого сортировочного пути была представлена в виде ломаной линии, для чего предварительно кривые были заменены их тангенсами (рис. 2.1).

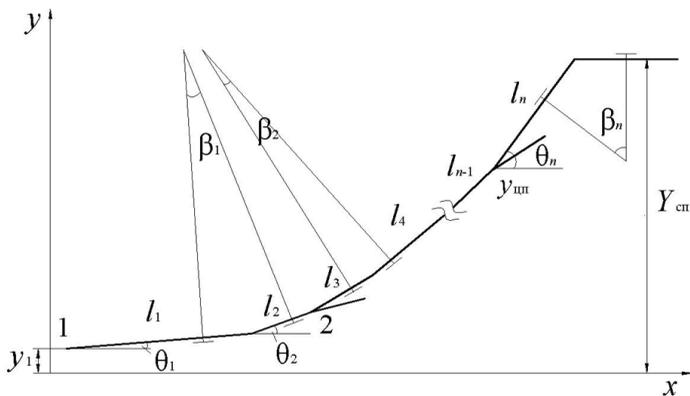


Рисунок 2.1 – Схема трассы сортировочного пути

Неизвестные углы  $\beta_1, \beta_2$  можно рассматривать как независимые переменные уравнений, в которых ордината каждого сортировочного пути  $Y_{\text{сп}}$  представляется как сумма проекций отрезков его трассы на ось  $OY$

$$Y_{\text{цп}} = y_1 + \sum_{i=1}^n l_i \sin \theta_i, \quad (2.1)$$

где  $y_1$  – ордината первого разделительного стрелочного перевода;

$l_i$  – длина  $i$ -го элемента трассы;

$\theta_i$  – угол наклона  $i$ -го элемента к базису;

$n$  – число элементов трассы.

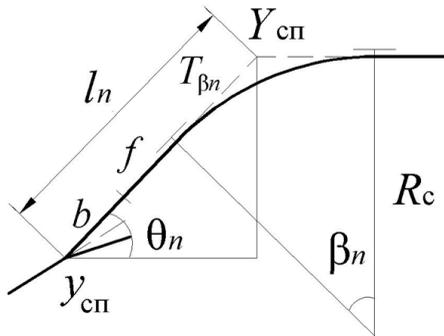
Длина последнего элемента трассы  $l_n$  представляется суммой (рис. 2.2)

$$l_n = b + f + T_{\beta n}, \quad (2.2)$$

где  $b$  – расстояние от центра стрелочного перевода до торца крестовины;

$f$  – длина прямой вставки между торцом крестовины последнего стрелочного перевода и началом сопрягающей кривой;

$T_{\beta n}$  – величина тангенса сопрягающей кривой.



**Рисунок 2.2** – Схема определения прямой вставки  $f$  на сортировочном пути

При этом, как видно из рис. 2.2, длину указанного элемента  $l_n$  (2.2) можно определить по разности ординат сортировочного пути  $Y_{\text{сп}}$  и центра последнего стрелочного перевода  $y_{\text{цп}}$

$$l_n = \frac{Y_{\text{сп}} - y_{\text{цп}}}{\sin \theta_n} \quad (2.3)$$

Тогда величина прямой вставки  $f$  между торцом крестовины последней стрелки и началом сопрягающей кривой определяется как

$$f = \frac{Y_{\text{сп}} - y_{\text{шт}}}{\sin \theta_n} - (b + T_{\beta_n}), \text{ где } T_{\beta_n} = R \operatorname{tg} \frac{\theta_n}{2}, \quad \theta_n = \beta_n \quad (2.4)$$

Величина угла  $\theta_n$  может быть определена как алгебраическая сумма углов  $\alpha_i$  стрелочных переводов и углов  $\beta_j$  поворота дополнительных кривых на трассе сортировочного пути

$$\theta_n = \sum_{i=1}^m \alpha_i + \sum_{j=1}^p \beta_j \quad (2.5)$$

Очевидно, что в состав  $\theta_n$  входят и неизвестные углы  $\beta_1, \beta_2$ .

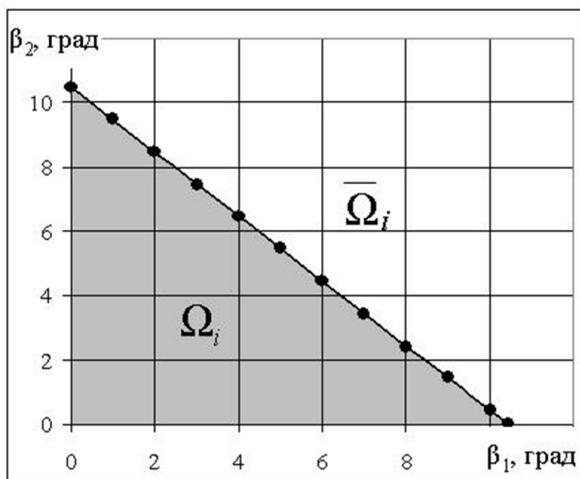
Таким образом, вставку  $f$  можно рассматривать как функцию двух независимых переменных  $f = F(\beta_1, \beta_2)$ , поскольку от величин углов  $\beta_1, \beta_2$  зависят как ордината  $y$ , так и угол  $\theta_n$ .

Основным требованием, которому должны удовлетворять углы  $\beta_1$  и  $\beta_2$ , является обеспечение сопряжения последних разделительных стрелочных переводов пучков с сортировочными путями кривыми допустимого радиуса. Для определения области допустимых значений указанных углов необходимо установить множество их предельных комбинаций, при которых вставка  $f = 0$  при минимальном допустимом радиусе сопрягающей кривой  $\min\{R_c\}$ , принимаемом в соответствии с нормативами. Для решения поставленной задачи необходимо исследовать взаимосвязь величин углов  $\beta_1$  и  $\beta_2$  с использованием неявной функции  $F(\beta_1, \beta_2) = 0$ , поскольку выражение (2.5) не представляется возможным разрешить относительно одного из углов  $\beta$  аналитическими методами и получить интересующую функцию  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$ .

В этой связи для получения зависимости  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  были использованы вычислительные методы. В частности, для расчетного сортировочного пути была рассмотрена некоторая совокупность значений угла  $\beta_1$ , для которых рассчитывалась величина  $\beta_2$  при вставке  $f = 0$  и минимальном радиусе сопрягающей кривой  $R_c = 180$  м. Учитывая сложность аналитиче-

ского решения уравнения (2.1), для определения неизвестного угла  $\beta_2$  был разработан итерационный метод, который позволяет решить данную задачу с требуемой точностью.

Практически для решения поставленной задачи угол  $\beta_1$  варьировался с шагом  $\Delta\beta = 1^\circ$  и для каждого из этих значений рассчитывался неизвестный угол  $\beta_2$  для заданного сортировочного пути. Как показали исследования, между данными углами существует функциональная зависимость  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$ , графиком которой является прямая линия (рис. 2.3).



**Рисунок 2.3** – Схема определения допустимой полуплоскости  $\Omega_i$

Как видно из рисунка, график функции  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  делит координатную плоскость  $\beta_1\beta_2$  на две полуплоскости  $\Omega_i$  и  $\overline{\Omega}_i$ , в одной из которых ( $\Omega_i$ ) вставка  $f > 0$ , а в другой  $-f < 0$ ; на линии  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  вставка  $f = 0$ .

Установлено, что углы поворота, соответствующие координатам произвольной точки  $P(\beta_1, \beta_2)$  полуплоскости  $\Omega_i$ , позволяют выполнить проектирование сопрягающей кривой на данном пути допустимым радиусом ( $R_c \geq R_{\min}$ ). Напротив, все точки, которые принадлежат другой полуплоскости  $\overline{\Omega}_i$ , соответствуют недопустимым комбинациям значений углов  $(\beta_1, \beta_2)$ . Таким образом, полуплоскость  $\Omega_i$  является допустимой для данной конструкции отдельного расчетного пути.

### 2.1.2. Построение области допустимых углов горочной горловины

С целью нахождения ОДУ для горловины необходимо найти множество допустимых полуплоскостей  $\{\Omega_1, \Omega_2, \dots, \Omega_m\}$  для всех  $m$  сортировочных путей, и определить область  $\Omega$ , которая принадлежит всем  $m$  полуплоскостям, т.е. найти их пересечение  $\Omega = \Omega_1 \cap \Omega_2 \cap \dots \cap \Omega_m$ .

Для наглядности предложенный метод построения ОДУ рассмотрен для конкретной горловины, представленной на рис. 2.4. Данная горловина симметрична и состоит из 30 путей, сгруппированных в четыре пучка, из которых крайние пучки неполные.

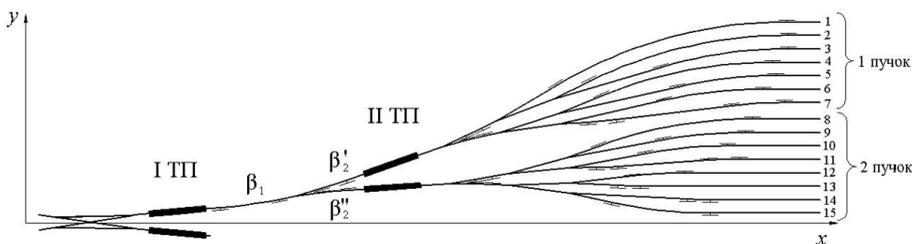


Рисунок 2.4 – План симметричной горочной горловины на 30 путей

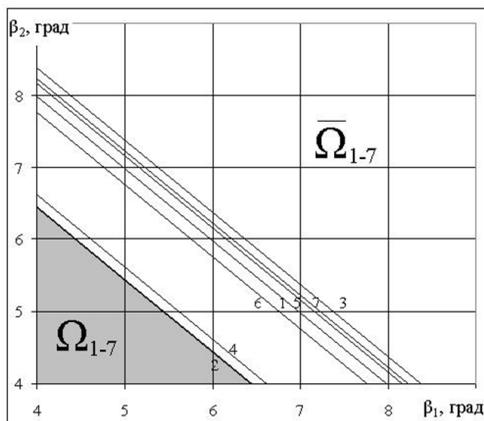
Как видно из рисунка, на трассе каждого сортировочного пути расположены две дополнительные кривые с неизвестными углами:  $\beta_1, \beta_2'$  для путей первого пучка и  $\beta_1'', \beta_2''$  для путей второго пучка. В соответствии с [1] вагонные замедлители СТП, которые расположены перед пучковыми стрелками, следует располагать в створе, где междупутье не меньше нормативной величины  $e_{\min}$ . Для выполнения указанного требования необходимо, чтобы углы  $\beta_2'$  и  $\beta_2''$  были одинаковы; тогда по маршруту скатывания отцепа на любой из сортировочных путей располагаются две кривые с углами поворота  $\beta_1$  и  $\beta_2$ .

Первоначально были получены зависимости  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  для всех сортировочных путей внешнего пучка горочной горловины. Установлено, что угловые коэффициенты  $k$  всех полученных прямых отрицательны (для всех путей пучка абсолютная величина коэффициента составляет 1,004–1,005).

Следует отметить, что значение коэффициента  $k$  зависит от расстояния между кривыми  $\beta_1$  и  $\beta_2$ . Так, в случае расположения ВТП за кривой  $\beta_1$ ,

абсолютная величина  $k$  для путей первого пучка составляет 1,144 – 1,186; при этом, с увеличением расстояния между кривыми наблюдается рост коэффициента  $k$ .

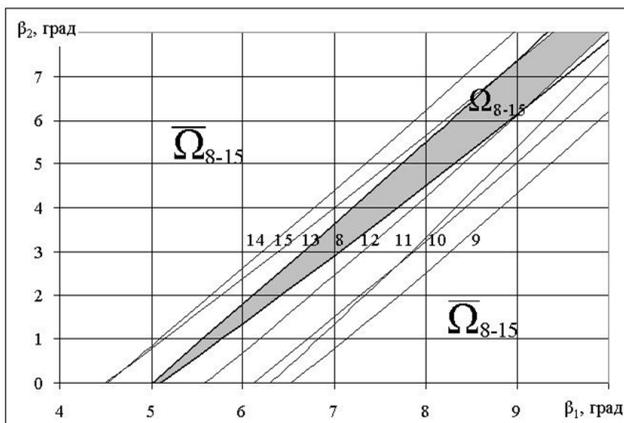
Допустимые полуплоскости  $\{\Omega_1 \cap \Omega_2 \cap \dots \cap \Omega_7\}$  всех путей пучка ограничены графиками  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  справа (рис. 2.5); цифрами обозначены номера путей, для которых построены соответствующие прямые.



**Рисунок 2.5** – ОДУ для путей верхнего пучка

Таким образом, областью допустимых углов  $\beta_1, \beta_2$  для путей 1 пучка является область  $\Omega_{д.в.} = \Omega_1 \cap \Omega_2 \cap \dots \cap \Omega_7$ . Как видно из рис. 2.5, ограничивающим полуплоскость  $\Omega_{д.в.}$  является 2-й путь, который, таким образом, является наиболее трудным по условию вписывания сопрягающих кривых на путях пучка.

Аналогично были построены графики  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  для путей второго пучка. В отличие от первого пучка, угловые коэффициенты  $k$  указанных графиков положительны и в достаточной степени отличаются друг от друга. При этом, аналогично с путями 1 пучка, с увеличением расстояния между кривыми  $\beta_1$  и  $\beta_2$  величина углового коэффициента  $k$  возрастает. Характерной особенностью ОДУ второго пучка является расположение области  $\Omega_{8-15}$  между графиками  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  определенных путей этого пучка. Так, для рассматриваемой горловины (см. рис. 2.6) ОДУ второго пучка ограничена графиками  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  для 8 пути справа и для 13 пути слева.

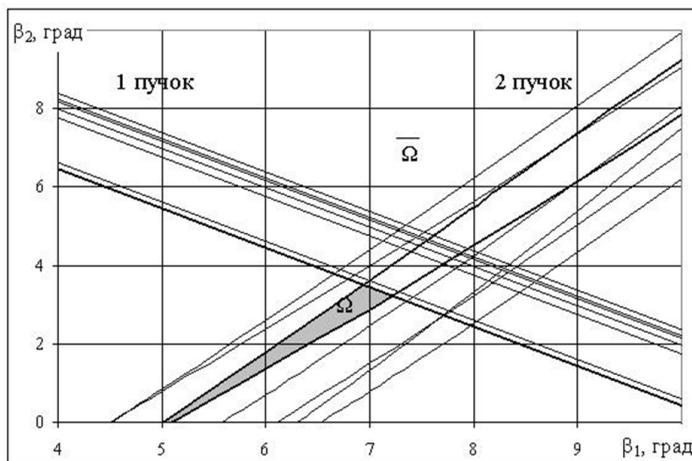


**Рисунок 2.6** – ОДУ для путей внутреннего пучка

Как показали исследования, знак углового коэффициента  $k$  и расположение соответствующей допустимой полуплоскости  $\Omega_i$  зависят от направления поворота кривых с углами  $\beta_1$ ,  $\beta_2$  и  $\beta_n$  на трассе данного пути (см. рис. 2.1). Так, знак углового коэффициента зависимости  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  определяется направлением поворота кривых с углами  $\beta_1$  и  $\beta_2$ . В частности, в случае поворота указанных кривых в одну и ту же сторону (трассы путей первого пучка) угловой коэффициент отрицательный; это означает, что увеличение одного из углов требует соответственного уменьшения другого угла. При повороте кривых в разные стороны (трассы путей второго пучка) угловой коэффициент положительный, поскольку в этом случае увеличение одного из углов требует соответственного увеличения другого угла. Такое согласованное изменение углов  $\beta_1$  и  $\beta_2$  позволяет сохранять положение пучков путей горловины при их варьировании.

На расположение допустимой полуплоскости  $\Omega_i$  влияет направление поворота сопрягающей кривой  $\beta_n$  на сортировочном пути, которое определяется соотношением ординат центра последнего разделительного стрелочного перевода  $y_{щ}$  и оси пути  $Y_{щ}$ . Так, в случае  $y_{щ} < Y_{щ}$  (пути 1–12, см. рис. 2.4) поворот кривой осуществляется по часовой стрелке и допустимая полуплоскость  $\Omega_i$  ограничена графиком  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  справа; в случае  $y_{щ} > Y_{щ}$  (пути 13–15) – поворот кривой осуществляется против часовой стрелки и допустимая полуплоскость  $\Omega_i$  ограничена графиком  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  слева.

Таким образом, для рассматриваемой горловины на координатной плоскости  $\beta_1\beta_2$ , найдена область  $\Omega = (\Omega_1 \cap \Omega_2 \cap \dots \cap \Omega_7) \cap (\Omega_8 \cap \Omega_9 \cap \dots \cap \Omega_{15})$ , все точки которой принадлежат допустимым полуплоскостям  $\Omega_{1-15}$  всех сортировочных путей горловины (рис. 2.7).

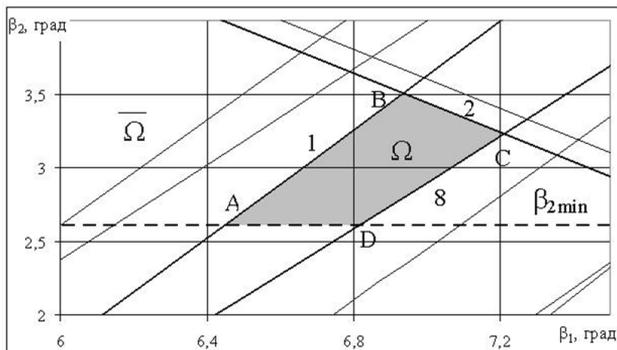


**Рисунок 2.7** – Определение ОДУ для всех путей горловины

Дополнительное ограничение полученной ОДУ связано с необходимостью обеспечения минимального расстояния между смежными пучками. Установлено, что величина междупутья между пучками зависит только от величины угла  $\beta_2$ , который в этой связи не может быть меньше определенного значения  $\beta_{2min}$ , обеспечивающего минимальное нормативное расстояние между ними  $e_{min}$ . Следовательно, графиком указанного ограничения является прямая, параллельная оси абсцисс, которая ограничивает ОДУ снизу (прямая  $\beta_{2min}$ ). Таким образом, для представленной горловины область допустимых углов  $\Omega$  представляет собой выпуклый многоугольник ABCD, который образован графиками  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  2-го, 8-го и 13-го путей и линией  $\beta_2 = \beta_{2min}$  (рис. 2.8).

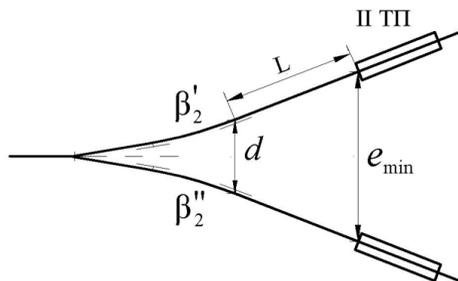
При построении ОДУ горловины следует учитывать необходимость обеспечения минимального междупутья  $e_{3 min}$  между замедлителями СТП, величина которого зависит от типа применяемых замедлителей. При этом необходимо учитывать, что при достаточно больших углах поворота кри-

вых  $\beta_2$  необходимое междупутье  $e_3$  образуется за счет длин этих кривых ( $e_3 \geq e_{3 \min}$ ).



**Рисунок 2.8** – Область допустимых углов горловины

В то же время при малых значениях угла  $\beta_2$  следует предусматривать дополнительную прямую вставку  $L$  между концом кривой и началом тормозной позиции, которая позволит обеспечить минимальную величину  $e_{3 \min}$  (рис. 2.9). Установлено, что между величинами  $\beta_2$  и  $L$  существует обратная зависимость  $L = \varphi(\beta_2)$ , которая, в свою очередь, оказывает влияние на взаимосвязь величин углов  $\beta_1$  и  $\beta_2$ . Это приводит к некоторой нелинейности графиков  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  в зоне малых углов  $\beta_2$ , что необходимо учитывать при построении и анализе ОДУ горловины.



**Рисунок 2.9** – Схема определения вставки  $L$  для обеспечения междупутья  $e_{\min}$

На основе выполненных исследований было разработано программное обеспечение, которое позволяет автоматизировать процесс построения ОДУ для заданной конструкции горловины. Программный продукт создан на основе усовершенствованной геометрической модели плана горочной горловины [80] в виде ориентированного бинарного дерева  $D = (V, E)$ . Он позволяет получить совокупность функциональных зависимостей  $\beta_2 = \varphi(\beta_1)$  между углами поворота кривых на спускной части горки для всех сортировочных путей и на их основе построить графическое изображение ОДУ с использованием методов вычислительной геометрии.

В общем виде алгоритм поиска неизвестных углов дополнительных кривых спускной части горки включает следующие шаги:

а) выбор смежных пучков, которые имеют симметричное расположение траекторий внутренних крайних путей относительно оси их общей разделительной стрелки;

б) определение величины неизвестного угла дополнительной кривой за общей разделительной стрелкой, исходя из условия обеспечения минимального междупутья между данными пучками (нижняя граница). В случае размещения за кривой тормозной позиции необходимо предусмотреть прямую вставку  $L$ , соответствующую величине данного угла и типу замедлителей;

в) построение графиков  $\beta_x(\beta_y)$  для всех путей пучка;

г) определение ОДУ горловины; при этом если установлено, что общая область допустимых полуплоскостей отсутствует, то осуществить проектирование горловины с данными параметрами плана при обеспечении всех требований к проектированию невозможно.

Таким образом, разработанный метод построения ОДУ позволяет существенно упростить и ускорить процесс синтеза планов горочных горловин. Наличие ОДУ дает возможность перейти от применявшегося ранее метода подбора допустимой конструкции горочной горловины к ее обоснованному выбору. При этом анализ ОДУ позволяет учесть влияние величин углов поворота кривых горочной горловины на высоту и продольный профиль сортировочной горки и за счет этого повысить качество ее проектирования.

## 2.2. Оптимизация параметров плана сортировочных путей

### 2.2.1. Общие принципы проектирования сопрягающих кривых

Одним из составляющих элементов трассы каждого сортировочного пути является участок между последним разделительным стрелочным переводом и расчетной точкой. При этом сопряжение элементов плана спускной части и сортировочных путей выполняется с помощью сопрягающих кривых. Их параметры оказывают существенное влияние на качество сортировочного процесса, степень износа рельсов и колесных пар вагонов, величину эксплуатационных расходов на техническое обслуживание горловины. Следовательно, выбор рационального варианта конструкции сопрягающих кривых на каждом сортировочном пути является одной из основных задач при проектировании горочной горловины.

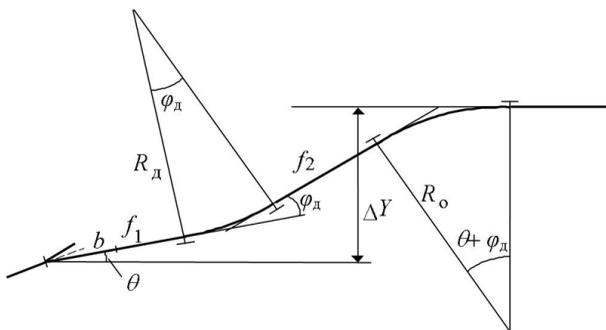


Рисунок 2.10 – Схема конструкции S-образной сопрягающей кривой

Зачастую сопряжение элементов плана указанного участка с помощью одной кривой вызывает затруднения; в этом случае применяются две кривые, направленные в одну или разные стороны. При этом первая кривая со стороны сортировочного пути носит название основной, а вторая – дополнительной сопрягающей кривой. План участка сопряжения (рис. 2.10) в общем случае может быть описан нелинейным уравнением вида:

$$\begin{aligned} \Delta Y = (b + f_1)\sin\theta + R_d\cos\theta - R_d(\cos\theta + \varphi_d) + \\ + f_2\sin(\theta + \varphi_d) + R_0 - R_0\cos(\theta + \varphi_d) \end{aligned} \quad (2.6)$$

где  $\Delta Y$  – разность ординат центра стрелочного перевода и оси сортировочного пути;

$b$  – расстояние от центра перевода до торца крестовины;

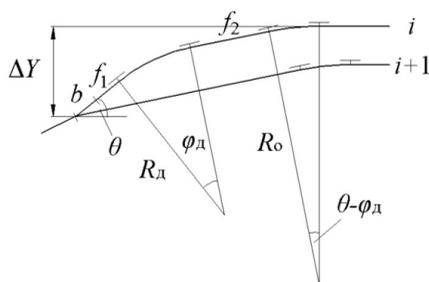
$\theta$  – начальный угол наклона сортировочного пути;

$f_1, f_2$  – длины прямых вставок;

$\varphi_d$  – угол дополнительной сопрягающей кривой;

$R_o, R_d$  – радиусы, соответственно, основной и дополнительной сопрягающих кривых.

В зависимости от параметров  $\Delta Y$  и  $\theta$  конструкция плана сопрягающих кривых на сортировочном пути может быть трех видов. Указанные кривые могут быть направлены в разные стороны (*S*-образная кривая, см. рис. 2.10) либо в одну сторону (*U*-образная кривая, рис. 2.11, путь *i*). Третий наиболее простой вариант конструкции (см. рис. 2.11, путь *i+1*) – при отсутствии дополнительной сопрягающей кривой ( $\varphi_d = 0$ ).

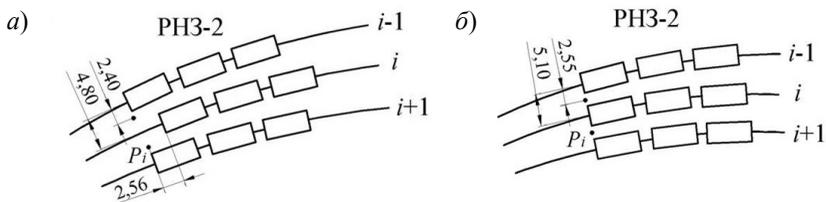


**Рисунок 2.11** – Схемы конструкции плана сопрягающих кривых

В качестве независимых переменных в (2.6) принимаются параметры  $f_1, \varphi_d, R_o, R_d$ ; величины  $\Delta Y$  и  $\theta$  обычно известны, а величина вставки  $f_2$  при этом находится из данного выражения.

Очевидно, что параметры сопрягающих кривых оказывают непосредственное влияние на размещение парковых тормозных позиций (ПТП). Особенно вопрос оптимизации сопрягающих кривых актуален при использовании замедлителей, которые допускается располагать в кривых определенного радиуса (РНЗ-2). Для формализации процесса определения координаты размещения ПТП необходимо ввести определение точки возможной установки замедлителей *P*, которая расположена на расстоянии  $\frac{e_{\min}}{2}$  от осей двух смежных путей, где  $e_{\min}$  – минимально допустимое междупутье при определенном способе размещения замедлителей.

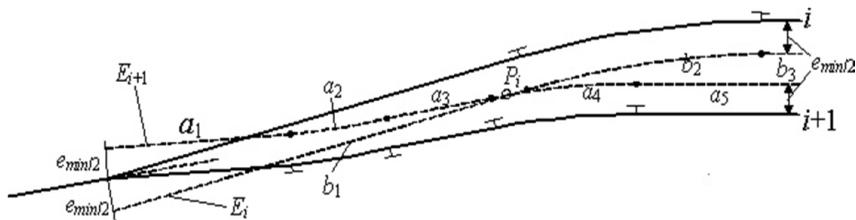
В соответствии с [1] парковые тормозные позиции можно располагать вразбежку в месте, где междупутье  $e_{\min}$  составляет не менее 4,8 м (рис. 2.12 а), или в створе при  $e_{\min} = 5,1$  м (рис. 2.12 б). Таким образом, величина  $e_{\min}$  различна в зависимости от способа взаимного размещения замедлителей.



**Рисунок 2.12** – Схемы расположения замедлителей парковой тормозной позиции: а) вразбежку; б) в створе

Указанные точки установки замедлителей  $P_i$ ,  $i = 1 \dots m - 1$ , где  $m$  – число путей в пучке, располагаются во всех междупутьях пучка на расстоянии  $L_i$  от его головной стрелки, которое зависит от вектора параметров  $\mathbf{w}_i = (f_{1i}, \varphi_{di}, R_{oi}, R_{di})$  путей  $(i, i + 1)$ .

Точка  $P_i$  определяется как точка пересечения эквидистант двух смежных путей с номерами  $(i, i + 1)$ , построенных для каждого из этих путей в их общем междупутье (рис. 2.13). Под эквидистантой понимается геометрическое место точек, удаленных от данной кривой на расстояние  $\frac{e_{\min}}{2}$ . Таким образом, кривые  $E_i$  и  $E_{i+1}$  являются эквидистантами, соответственно,  $i$ -го и  $(i + 1)$ -го путей.



**Рисунок 2.13** – Схема определения точки  $P_i$  с использованием эквидистант

Построение эквидистант и поиск точки их пересечения могут быть выполнены с использованием методов вычислительной геометрии. Основным недостатком такого подхода является сложность расчетов, что существенно затрудняет его использование при решении задач оптимизации итерационными методами. Поэтому был предложен метод поиска точек  $P_i$ , равноудаленных от смежных путей, который основан на аппроксимации эквидистант модифицированными кубическими сплайнами дефекта 2. Такой подход, по сравнению с другими методами, обеспечивает более простую формализацию задачи и позволяет уменьшить время ее решения при автоматизированном расчете.

Кубический сплайн представляет собой некоторую функцию  $S(x)$ , которая на каждом отрезке  $[x_{j-1}, x_j]$  может быть выражена полиномом третьей степени

$$S_j(x) = a_j + b_j(x - x_j) + \frac{c_j}{2}(x - x_j)^2 + \frac{d_j}{6}(x - x_j)^3 \quad (2.7)$$

где  $a_j, b_j, \frac{c_j}{2}, \frac{d_j}{6}$  – коэффициенты сплайна.

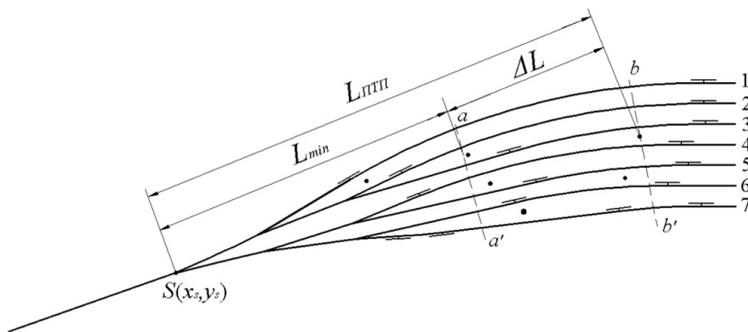
Каждый элемент  $j$  эквидистанты (см. рис. 2.13, эквидистанта  $E_i$  – элементы  $b_1 - b_3$ , эквидистанта  $E_{i+1}$  – элементы  $a_1 - a_5$ ) представлен в виде отдельной функции  $S_j(x)$ . Для определения точки пересечения эквидистант  $E_i, E_{i+1}$  необходимо найти пару их элементов, на которых располагается точка пересечения  $P_i$  (элементы  $a_4$  и  $b_1$ ), и решить уравнение  $S_a(x) - S_b(x) = 0$ .

В дальнейшем координаты точек пересечения эквидистант используются для определения расстояний от первого пучкового стрелочного перевода до всех точек  $P_i$  рассматриваемого пучка.

### 2.2.2. Методика определения оптимальных параметров сопрягающих кривых

Оптимизация конструкции сопрягающих кривых заключается в нахождении для каждого сортировочного пути такого вектора параметров  $\mathbf{w}_i = (f_{li}, \varphi_{li}, R_{oi}, R_{di})$ , при которых ПТП будут размещаться на минимальном расстоянии от головных стрелочных переводов соответствующих пучков. Оптимизация сопрягающих кривых по указанному критерию позволит сократить длину горочной горловины и, соответственно, увеличить полезную длину путей сортировочного парка.

В соответствии с [1], замедлители парковой тормозной позиции в каждом пучке следует располагать в створе или «вразбежку». Следовательно, ПТП должна располагаться от головной стрелки пучка (точка  $S$ ) на расстоянии, не меньшем, чем  $L_{\text{ПТП}}$ , соответствующем наиболее удаленной точке  $P_i$ , т.е.  $L_{\text{ПТП}} \geq \max\{L_i\}$ ,  $i = 1 \dots m$  (рис. 2.14, сечение  $bb'$ ).



**Рисунок 2.14** – План пучка горочной горловины до оптимизации

В то же время, очевидно, что в каждом пучке существует некое сечение  $aa'$ , где расстояние между крайними путями составляет  $e_{\min} \cdot (n - 1)$ , где  $n$  – количество путей в пучке. Сечение  $aa'$  представляет нижнюю границу расположения парковой тормозной позиции, которая находится на минимальном расстоянии  $L_{\min}$  от головного стрелочного перевода пучка. Следовательно, при указанном на рис. 2.14 положении пучка и параметрах  $w_i$  каждого из путей имеется участок  $\Delta L = L_{\text{ПТП}} - L_{\min}$ , который нерационально увеличивает расчетную длину горочной горловины, что, в свою очередь, приводит к увеличению капитальных затрат и эксплуатационных расходов. Поэтому возникает задача выбора такой совокупности параметров  $w_i$  на сортировочных путях пучка, при которой величина  $L_{\text{ПТП}}$  минимальна.

При решении задачи оптимизации в качестве частного критерия выбрана числовая функция, представляющая собой абсолютную величину разности  $\Delta L_i$  расстояний  $L_{i-1}$  и  $L_i$ , соответственно, между точками  $(S, P_{i-1})$  и  $(S, P_i)$ .

$$\Delta L_i = |L_i - L_{i-1}| \quad (2.8)$$

Учитывая, что оптимальное значение частного критерия  $\Delta L_i$  определяется при фиксированной конструкции сопрягающих кривых на путях  $(i-1, i+1)$ , смежных с  $i$ -м, расстояния  $L_{i-1}$  и  $L_i$  рассматриваются как функции  $L_{i-1} = f_{i-1}(\mathbf{w}_i)$ ,  $L_i = f_i(\mathbf{w}_i)$  параметров сопрягающей кривой  $i$ -го пути. Данные числовые функции  $\Delta L_p$ ,  $i = 2 \dots m-1$  образуют векторный критерий

$$\mathbf{Z} = (\Delta L_2, \dots, \Delta L_{m-1}), \quad (2.9)$$

который принимает значения в арифметическом критериальном пространстве  $\mathbf{R}^{m-2}$ ; при этом в векторе  $\mathbf{Z}$  составляющие частные критерии  $\Delta L_i$  должны быть упорядочены по убыванию.

Таким образом, задача выбора оптимальной конструкции сортировочных путей пучка, содержащая множество возможных решений  $\mathbf{X}$  и векторный критерий  $\mathbf{Z}$ , является многокритериальной задачей.

Оптимальным решением данной задачи является такое значение  $\mathbf{W}^*$  вектора параметров путей пучка  $\mathbf{W} = (\mathbf{w}_1, \mathbf{w}_2, \dots, \mathbf{w}_m)$ , при котором вектор  $\mathbf{Z}^*$  является лексикографически минимальным.

Сформулированная задача оптимизации содержит ряд ограничений в виде равенств вида (2.1) для каждого из  $m$  путей пучка. Кроме того, ограничены и компоненты вектора параметров  $\mathbf{W}$ :

$$f_{1i} \geq 0, f_{2i} \geq 0, \quad i = 1, \dots, m \quad (2.10)$$

$$R_{oi} \in \mathbf{R}, R_{di} \in \mathbf{R}, i = 1, \dots, m \quad (2.11)$$

где  $\mathbf{R}$  – множество допустимых по правилам проектирования значений радиусов кривых на сортировочных путях.

Процесс оптимизации начинается с некоторой начальной конструкции пучка, полученной после определения неизвестных углов поворота кривых на спускной части горочной горловины. Для указанной конструкции при соответствующих значениях параметров вектора  $\mathbf{W} = (\mathbf{w}_1, \mathbf{w}_2, \dots, \mathbf{w}_m)$ , определяются координаты  $(x_p, y_i)$  всех точек возможной установки замедлителей  $P_p$  как точки пересечения соответствующих эквидистант.

Расстояние  $L_i$  от первого пучкового стрелочного перевода до точки

$P_i$  определяется как

$$L_i = \sqrt{(x_i - x_s)^2 + (y_i - y_s)^2} \quad (2.12)$$

где  $x_i, y_i$  – координаты точки  $P_i$ ;

$x_s, y_s$  – координаты центра перевода головной стрелки пучка.

Следует заметить, что координаты  $(x_s, y_s)$  определяются в процессе построения плана спускной части горочной горловины и при оптимизации параметров вектора  $\mathbf{W}_i$  не изменяются.

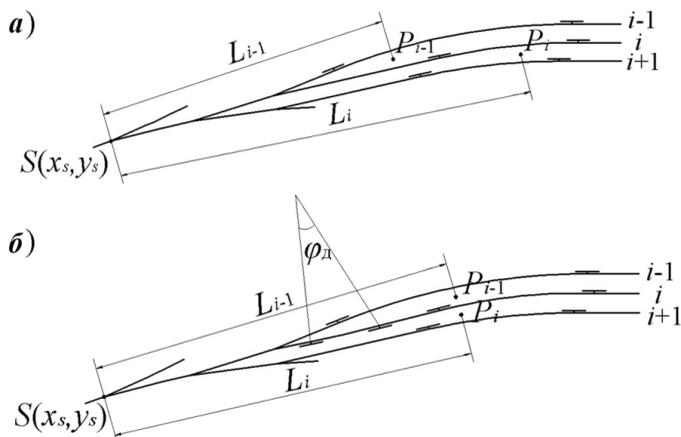
В дальнейшем на каждой итерации с использованием указанных расстояний  $L_i$  определяются компоненты  $\Delta L_i$  вектора  $\mathbf{Z}$ , которые упорядочивают по убыванию. После этого выбирают путь с номером  $j$ , у которого разность  $\Delta L_j$  является максимальной (первая компонента текущего значения вектора  $\mathbf{Z}$ , рис. 2.15, *a*), и для данного пути решают задачу оптимизации конструкции сопрягающей кривой с использованием частного критерия  $\Delta L_j$ ; в результате величина  $\Delta L_j$  достигает минимума (см. рис. 2.15, *b*).

При этом, если на выбранном пути отсутствует дополнительная кривая, то вначале определяется направление угла ее поворота  $\varphi_{ди}$  по соотношению расстояний  $L_{j-1}$  и  $L_j$ : в случае, если  $L_j > L_{j-1}$ , на пути необходимо устраивать *S*-образную кривую, в противном случае проектируется *U*-образная кривая.

Поиск величины угла дополнительной сопрягающей кривой  $\varphi_{ди}$ , который обеспечивает равенство  $L_{j-1} = L_j$ , осуществляется методом дихотомии.

В некоторых случаях, когда вследствие особенностей конструкции пучка невозможно добиться равенства  $L_{j-1} = L_j$  для  $j$ -го пути, на очередном шаге итерации в качестве расчетного выбирается следующий путь, имеющий меньшее значение  $\Delta L$ .

Решение задачи оптимизации завершается, когда максимальная компонента ( $\Delta L_{\max}$ ) вектора  $\mathbf{Z}$  (2.9) окажется меньше заданной точности решения  $\varepsilon$  ( $\Delta L_{\max} \leq \varepsilon$ ), либо если будет установлено, что данной точности достичь невозможно.



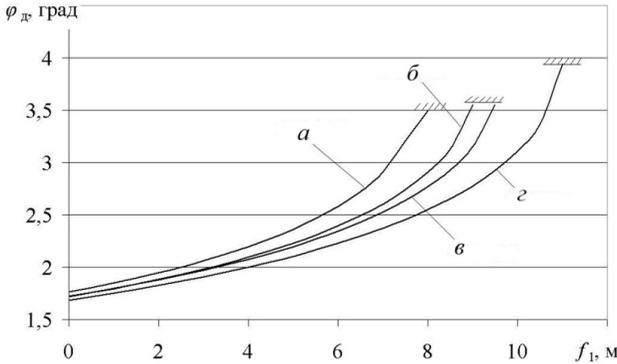
**Рисунок 2.15** – Размещение точек возможной установки замедлителей  $P_i$  и  $P_{i-1}$   
 а) до оптимизации; б) после оптимизации

Для выбора рациональных значений параметров ( $f_{1i}$ ,  $R_{oi}$ ,  $R_{di}$ ) при оптимизации углов  $\varphi_{di}$  были выполнены исследования их влияния на конструкцию горловины. Установлено, что радиус дополнительной сопрягающей кривой  $R_{di}$  незначительно влияет на величину расстояний  $L_{i-1}$  и  $L_i$ ; однако увеличение  $R_{di}$  приводит к возрастанию угла  $\varphi_{di}$  при выполнении условия  $L_{i-1} = L_i$ , что увеличивает сопротивление движению скатывающихся отцепов. Кроме того, при достаточно больших значениях  $R_{di}$  вследствие увеличения длины дополнительной сопрягающей кривой, возможны случаи, когда не обеспечивается размещение основной сопрягающей кривой даже с минимальным радиусом; в этой связи при решении задачи оптимизации принято  $R_{di} = 200$  м.

Радиус  $R_0$  вначале принимается равным 180 м; при достижении условия  $L_{i-1} = L_i$  радиус основной сопрягающей кривой увеличивается до максимально возможного, если это не влияет на расположение точек  $P_i$  и  $P_{i-1}$ .

Как показали исследования, увеличение прямой вставки  $f_1$  при наличии дополнительной сопрягающей кривой ухудшает конструкцию плана сортировочного пути и всей горочной горловины. В качестве примера на

рис. 2.16 для одного из путей горловины показано влияние длины вставки  $f_1$  на угол дополнительной сопрягающей кривой  $\varphi_d$  при разных величинах  $R_d$  и  $R_o$ , при которых выполняется условие  $L_{i-1} = L_i$ . При этом, график *a* соответствует условию  $R_d = 220$  м,  $R_o = 220$  м; график *б* –  $R_d = 180$  м,  $R_o = 200$  м; график *в* –  $R_d = 220$  м,  $R_o = 180$  м и график *г* –  $R_d = 180$  м,  $R_o = 180$  м.



**Рисунок 2.16** – Зависимость угла дополнительной кривой  $\varphi_{di}$  от длины вставки  $f_1$

Как видно из рисунка, каждый график имеет верхнее ограничение, поскольку существует некоторая предельная длина вставки  $f_{1i}$ , при которой условие  $L_{i-1} = L_i$  не может быть выполнено при любом значении угла дополнительной сопрягающей кривой  $\varphi_{di}$ . Следует отметить, что при варьировании вставки  $f_{1i}$  координаты точек  $P_{i-1}$ ,  $P_i$  остаются неизменными. В то же время, с увеличением  $f_1$  возрастает угол  $\varphi_d$ , что ухудшает условия скатывания отцепа на данный путь; указанная зависимость характерна как для *S*-образных, так и *U*-образных кривых. В этой связи при необходимости устройства дополнительной кривой  $\varphi_d$  прямая вставка  $f_1$  не устраивается ( $f_1 = 0$ ).

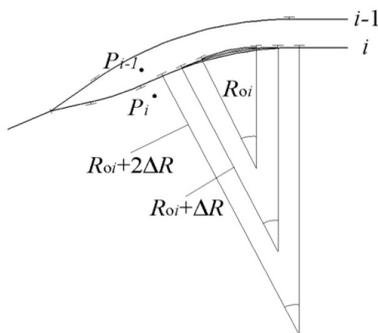
Таким образом, при решении задачи оптимизации для достижения условия  $L_{i-1} = L_i$  достаточно варьировать только величину угла дополнительной сопрягающей кривой  $\varphi_{di}$ .

При проектировании крайних путей пучков (кроме крайних путей горловины) необходимо учитывать дополнительные ограничения их параметров  $w$ , связанные с необходимостью обеспечения минимального междупутья  $e_{\min}$  между смежными пучками. Установлено, что на величину указанного междупутья основное влияние оказывают параметры кривых спускной части горочной горловины. Поэтому после определения допустимых значений векторов  $w$  для крайних путей пучков они фиксируются и дальнейшего участия в оптимизации не принимают.

Крайние пути горловины не имеют дополнительных сопрягающих кривых и их параметры при оптимизации также не варьируются.

После окончания оптимизации проверяется возможность увеличения радиусов основных сопрягающих кривых.

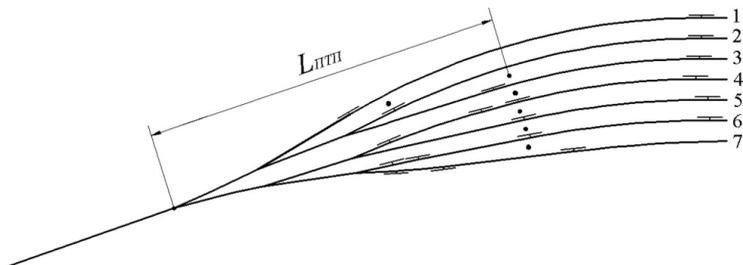
Если на  $i$ -м пути точки установки замедлителей  $P_{i-1}$  и  $P_i$  расположены за пределами данной кривой (рис. 2.17), то  $R_{oi}$  можно увеличивать с некоторым шагом  $\Delta R$ , пока разность координат  $x$  начала кривой и любой из точек не станет меньше величины  $\Delta R \cdot \operatorname{tg} \frac{\theta + \varphi_d}{2}$ .



**Рисунок 2.17** – Схема увеличения радиуса основной сопрягающей кривой

При этом начинать увеличение  $R_0$  следует поочередно, начиная с путей, расположенных ближе к оси горловины. Это связано с тем, что  $R_0$  внутренних путей значительно больше внешних и нарушение указанного требования при условии  $R_{oi-1} > R_{oi}$  может привести к появлению новой точки  $P$ , расположенной значительно дальше от пучкового стрелочного перевода.

На рис. 2.18 показан план пучка путей горочной горловины после оптимизации; как видно из рисунка, на всех путях пучка, за исключением 2-го пути, выполняется требование  $\Delta L \leq \varepsilon$ .

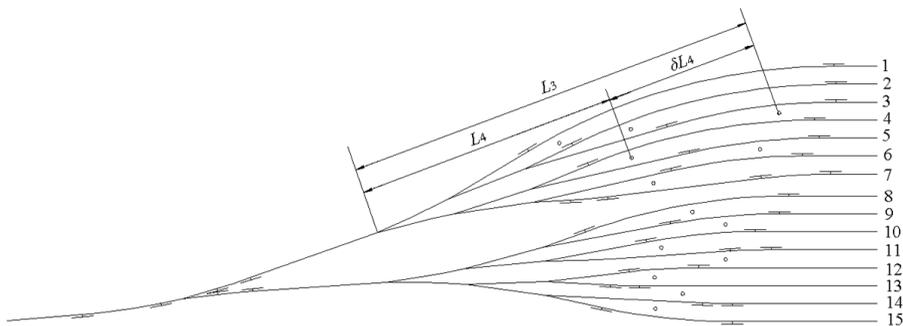


**Рисунок 2.18** – План пучка горочной горловины после оптимизации

Выполненные исследования показали, что разработанная методика позволяет уменьшить длину горочной горловины на 20...30 м, и, таким образом, повысить качество проектирования сортировочных горок, снизив как капитальные затраты при их сооружении, так и эксплуатационные расходы при расформировании составов.

### 2.2.3. Анализ результатов оптимизации сопрягающих кривых сортировочных путей

В качестве примера рассмотрена горочная горловина, которая представлена на рис. 2.19, где  $\beta_1 = 6^\circ 50' 00''$ ,  $\beta_2 = 3^\circ 00' 00''$ .



**Рисунок 2.19** – Пример расчета для горловины на 30 путей

Для определения величины  $\delta L$  каждого пути необходимо сначала определить расстояния  $L$  от первого пучкового стрелочного перевода до всех точек возможной установки замедлителей. При данных параметрах плана парковая тормозная позиция будет располагаться на расстоянии самой удаленной точки от первого пучкового стрелочного перевода, а именно, на расстоянии 126,0 м в первом пучке и 103,2 м во втором; результаты расчета представлены в таблице 2.1.

Далее для всех внутренних путей каждого пучка определяется величина  $\delta L$ . Например, для второго пути  $\delta L_2 = |61,0 - 82,3| = 21,3$  м, третьего  $\delta L_3 = |82,3 - 126,0| = 43,7$  м и т.д.

Таким образом, получен вектор значений  $\delta L$  для данной горловины, из которых необходимо выбрать максимальную величину.

$$\delta L = \{21,3; 43,7; 46,3; 38,1; 33,3; 0; 0; 11,1; 20,0; 18,9; 21,6; 8,6; 8,0\} \rightarrow \max$$

Таблица 2.1

Расчет расстояний от пучковых стрелок до точек возможной установки замедлителей

Междупутье	№ пучковой стрелки	$L_i$ , м	$\delta L$ , м
1 – 2	6	61,0	
2 – 3		82,3	21,3
3 – 4		126,0	43,7
4 – 5		79,7	46,3
5 – 6		117,8	38,1
6 – 7		84,5	33,3
7 – 8		0	0
8 – 9		7	92,1
9 – 10	103,2		11,1
10 – 11	83,2		20,0
11 – 12	102,1		18,9
12 – 13	80,5		21,6
13 – 14	89,1		8,6
14 – 15	81,1		8,0

Очевидно, что максимальное значение  $\delta L$  наблюдается на 4 пути (46,3 м), который и принимается в качестве расчетного. Оптимизация параметров отдельного пути на каждом шаге итерации заключается в нахождении такой величины угла  $\varphi_{\text{доп}}$  при котором будет выполняться равенство  $L_i = L_{i-1}$ , ( $\delta L_i = 0$ ). С целью уменьшения количества шагов целесообразно использовать условие  $\delta L_i \leq \varepsilon$ , где  $\varepsilon$  – допустимая точность расчетов.

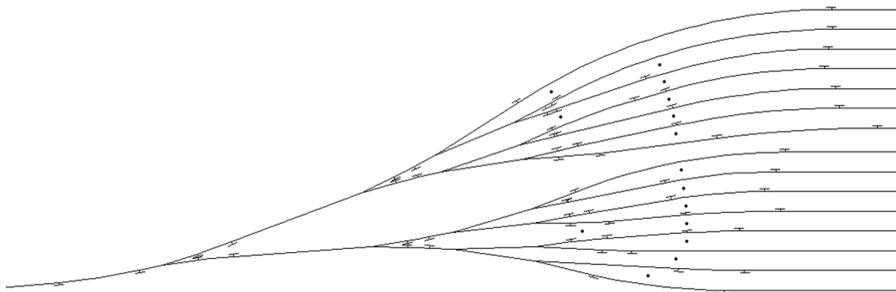
В случае если в данной вершине отклонение пути происходит против часовой стрелки, величина угла будет положительной; по часовой стрелке – отрицательной. Таким образом, в данном примере после первого шага итерации на 4 пути появится дополнительная кривая с величиной угла  $\varphi_4 = -8^\circ 16' 45''$ , при этом  $L_3 = L_4 = 106,8$  м. Соответственно, вектор величин  $\delta L$  будет выглядеть следующим образом:

$$\delta L = \{21,3; 24,5; 0,0; 11,0; 33,3; 0; 0; 11,1; 20,0; 18,9; 21,6; 8,6; 8,0\}$$

При этом на следующей итерации в качестве расчетного выбирается 6 путь с величиной  $\delta L_5 = 33,3$  м. Процесс повторяется до тех пор, пока все элементы данного вектора не будут меньше, либо равны величине  $\varepsilon$ .

В некоторых случаях вследствие особенностей конструкции горловины на одном из путей пучка невозможно добиться выполнения условия  $\delta L_i \leq \varepsilon$ . Данная ситуация объясняется расположением точек возможной установки замедлителей в пределах прямого участка соответствующего сортировочного пути за концом основной сопрягающей кривой; при этом изменение угла  $\varphi_d$  не влияет на координаты указанных точек. В этом случае необходимо переходить к следующей итерации; при этом данный путь не может быть расчетным до тех пор, пока не будет откорректирован хотя бы один из его смежных путей.

В случае выполнения условия  $\delta L_i \leq \varepsilon$  для всех путей горловины, итерационный процесс прекращается. В конце оптимизации происходит увеличение радиусов дополнительных сопрягающих кривых, если это не вызывает увеличения расстояния до точек возможной установки замедлителей. На рис. 2.20 приведены результаты оптимизации плана путевого развития рассматриваемой горочной горловины.



**Рисунок 2.20** – Результаты оптимизации параметров плана сопрягающих кривых

Как показал анализ полученного плана, расстояние от первой пучковой стрелки до точки возможного расположения замедлителей составляет для первого пучка 93,3 м, для второго – 92,5 м. При этом длина первого пучка уменьшилась на 32,7 м, второго – на 10,7 м. Таким образом, расстояние, на которое уменьшилась общая длина всех сортировочных путей в результате оптимизации, составляет  $L_{\text{опт}} = 314,5$  м.

### 2.3. Определение рациональной конструкции горочной горловины

Важной проблемой при определении наиболее рациональной конструкции плана горочной горловины является выбор критерия оценки качества проекта горловины. В качестве такого критерия была принята величина математического ожидания суммы углов поворота  $\bar{\varphi}$  (без учета стрелочных углов) по маршрутам скатывания отцепов на сортировочные пути горки

$$\bar{\varphi} = \frac{\sum_{j=1}^m \varphi_j}{m} \quad (2.13)$$

где  $\varphi_j$  – сумма углов поворотов на трассе  $j$ -го сортировочного пути;

$m$  – число сортировочных путей на горке.

Минимизация величины  $\bar{\varphi}$  позволит уменьшить работу сил сопротивления от кривых и, соответственно, улучшить качество сортировочно-

го процесса; при этом, целевая функция будет иметь вид

$$f = \frac{\sum_{j=1}^m \varphi_j}{m} \rightarrow \min \quad (2.14)$$

Таким образом, оптимизация плана горочной горловины заключается в определении такой пары углов  $(\beta_1, \beta_2)$  в ОДУ, при которых выполняется условие (2.14) и обеспечивается требование  $\max(L_i) \rightarrow \min$  на сортировочных путях.

Для оптимизации конструкции горловины был использован метод Нелдера–Мида (метод поиска по деформируемому многограннику), который является модификацией метода поиска по регулярному симплексу, предложенного Спендли, Хекстом и Химсвортом.

В общем случае под регулярным симплексом в  $N$ -мерном пространстве подразумевается многогранник, образованный  $N + 1$  равностоящими друг от друга вершинами. Суть метода заключается в сравнении значений целевой функции в  $(N + 1)$  вершинах и перемещении симплекса в направлении оптимальной точки с помощью итерационной процедуры. Перемещение осуществляется с помощью построения нового симплекса на любой грани исходного симплекса путем переноса выбранной вершины на требуемое расстояние вдоль прямой, проведенной через центр тяжести остальных вершин начального симплекса. Метод Нелдера–Мида допускает использование неправильных симплексов, что при переносе вершины дает возможность растяжения или сжатия симплекса.

Очевидно, что при решении задачи оптимизации углов  $\beta_1$  и  $\beta_2$  размерность задачи  $N = 2$  и, следовательно, симплексом является равнобедренный треугольник.

Первоначально следует построить начальный симплекс; с этой целью в ОДУ выбирается произвольная базовая точка  $\mathbf{x}^{(1)}$ , после чего вычисляются координаты остальных вершин симплекса по формуле

$$\mathbf{x}^{(i)} = \begin{cases} \mathbf{x}_j^{(1)} + \delta_1, & \text{если } j \neq i \\ \mathbf{x}_j^{(1)} + \delta_2, & \text{если } j = i \end{cases} \quad (2.15)$$

для  $i$  и  $j = 1, 2, \dots, N$ .

Приращения  $\delta_1, \delta_2$  в общем случае определяются по формулам

$$\delta_1 = \left[ \frac{\sqrt{N+1} + N - 1}{N\sqrt{2}} \right] \mu, \quad (2.16)$$

$$\delta_2 = \left[ \frac{\sqrt{N+1} - 1}{N\sqrt{2}} \right] \mu, \quad (2.17)$$

где  $\mu$  – масштабный множитель, который выбирается в зависимости от размеров полученной ОДУ.

Тогда для  $N = 2$

$$\delta_1 = \left[ \frac{\sqrt{3} + 1}{2\sqrt{2}} \right] \mu, \quad \delta_2 = \left[ \frac{\sqrt{3} - 1}{2\sqrt{2}} \right] \mu$$

Применение метода деформируемого многогранника предполагает использование следующего алгоритма:

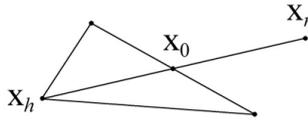
*Шаг 1.* Необходимо найти множество  $f$  значений целевой функции во всех вершинах симплекса  $f_1 = f(\mathbf{x}_1)$ ,  $f_2 = f(\mathbf{x}_2)$ ,  $f_3 = f(\mathbf{x}_3)$ , где  $\mathbf{x}_i = P(\beta_1, \beta_2)$ .

*Шаг 2.* Из множества  $f$  выбрать наибольшее значение функции  $f_h = \max\{f\}$ , наименьшее  $f_l = \min\{f\}$ , а также значение  $f_g$ , для которого выполняется условие  $f_l \leq f_g \leq f_h$  и определяются соответствующие им вершины  $\mathbf{x}_h, \mathbf{x}_g, \mathbf{x}_l$ .

*Шаг 3.* Найти центр тяжести  $\mathbf{x}_0$  всех точек (за исключением точки  $\mathbf{x}_h$ ), который определяется как

$$\mathbf{x}_0 = \frac{1}{N} \sum_{i \neq h} \mathbf{x}_i, \quad (2.18)$$

*Шаг 4.* Определить значения целевой функции  $f_r = f(\mathbf{x}_r)$  в точке  $\mathbf{x}_r$ , которая образуется вследствие отражения точки  $\mathbf{x}_h$  относительно  $\mathbf{x}_0$  (рис. 2.21).



**Рисунок 2.21** – Схема отражения вершины  $x_h$  относительно  $x_0$

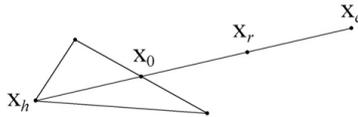
Положение точки  $x_r$  зависит от коэффициента отражения  $\alpha$  и определяется по формуле (при условии  $\alpha > 0$ ):

$$x_r = (1 + \alpha)x_0 - \alpha x_h \quad (2.19)$$

При отражении принимается  $\alpha = 1$ ; однако, если точка  $x_r$  не принадлежит области допустимых углов, следует уменьшить коэффициент отражения в диапазоне  $0 < \alpha \leq 1$ .

*Шаг 5.* Сравнение значений целевой функции в вершинах симплекса с полученным значением  $f_r$ ; при этом выполняется одно из трех возможных условий, которые являются элементами шага 5.

5.1. В случае  $f_r < f_j$ , точке  $x_r$  соответствует наименьшее значение целевой функции. При этом следует выполнить растяжение симплекса, с целью проверки величины функции  $f_e$  в точке  $x_e$  (рис. 2.22).



**Рисунок 2.22** – Схема растяжения симплекса

Координаты точки  $x_e$  определяются по формуле

$$x_e = \gamma x_r + (1 - \gamma)x_0, \quad (2.20)$$

где  $\gamma$  – коэффициент растяжения ( $\gamma > 1$ ); при этом рекомендуется принимать  $\gamma = 2$ , однако в случае  $x_e \notin \Omega$  величина коэффициента уменьшается ( $1 < \gamma < 2$ ).

Если  $f_e < f_l$ , выполняется перенос вершины  $\mathbf{x}_h$  в точку  $\mathbf{x}_e$  и осуществляется проверка полученных трех точек симплекса на сходимость. Поиск углов завершается в случае достижения сходимости; в противном случае следует перейти к шагу 2.

При условии  $f_e > f_l$  точка  $\mathbf{x}_e$  отбрасывается, а вершина  $\mathbf{x}_h$  переносится в точку  $\mathbf{x}_r$ , где наблюдалось уменьшение целевой функции. В случае отсутствия сходимости осуществляется переход к шагу 2.

5.2. Если  $f_l < f_r < f_g$ , следует перенести  $\mathbf{x}_h$  в точку  $\mathbf{x}_r$ , поскольку величина  $f_r$  меньше, по сравнению с двумя другими точками симплекса. В случае сходимости вершин расчет завершается, иначе следует перейти к шагу 2.

5.3. При условии  $f_r > f_g$  необходимо выполнить сжатие симплекса (шаг 6).

*Шаг 6.* В случае  $f_r > f_h$  требуется найти точку  $\mathbf{x}_c$  из соотношения

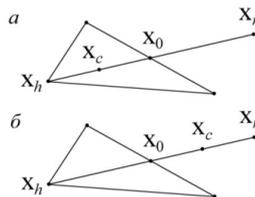
$$\mathbf{x}_c = \beta \mathbf{x}_h + (1 - \beta) \mathbf{x}_0, \quad (2.21)$$

где  $\beta$  – коэффициент сжатия ( $0 < \beta < 1$ ).

При  $f_g < f_r < f_h$  координаты точки  $\mathbf{x}_c$  определяются из условия

$$\mathbf{x}_c = \beta \mathbf{x}_r + (1 - \beta) \mathbf{x}_0 \quad (2.22)$$

На рисунках 2.23, а и 2.23 б приведены схемы сжатия симплекса для рассмотренных случаев; при этом коэффициент сжатия рекомендуется принимать  $\beta = 0,5$ .

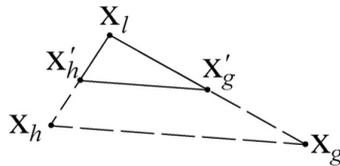


**Рисунок 2.23** – Схемы сжатия симплекса:

а) при  $f_r > f_h$ ; б) при  $f_g < f_r < f_h$

*Шаг 7.* Сравнение значений функции  $f_h, f_c$  соответственно в точках  $\mathbf{x}_h$  и  $\mathbf{x}_c$ . При этом, если  $f_c < f_h$ , следует выполнить перенос вершины  $\mathbf{x}_h$  в точку  $\mathbf{x}_c$  и перейти к шагу 2; в противном случае ( $f_c > f_h$ ) необходимо уменьшать размерность симплекса.

Размерность симплекса уменьшается путем деления пополам расстояния от каждой  $i$ -й точки симплекса до  $\mathbf{x}_l$  — точки, определяющей наименьшее значение целевой функции. На рис. 2.24 показана схема уменьшения размерности симплекса; здесь  $\mathbf{x}_h \mathbf{x}_g \mathbf{x}_l$  — начальный симплекс,  $\mathbf{x}'_h \mathbf{x}'_g \mathbf{x}'_l$  — после уменьшения размерности.



**Рисунок 2.24** – Схема уменьшения размерности симплекса

Таким образом, новые координаты точек  $\mathbf{x}'_i$  определяются по формуле  $\mathbf{x}'_i = \frac{1}{2}(\mathbf{x}_i + \mathbf{x}_l)$ , после чего каждая точка симплекса проверяется на сходимость к минимуму; если сходимость не достигнута, необходимо перейти к шагу 2.

Проверка сходимости основана на том, чтобы стандартное отклонение ( $N+1$ )-го значения целевой функции было меньше некоторого заданного малого значения  $\varepsilon$ . Стандартное отклонение вычисляется по формуле:

$$\sigma^2 = \frac{\sum_{i=1}^{N+1} (f_i - \bar{f})^2}{(N+1)}, \quad (2.23)$$

где  $\bar{f} = \sum f_i / (N+1)$ .

Выполнение условия  $\sigma < \varepsilon$  означает, что значения целевой функции достаточно близки друг другу ( $f_l \approx f_g \approx f_h$ ), а все точки симплекса нахо-

дятся вблизи точки минимума. Таким образом, в результате оптимизации определяются углы  $\beta_1$  и  $\beta_2$ , соответствующие вершине  $x_l$ , где достигается минимум значения целевой функции.

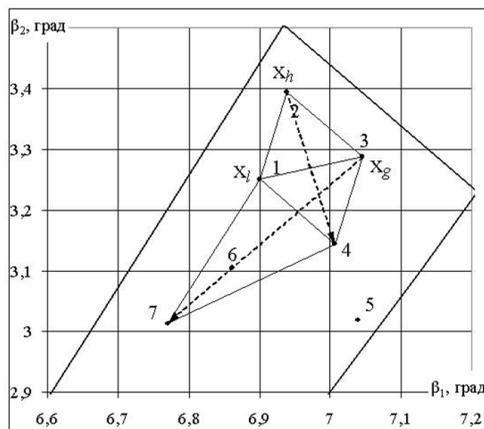
На рисунке 2.25 показано построение регулярного симплекса в ОДУ рассмотренной горловины (см. рис. 2.20) и принцип поиска рациональных значений углов  $\beta_1$  и  $\beta_2$  при условии  $\max(L_i) \rightarrow \min$ . В качестве базовой принята точка  $x^{(1)}$  с координатами  $P_1(6,9; 3,25)$  (вершина 1). Далее по формулам (3 – 5) рассчитаны координаты остальных вершин симплекса; при этом масштабный множитель принят  $\mu = 0,15$ .

$$\delta_1 = \left[ \frac{\sqrt{3}+1}{2\sqrt{2}} \right] \cdot 0,15 = 0,1449; \delta_2 = \left[ \frac{\sqrt{3}-1}{2\sqrt{2}} \right] \cdot 0,15 = 0,0388;$$

тогда

$$x^{(2)} = [6,9+0,0388; 3,25+0,1449] = [6,9388; 3,3949];$$

$$x^{(3)} = [6,9+0,1449; 3,25+0,0388] = [7,0449; 3,2888].$$



**Рисунок 2.25** – Схема поиска рациональных углов в ОДУ методом Нелдера – Мида

В полученных вершинах найдены значения целевой функции; при этом  $f_h = 25,716^\circ$  (вершина 2),  $f_g = 25,585^\circ$  (вершина 3) и  $f_l = 25,521^\circ$

(вершина 1). Проверка вершин на сходимость выполняется по формуле (2.23), при этом принято  $\varepsilon = 0,01^\circ$ .

$$\bar{f} = (25,716 + 25,585 + 25,521)/3 = 25,607; \sigma = 0,081;$$

Как видно из расчета,  $\sigma > \varepsilon$  и, следовательно, сходимость вершин не достигнута, что требует отражения вершины  $x_h$  с наибольшим значением

целевой функции. Центр тяжести симплекса определяется как  $x_0 = \frac{x_l + x_g}{2}$ ,

$$x_0 = \left[ \frac{6,9 + 7,0449}{2}; \frac{3,25 + 3,2888}{2} \right] = [6,9725; 3,2694].$$

Соответственно, относительно точки  $x_0$  по формуле (7) происходит отражение вершины  $x_h$ ,

вследствие чего образуется точка  $x_r$  с координатами  $P_4(7,0061; 3,1439)$  и

$f_r = f_4 = 25,485^\circ$ . Поскольку  $f_r < f_l$ , выполняется растяжение симплекса и

по формуле (8) определяются координаты точки  $x_e$  (вершина 5). При этом

$f_e = 25,498^\circ$ , так как  $f_e > f_r$ , точка 5 отбрасывается, а вершина  $x_h$  переносится

из точки 2 в точку 4. Производится анализ значений целевой функции в вершинах нового симплекса и процесс повторяется в соответствии с

изложенным алгоритмом.

изложенным алгоритмом.

На рисунке 2.26 показана полная схема поиска неизвестных углов в ОДУ.

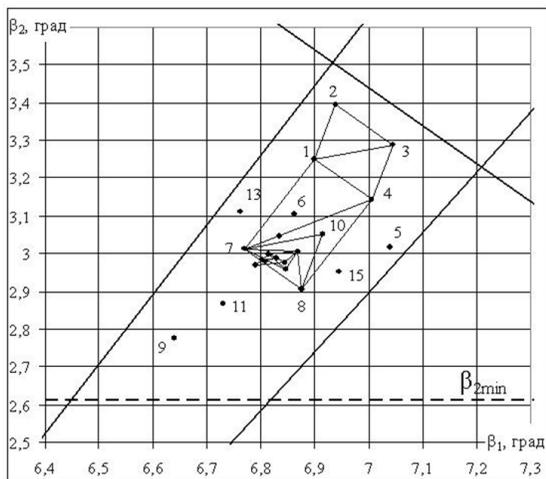


Рисунок 2.26 – Определение рациональных углов  $\beta_1$  и  $\beta_2$  в ОДУ

Как видно из рисунка, сходимость вершин достигается при  $x_i = P(6,814; 2,998)$ , в этом случае  $f_i = 25,308^\circ$ . Следовательно, минимальная сумма углов поворота  $\bar{\varphi}$  на трассе сортировочного пути достигается при  $\beta_1 = 6,814^\circ$  и  $\beta_2 = 2,998^\circ$ .

Таким образом, предложенный метод оптимизации конструкции плана горочной горловины позволяет минимизировать сумму углов поворота кривых на ее спускной части и, тем самым, уменьшить работу сил сопротивления при скатывании отцепов.

#### **2.4. Программная реализация методики автоматизированного проектирования плана горочных горловин**

Для реализации разработанных математических моделей и методов расчета был разработан программный комплекс для автоматизированного проектирования плана горочных горловин сортировочных парков. Данный комплекс был реализован в среде программирования *C++ Builder*.

Для выполнения расчетов и проектирования плана горочной горловины предварительно необходимо подготовить файл ее геометрической модели, которая содержит информацию о схеме соединения путей и параметрах всех ее элементов. Геометрическая модель горловины включает параметры следующих объектов:

- стрелочных переводов горловины;
- вершин углов поворота на спускной части;
- сортировочных путей.

Для привязки горочной горловины к существующей системе координат в модели указывают координаты начальной (головной) стрелки  $(x_0, y_0)$ , а для расчета углов наклона к оси  $OX$  всех элементов горловины задается угол наклона  $\varphi$  базисного элемента горловины к оси  $OX$ ; в качестве базисного элемента принята ось головного стрелочного перевода.

Для определения положения парковых тормозных позиций указывают минимальную ширину междупутья  $e_{\min}/2$ , при которой можно устанавливать замедлители на путях сортировочного парка. Фрагмент файла модели горочной горловины приведен на рис. 2.27.

На начальном этапе расчета и проектирования горочной горловины сортировочного парка выполняется расчет неизвестных углов поворота на

спускной части, т.е. углов поворота, значение которых в модели горловины устанавливается равным нулю (см. рис. 2.27).

```

Положение горловины:
X0 Y0 НачУгол Emin/2
28.8 2.4 0.0 2.40

Стрелки
N L R FL FR
1 102 0 27.95
3 104 105
6 108 109

Кривые спускной части
V Ул Уп R F Agr A' A'' Fкр
102 3 0 200 0 0 0 0.0 0
104 6 0 200 33.21 3 0 0.0 0
105 0 7 200 33.21 3 0 0.0 0

Сортировочные пути
ВУП E R Адоп Рдоп D
201 5.30 180
202 5.30 180
203 5.30 180

```

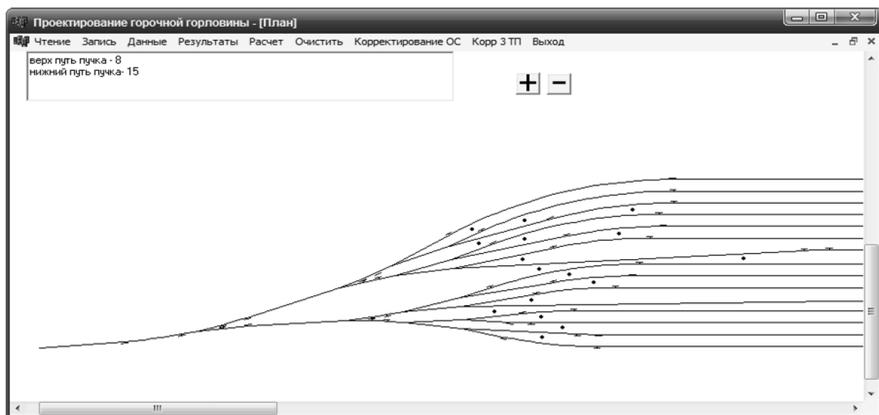
**Рисунок 2.27** – Фрагмент файла модели горловины

Следует отметить, что в горловине может быть несколько неизвестных углов  $\beta$ , и для каждого должен быть задан отдельный расчетный путь, при этом на расчетном пути должен быть только один неизвестный угол; расчет указанных углов осуществляется поочередно.

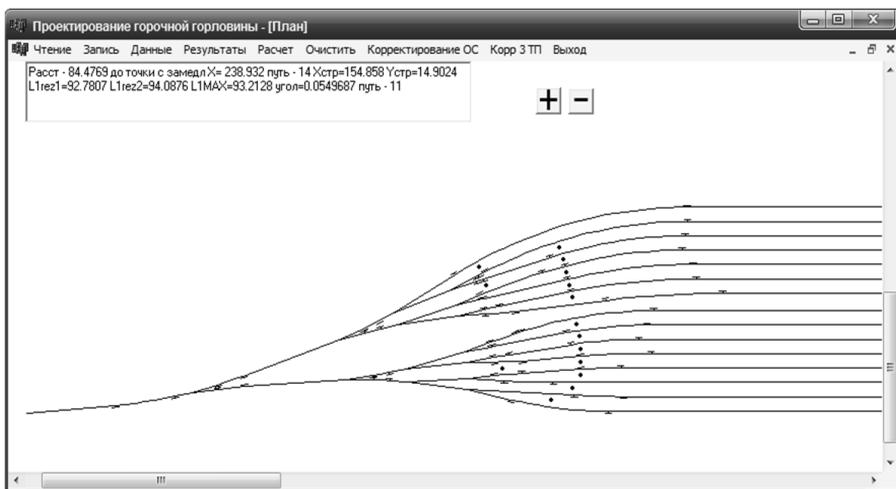
После расчета неизвестных углов поворота на экране монитора представляется графическое изображение плана горочной горловины (рис. 2.28).

Программный комплекс позволяет лицу, выполняющему проектирование, корректировать трассу каждого сортировочного пути.

В данном программном продукте реализована приведенная в п. 2.2 методика оптимизации параметров соединительных кривых на сортировочных путях, которая позволяет минимизировать расчетную длину горочной горловины. Для примера на рис. 2.29 показан результат автоматизированного расчета и проектирования плана горочной горловины с использованием разработанного программного комплекса.



**Рисунок 2.28** – Диалоговое окно программы расчета и проектирования горочной горловины



**Рисунок 2.29** – Оптимальный план горочной горловины

Результаты расчета и проектирования плана горочной горловины содержат следующие данные:

- расстояния между точками горочной горловины;
- параметры кривых горловины;
- координаты центров стрелочных переводов;

- данные о возможном расположении замедлителей ПТП;
  - суммы углов поворота на путях сортировочного парка.
- Фрагмент файла с результатами расчета приведен на рис. 2.30.

Расстояния между точками									
№	От точки	До точки	Длина	Вставка					
1	1	102	46.782	34.900					
2	3	104	15.797	10.560					
3	3	105	15.797	10.560					

Параметры кривых									
№ ВУП	Хвуп	Увуп	Хо	Уо	Угол	R	T	K	
1 102	75.423	6.259	0.000	0.000	6° 48' 0''	200	11.882	23.736	
2 104	109.040	14.447	0.000	0.000	3° 0' 0''	200	5.237	10.472	
3 105	109.561	11.894	0.000	0.000	3° 0' 0''	200	5.237	10.472	

Стрелки				1	1 - 2	207.388
№	ЦП	X	Y			
1	1	28.800	2.400	56.297		
2	3	93.875	10.023	2	2 - 3	238.635
3	6	151.896	29.423	63.552		
Замедлители				3	3 - 4	240.271
				59.026		

Суммы углов поворота				
№	Путь	Спуск часть	Сорт путь	Всего
1	1	30.573	30.573	61.146
2	2	35.304	26.758	62.062
3	3	35.304	17.953	53.257

**Рисунок 2.30** – Фрагмент файла результатов расчета и проектирования плана горочной горловины

Разработанные модели, методы и алгоритмы могут быть использованы при создании САПР железнодорожных станций; их реализация позволит увеличить производительность труда проектировщиков и повысить качество проектирования.

### РАЗДЕЛ 3

## АНАЛИЗ КОНСТРУКЦИИ ГОРОЧНЫХ ГОРЛОВИН СОРТИРОВОЧНЫХ ПАРКОВ

План путевого развития горки проектируется в зависимости от мощности горки и в соответствии со структурой вагонопотока, заданным технологическим процессом и темпом работы горки. При этом устанавливаются число и схему соединения путей надвига и спускных путей, число и схему расположения технологических линий переработки и обработки вагонов, число путей и пучков в сортировочном парке и схему их соединения в горочной горловине, число и схему примыкания обходных путей, схему расположения и число тормозных позиций, параметры элементов соединения путей и размещение контрольно-измерительных устройств (для автоматизации работы горки).

В то же время план горочной горловины зависит от схемы размещения тормозных средств на спускной части горки. По взаимному размещению верхней тормозной позиции и первого разделительного стрелочного перевода конструкция головного участка горки делится на два типа – с размещением первого разделительного стрелочного перевода перед или после ВТП [1]. Следует отметить, что в соответствии с [20] целесообразно размещение первого разделительного стрелочного перевода перед ВТП. В то же время с целью недопущения задержек разъединения расцепленных автосцепок и затягивания отрыва вагонов, особенно легкой категории, нарушения интервалов между отцепами на горках средней мощности первый разделительный стрелочный перевод необходимо размещать после ВТП.

Таким образом, взаимное размещение стрелочных переводов и тормозных позиций существенно влияет как на интервалы между разделяющимися отцепами, так и на процесс заполнения путей; указанные показатели определяют качество сортировочного процесса на горках.

Значительное число варьируемых при проектировании сортировочных устройств параметров привело к разработке большого числа вариантов конструкции плана горочных горловин [78]. Однако следует заметить, что при таком множестве проектно-конструкторских решений отсутствуют рекомендации по применению того или иного варианта горочной горловины для конкретных условий, что усложняет процесс выбора рациональной конструкции.

В связи с этим возникает задача разработки методики определения рациональной конструкции горочной горловины, решение которой позволит ускорить процесс выбора необходимой конструкции горочной горловины для заданных условий проектирования и эксплуатации.

Для решения поставленной задачи были выполнены исследования и анализ конструкций горочных горловин сортировочных парков с различным путевым развитием.

### 3.1. Разработка конструкций плана горочных горловин

Для выполнения исследований были разработаны как симметричные, так и несимметричные конструкции горочных горловин сортировочного парка из 30 путей:

1) симметричные, с пучками из 4-х путей, крайние пучки состоят из 3-х путей (рис. 3.1);

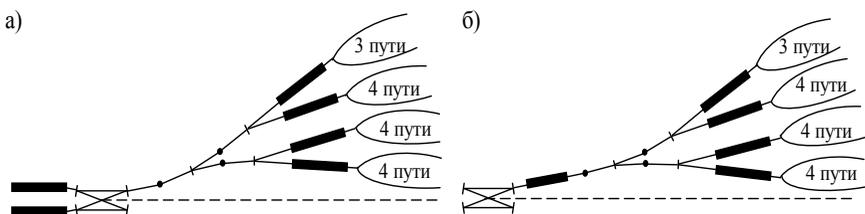


Рисунок 3.1 – Горочные горловины с пучками из 4 путей

2) симметричные, с пучками из 8 путей, крайние пучки состоят из 7 путей (рис. 3.2);

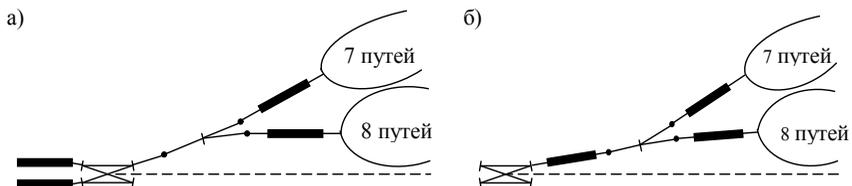
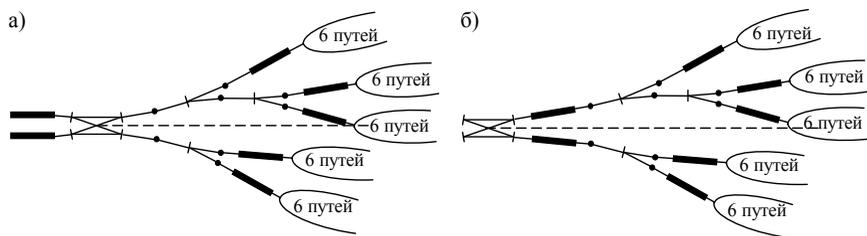


Рисунок 3.2 – Горочные горловины с пучками из 8 путей

3) несимметричные, с пучками из 6 путей (рис. 3.3).



**Рисунок 3.3** – Горочные горловины с пучками из 6 путей

С целью исследования влияния взаимного размещения тормозных средств и стрелочных переводов горловины на показатели сортировочного процесса для каждой из конструкций было рассмотрено два варианта положения верхней тормозной позиции – перед (рис. 3.1-3.3, *а*) и после (рис. 3.1-3.3, *б*) первого разделительного стрелочного перевода.

Для исследования и оценки разработанных конструкций сортировочных горок предварительно были подготовлены схемы горочных горловин, на основании которых, в соответствии с существующей методикой [80], разработаны их математические модели. Данные математические модели содержат информацию о стрелочных переводах и схеме их соединения, вершинах углов поворота на спускной части горки и сортировочных путях. С использованием разработанных моделей было выполнено автоматизированное проектирование различных вариантов горочных горловин.

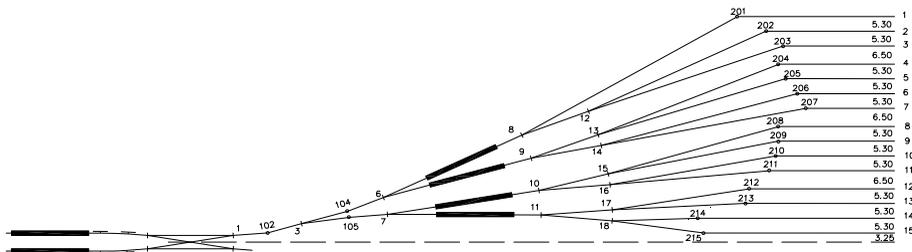
При проектировании была использована методика оптимизации элементов плана горочных горловин, как на спускной части, так и на сортировочных путях (см. раздел 2). Разработанная методика позволила определить рациональные параметры плана горловины (углы поворота, радиусы, вставки), которые удовлетворяют требованиям [1].

### *3.1.1. Горочные горловины с пучками из 4-х путей*

В данном пункте рассмотрены два варианта конструкции горочных горловин с пучками из 4-х путей. Необходимо отметить, что при проектировании данных горловин вместо углов поворота перед СТП были устроены дополнительные прямые вставки для обеспечения минимально допустимого

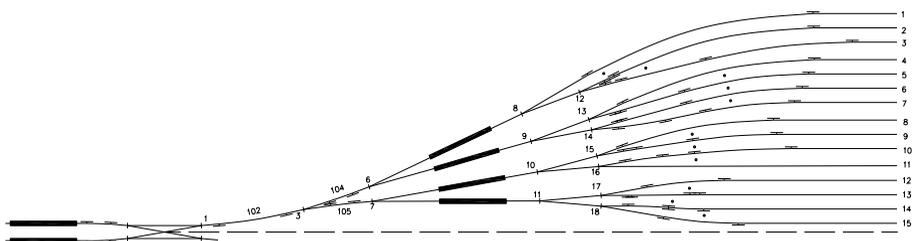
междупутья 4,8 м между замедлителями тормозных позиций, установленных в створе. Величина данной прямой вставки составила 16,1 м.

В первом варианте горловины (схема № 1) ВТП установлена перед 1РСП (см. рис. 3.4).



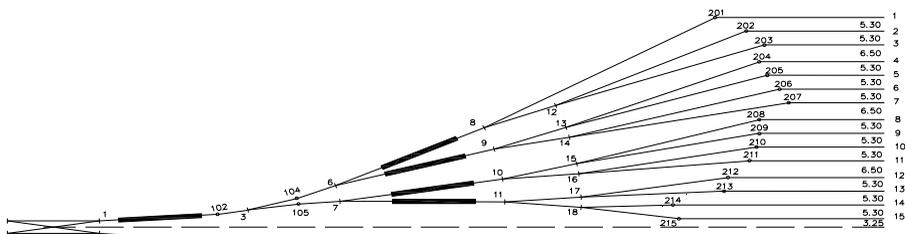
**Рисунок 3.4** – Схема горочной горловины с пучками из 4-х путей, ВТП перед 1РСП

На основании данной схемы горловины была разработана ее математическая модель. С использованием данной модели и методики расчета и оптимизации элементов плана горочной горловины было выполнено масштабное проектирование ее плана (рис. 3.5).



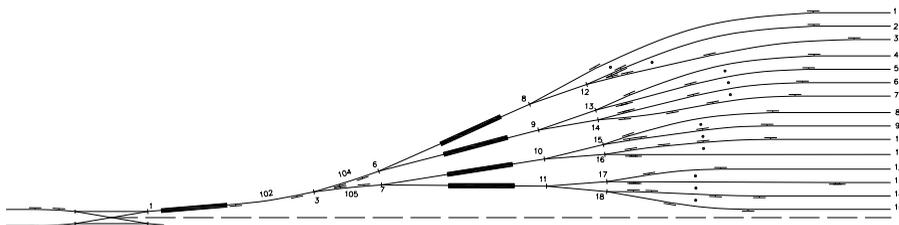
**Рисунок 3.5** – План горочной горловины с пучками из 4-х путей, ВТП перед 1РСП

Во втором варианте (схема № 2) ВТП установлена после 1РСП (см. рис. 3.6).



**Рисунок 3.6** – Схема горочной горловины с пучками из 4-х путей, ВТП после 1РСП

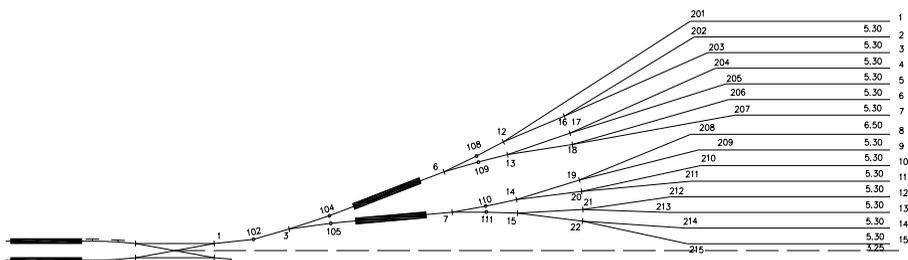
На основании данной схемы горловины была разработана ее математическая модель. С использованием данной модели и методики расчета и оптимизации элементов плана горочной горловины было выполнено масштабное проектирование ее плана (рис. 3.7).



**Рисунок 3.7** – План горочной горловины с пучками из 4-х путей, ВТП после 1РСП

### 3.1.2. Горочные горловины с пучками из 8 путей

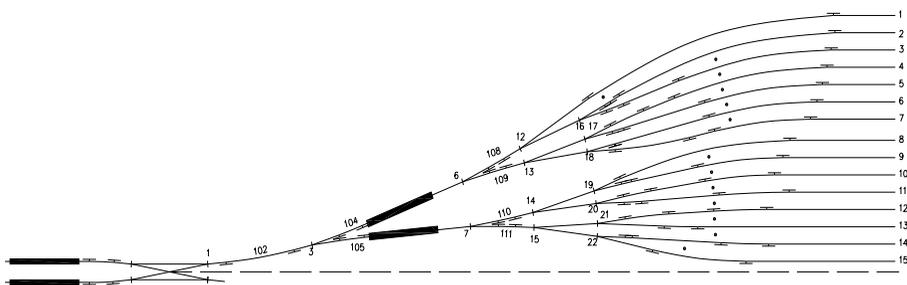
В данном пункте рассмотрены два варианта конструкции горочных горловин с пучками из 8 путей. В первом варианте горловины (схема № 3) ВТП установлена перед 1РСП (см. рис. 3.8).



**Рисунок 3.8** – Схема горочной горловины с пучками из 8 путей, ВТП перед 1РСП

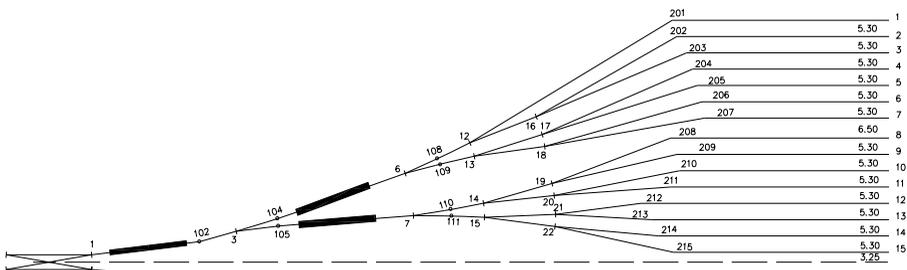
Следует отметить, что при проектировании горочных горловин замедлители СТП необходимо располагать в створе. Для выполнения данного условия величина углов поворота 104 и 105 должна быть одинаковой, причем данная величина должна обеспечивать минимальное междупутье 4,8 м между замедлителями тормозных позиций; величина указанных углов составляет  $2^{\circ}39'00''$ .

На основании данной схемы горловины была разработана ее математическая модель. С использованием данной модели и методики расчета и оптимизации элементов плана горочной горловины было выполнено масштабное проектирование ее плана (рис. 3.9).



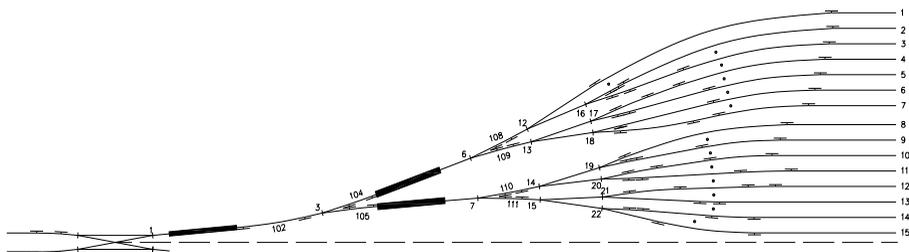
**Рисунок 3.9** – План горочной горловины с пучками из 8 путей, ВТП перед 1РСП

Во втором варианте горловины (схема № 4) ВТП установлена после 1РСП (см. рис. 3.10).



**Рисунок 3.10** – Схема горочной горловины с пучками из 8 путей, ВТП после 1РСП

На основании данной схемы горловины была разработана ее математическая модель. С использованием данной модели и методики расчета и оптимизации элементов плана горочной горловины было выполнено масштабное проектирование ее плана (рис. 3.11).

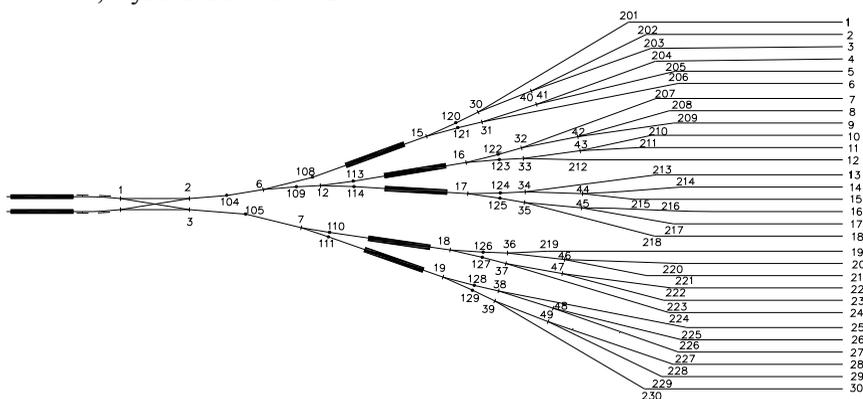


**Рисунок 3.11** – План горочной горловины с пучками из 8 путей, ВТП после 1РСП

### 3.1.3. Горочные горловины с пучками из 6 путей

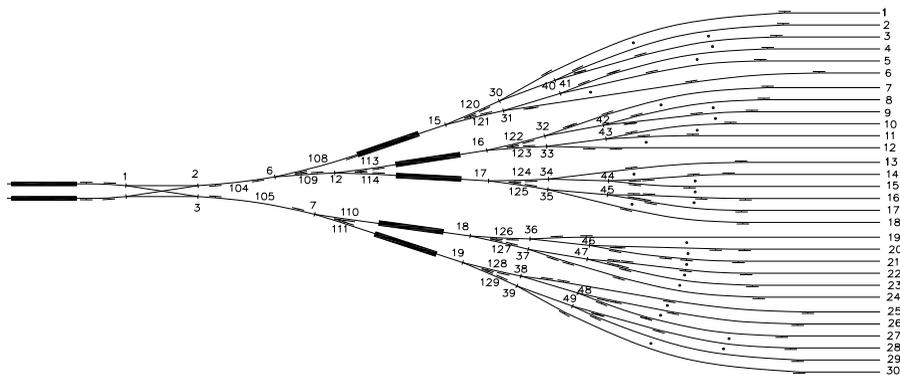
В данном пункте рассмотрены два варианта конструкции горочных горловин с пучками из 6 путей. В первом варианте горловины (схема № 5) ВТП установлена перед 1РСП (см. рис. 3.12).

Для обеспечения минимально допустимого междупутья 4,8 м между замедлителями СТП после ВУП 110 и 111 была уложена дополнительная прямая вставка величиной 8,79 м, а после ВУП 113 и 114 – вставка величиной 3,89 м; при этом величина углов поворота 110-111 составила  $0^{\circ}58'00''$ , а углов 113-114 –  $2^{\circ}00'00''$ .



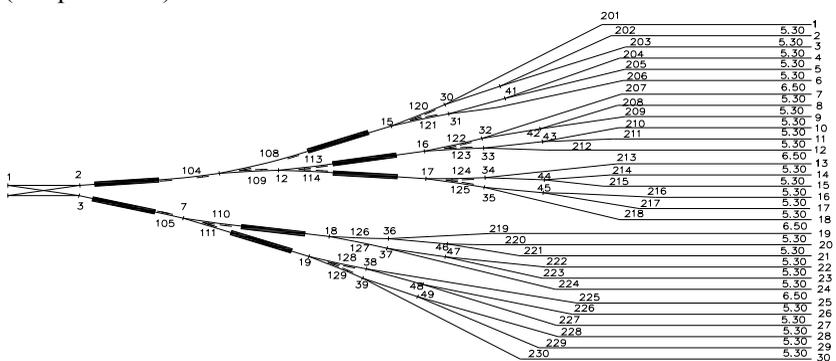
**Рисунок 3.12** – Схема горочной горловины с пучками из 6 путей, ВТП перед 1РСП

На основании данной схемы горловины была разработана ее математическая модель. С использованием данной модели и методики расчета и оптимизации элементов плана горочной горловины было выполнено масштабное проектирование ее плана (рис. 3.13).



**Рисунок 3.13** – План горочной горловины с пучками из 6 путей, ВТП перед 1РСП

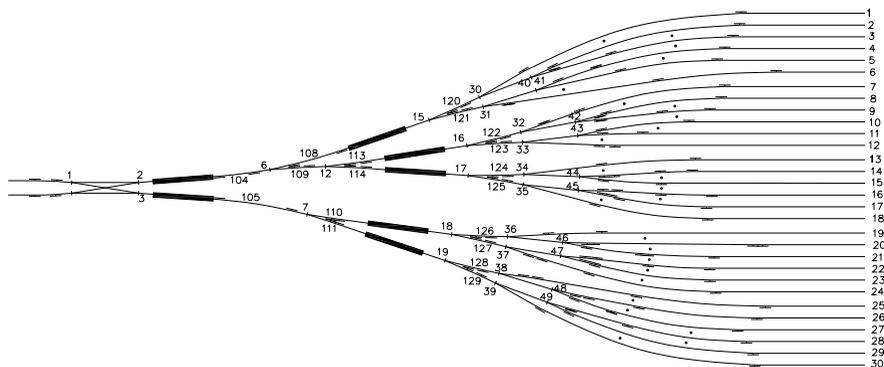
Во втором варианте горловины (схема № 6) ВТП установлена после 1РСП (см. рис. 3.14).



**Рисунок 3.14** – Схема горочной горловины с пучками из 6 путей, ВТП после 1РСП

Необходимо отметить, что после ВУП 110 и 111 была уложена дополнительная прямая вставкой величиной 8,62 м, а после ВУП 113 и 114 – вставка величиной 3,89 м, при этом величина углов поворота 110-111 со-

ставила  $1^{\circ}00'00''$ , а углов 113-114 –  $2^{\circ}00'00''$ . На основании данной схемы горловины была разработана ее математическая модель. С использованием данной модели и методики расчета и оптимизации элементов плана горочной горловины было выполнено масштабное проектирование ее плана (рис. 3.15).



**Рисунок 3.15** – План горочной горловины с пучками из 6 путей, ВТП после 1РСП

## 3.2. Оценка конструкции сортировочных горок

### 3.2.1. Постановка задачи

Существующие на сети железных дорог сортировочные горки имеют различный план горловин, варианты которого отличаются размещением и количеством тормозных позиций, конструкцией пучков путей сортировочного парка и, соответственно, распределением стрелочных переводов в горочной горловине.

Все эти факторы оказывают непосредственное влияние на расчетную длину, высоту горки, высоту отдельных участков расчетной длины и, соответственно, на профиль скоростного участка. Как известно, профиль скоростного участка спускной части горки влияет на величину интервалов между отцепами. В этой связи возникает задача комплексной оценки плана и профиля сортировочной горки.

Необходимо отметить, что в соответствии с [1], оценка конкурирующих вариантов конструкции сортировочных горок должна быть выполнена на основе имитационного моделирования процесса расформирования пото-

ка составов. При этом очевидно, что полученные в результате моделирования технико-эксплуатационные показатели функционирования сортировочной горки будут зависеть не только от ее проектных параметров, но и от выбранных режимов торможения отдельных отцепов. Выбор оптимальных РТ обеспечивает наилучшие показатели функционирования горки и этим позволяет адекватно оценить конкурирующие варианты технического оснащения, конструкции плана и профиля сортировочных горок.

### *3.2.2. Имитационное моделирование сортировочного процесса*

Для оценки разработанных конструкций сортировочных горок была использована имитационная модель роспуска составов. Следует отметить, что данная модель позволяет определить такие РТ, которые обеспечивают максимальную надежность разделения на стрелочных переводах скатывающихся отцепов при условии обеспечения требований прицельного регулирования их скорости. Для решения данной задачи используется итерационный метод оптимизации РТ отцепов состава [81]. Итерационный метод оптимизации позволяет найти в расформируемом составе группы последовательных отцепов, близких по условиям разделения, и установить для них такие режимы торможения, которые обеспечат одинаковые интервалы на разделительных стрелках для всех пар отцепов группы.

Для выполнения экспериментов по моделированию процесса роспуска составов предварительно необходимо подготовить следующие исходные данные:

- модель сортировочной горки;
- данные о составе;
- режим скатывания отцепов состава;
- условия роспуска состава.

Данные о расформируемом составе представляются в виде списка его отцепов; при этом каждый отцеп характеризуется такими сведениями:

- число вагонов в отцепе  $m$ ;
- номер пути назначения  $w$ ;
- дальность скатывания отцепов  $S_{\text{приц}}$ , которая определяется координатой точки прицеливания.

В свою очередь, информация о каждом вагоне отцепа представлена следующими данными:

- тип вагона  $\gamma_j$ ;
- число осей  $v_{vj}$  и тип подшипников  $\rho_j$ ;
- вес  $Q_{vj}$  и основное удельное сопротивление  $w_0$  вагона.

На рис. 3.16 приведен фрагмент файла данных о составе \*.stw, в котором содержатся сведения о его втором отцепе.

```
*данные об отцепе 2:
*число вагонов, путь назначения, Sprц
3      9      467
*тип, к-во осей+подш, вес, основное сопр.
пв      4р      71      1.25
пв      4р      71      1.25
пв      4р      71      1.25
```

**Рисунок 3.16** – Фрагмент файла данных о составе

Для выполнения вычислительных экспериментов были подготовлены модели 10 составов, среднее количество отцепов в составе составило 25.

Режим скатывания отцепов состава представляют списком скоростей их выхода из ТП спускной части горки  $\mathbf{U} = (U', U'')$ . Указанные скорости получают в результате оптимизации режимов скатывания отцепов данного состава с использованием методики [81] и представляют в виде текстового файла \*.uzd. Скорости выхода отцепов из парковых ТП определяются в модели при входе отцепов на эти позиции с учетом размещения вагонов на путях назначения. Фрагмент файла данных о режимах расформирования состава приведен на рис. 3.17:

$U'$	$U''$	X1	X2
6.977917	6.145289	1.000000	1.000000
6.189682	5.771083	0.000000	0.000000
3.837424	3.000010	0.000000	0.000000
4.198324	4.611049	0.000000	0.000000

**Рисунок 3.17** – Фрагмент файла данных о режимах расформирования состава

Параметры  $X_1$  и  $X_2$  характеризуют координату точки начала торможения отцепа, соответственно, на ВТП и СТП. При этом торможение первого отцепа состава с целью минимизации времени его скатывания вы-

полняется с хвоста ( $X_1 = 1, X_2 = 1$ ); торможение остальных отцепов выполняется с головы ( $X_1 = 0, X_2 = 0$ ).

Также необходимо подготовить данные об условиях роспуска состава (текстовый файл \*.reg):

- скорость роспуска состава  $V_{\sigma}$ ;
- скорость  $V_{вет}$  и направление ветра  $\beta$ ;
- температура окружающей среды  $t^{\circ}$ .

Данные об условиях роспуска состава приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Условия роспуска состава

Характеристики	Условия	
	неблагоприятные	благоприятные
Скорость роспуска состава $V_{\sigma}$ , м/с	1,7	1,7
Скорость ветра $V_{вет}$ , м/с	5,0 (встречный)	-5,0 (попутный)
Направление ветра $\beta$ , град	20	20
Температура воздуха $t$ , $^{\circ}\text{C}$	-10	0

Моделирование сортировочного процесса выполнялось при неблагоприятных условиях роспуска.

Протокол результатов моделирования расформирования состава содержит данные о скатывании каждого отцепа данного состава:

- интервалы между отцепами, в том числе и интервалы между несмежными отцепами  $\delta t$ ;
- величины погашаемой энергетической высоты на каждой ТП при скатывании данного отцепа,  $h_{ном}$ ;
- данные о скорости соударения  $V_c$  и величине окна  $L_o$ .

Отцеп 2, 3ваг

Интервал dt (2-3)=10.571091, стрелка 2

sTo=21.51808 Tdo=30.20269 Tza=41.14968

Интервал dt (2-5)=38.799831, стрелка 3

sTo=45.49678 Tdo=39.08286 Tza=45.77980

1я-ТП: hном= 2.3465 Sнт= 0.0000 Lт=11.4893

2я-ТП: hном= 2.3465 Sнт= 0.0000 Lт=15.5073

3я-ТП: hном= 1.1732 Sнт= 0.0000 Lт=54.4397

Sпр=467 Vпр=1.501 Lок= 0

Рисунок 3.18 – Фрагмент протокола результатов расформирования состава

На рис. 3.18 приведен фрагмент протокола результатов расформирования состава, в котором указаны сведения о втором отцепе.

### *3.2.3. Анализ результатов моделирования процесса расформирования составов*

С использованием разработанной имитационной модели выполнено 60 вычислительных экспериментов (на каждой из исследуемых конструкций сортировочных горок выполнено моделирование роспуска 10 составов) и определены показатели, характеризующие качество функционирования сортировочной системы:

- интервалы  $\delta t$  между отцепами на разделительных элементах;
- скорости соударения отцепов  $V_c$  на сортировочных путях;
- длина  $L_0$  окон между отцепами.

Для определения показателей функционирования сортировочного комплекса в качестве примера была выбрана конструкция сортировочной горки с пучками из 8 путей и размещением ВТП перед 1РСП.

Для оценки качества сортировочного процесса на данной горке был выполнен анализ и статистическая обработка указанных выше показателей (см. табл. 3.2-3.4); гистограммы распределений рассматриваемых величин приведены на рис. 3.19-3.21.

Как показал анализ распределения интервалов между отцепами на разделительных элементах (рис. 3.19), в целом качество интервального регулирования на горке достаточно высокое, поскольку отрицательные значения интервалов  $\delta t$  отсутствуют, а минимальное значение интервала 2,93 с превышает необходимую величину резерва интервала. Математическое ожидание величины интервала  $M[\delta t] = 7,43$  с (табл. 3.2) практически совпадает с наиболее вероятным значением интервала 7,75 с. Такой характер распределения величины  $\delta t$  свидетельствует о том, что большинство интервалов имеют величину, достаточную для надежного разделения отцепов расформируемых составов.

Качество прицельного регулирования на горке характеризуют скорости соударения вагонов на сортировочных путях и величины окон между отцепами. Анализ распределения величины скорости соударения отцепов (см. рис. 3.20 и табл. 3.3) показал, что средняя скорость соударения отцепов составляет 1,2 м/с.

Распределение величины окон между отцепами на путях сортировочного парка приведено на рис. 3.21 и в табл. 3.4. При этом следует заметить, что указанные данные учитывают ликвидацию части окон в результате проталкивания.

Таблица 3.2

Распределение величины интервалов  
между смежными отцепами

$\delta t, c$	$m$	$P^*$	Параметры
2,5- 4,0	9	0,038	$M[\delta t] = 7,43 c$ $D[\delta t] = 5,05 c^2$ $\sigma[\delta t] = 2,25 c$ $\delta t_{\min} = 2,93 c$ $\delta t_{\max} = 14,85 c$
4,0- 5,5	40	0,169	
5,5- 7,0	49	0,208	
7,0- 8,5	72	0,305	
8,5- 10,0	47	0,199	
10,0- 11,5	10	0,042	
11,5- 13,0	1	0,004	
13,0- 14,5	5	0,021	
14,5- 16,0	3	0,013	
Всего	236	1,000	

Таблица 3.3

Распределение скорости соударения отцепов

$V_c, м/с$	$m$	Параметры
0,0 - 0,25	24	$M[V_c] = 1,204 м/с$ $D[V_c] = 0,18 (м/с)^2$ $\sigma[V_c] = 0,43 м/с$
0,25 - 0,50	1	
0,50 - 0,75	2	
0,75 - 1,00	4	
1,00 - 1,25	3	
1,25 - 1,50	172	
Всего	206	

Распределение величины окна между отцепами

$L_o$ , м	$m$	Параметры
0 - 100	6	$M[L_o] = 192,86$ м $D[L_o] = 17687$ м <sup>2</sup> $\sigma[L_o] = 132,99$ м
100 - 200	7	
200 - 300	3	
300 - 400	4	
400 - 500	0	
500 - 600	1	
Всего	21	

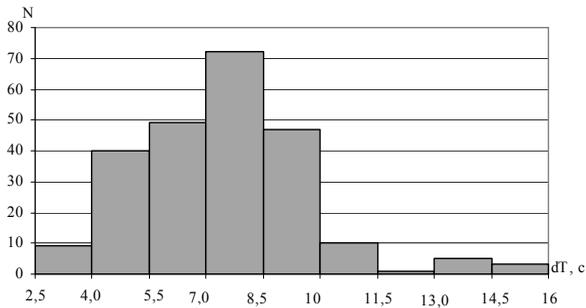


Рисунок 3.19 – Гистограмма распределения величины интервалов между смежными отцепами

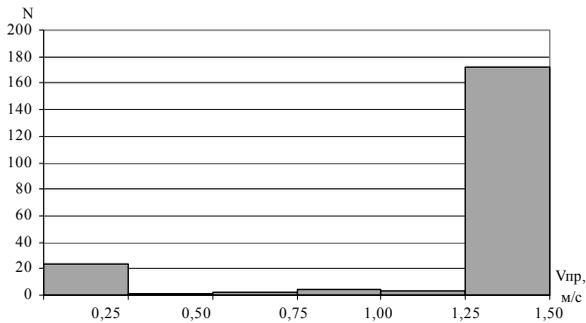
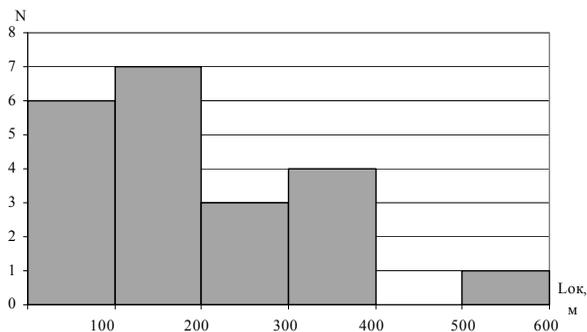


Рисунок 3.20 – Гистограмма распределения скорости соударения отцепов



**Рисунок 3.21** – Гистограмма распределения величины окна между отцепами

Как показал анализ, средняя длина окна равна 194,4 м, что составляет 12,43 м в расчете на один переработанный на горке вагон ( $\lambda = 12,43$  м/ваг). Данная величина существенно превышает рекомендованную норму  $\lambda = 3,0$  м/ваг [79], что свидетельствует о необходимости повышения качества прицельного регулирования скорости отцепов.

Показатели для других исследуемых конструкций сортировочных горок приведены в табл. 3.5.

*Таблица 3.5*

**Показатели сортировочного процесса**

Показатель  Конструкция		Интервал $\delta t$ между смежными отцепами			Скорость соударения $V_c$ отцепов			Величина окна $L_o$ между отцепами		
		$M[\delta t]$ , с	$D[\delta t]$ , с <sup>2</sup>	$\sigma[\delta t]$ , с	$M[V_c]$ , м/с	$D[V_c]$ , (м/с) <sup>2</sup>	$\sigma[V_c]$ , м/с	$M[L_o]$ , м	$D[L_o]$ , м <sup>2</sup>	$\sigma[L_o]$ , м
4 пути в пучке	ВТП перед ИРСИ	6,79	4,56	2,14	1,09	0,265	0,515	186,36	17768	133,30
	ВТП после ИРСИ	6,14	3,95	1,98	1,06	0,284	0,533	200,00	16136	127,03
6 путей в пучке	ВТП перед ИРСИ	7,31	4,32	2,08	1,12	0,248	0,498	202,63	18282	135,20
	ВТП после ИРСИ	6,46	4,31	2,08	1,15	0,208	0,456	197,62	16780	129,54
8 путей в пучке	ВТП после ИРСИ	6,57	4,27	2,07	1,18	0,187	0,432	219,57	16030	126,61

### **3.3. Выбор рациональной конструкции плана горочной горловины сортировочного парка**

Для анализа и оценки исследуемых конструкций горочных горловин были выделены основные параметры, характеризующие как конструкцию горки, так и качество сортировочного процесса; указанные параметры использовались для сравнения разработанных вариантов горловин:

- высота горки;
- уклон первого элемента скоростного участка продольного профиля сортировочной горки;
- расчетная длина горочной горловины;
- количество замедлителей на спускной части горки;
- средняя величина интервала между смежными отцепами;
- средняя длина окна на один переработанный вагон;
- средняя скорость отцепов в точке прицеливания.

Значения перечисленных параметров для каждой конструкции сортировочной горки приведены в табл. 3.6.

Установлено, что средняя величина интервала между смежными отцепами на разделительных элементах для всех рассматриваемых конструкций составляет от 6,0 до 7,5 с. Такая величина интервала достаточна для надежного разделения отцепов. Кроме того, наличие такого интервала позволяет увеличивать скорость роспуска составов в период увеличения интенсивности входящего вагонопотока и, как следствие, повысить перерабатывающую способность горки.

Что касается прицельного регулирования скорости, то, как видно из приведенной выше таблицы, средняя скорость отцепов в точке прицеливания для всех конструкций горочных горловин не превышает 1,2 м/с. Данная величина соответствует установленным требованиям [1] и позволяет обеспечить безопасное соединение вагонов на сортировочных путях и, как следствие, сохранность перевозимых грузов.

В то же время средняя длина окна в расчете на один переработанный на горке вагон составила от 11 до 16 м, что значительно превышает рекомендуемую норму 3 м и свидетельствует о необходимости повышения качества прицельного регулирования скорости скатывания отцепов.

Выполнив сравнительный анализ показателей качества сортировочного процесса, можно сделать вывод, что размещение ВТП перед первой

разделительной стрелкой приводит к увеличению расчетной длины горочной горловины на 2-6%. Это, в свою очередь, приводит к увеличению сил сопротивления, действующих на отцеп при его скатывании от ВГ до расчетной точки и, соответственно, увеличению высоты горки на 5-10%. Увеличение длины горловины также приводит к увеличению продолжительности проследования горочного локомотива от горба горки до стоящих на пути вагонов для выполнения необходимых маневровых операций.

Таблица 3.6

Характеристика конструкций сортировочных горок

Показатель \ Конструкция	4 пути в пучке		6 путей в пучке		8 путей в пучке	
	ВТП перед 1РСП	ВТП после 1РСП	ВТП перед 1РСП	ВТП после 1РСП	ВТП перед 1РСП	ВТП после 1РСП
Высота горки, м	3,160	3,013	3,383	3,184	3,277	2,966
Расчетная длина горловины, м	374,59	370,86	396,23	385,82	386,58	365,13
Уклон первого элемента скоростного участка, ‰	42,76	40,10	47,66	44,18	46,62	42,32
Количество замедлителей на спускной части, шт	20	20	14	14	12	12
Средняя величина интервала $\delta t$ между смежными отцепами, с	6,79	6,14	7,31	6,46	7,43	6,57
Средняя длина окна на один переработанный вагон, м	12,37	13,83	11,14	12,95	12,43	16,00
Средняя скорость соударения отцепов в точке прицеливания, м/с	1,09	1,06	1,12	1,15	1,20	1,18

В то же время данная конструкция горочной горловины позволяет увеличить уклон первого элемента скоростного участка на 6-10%. Это, в свою очередь, приводит к увеличению среднего интервала между отцепами на 10-13% и сокращению на 15-25% длины окна, приходящейся на один переработанный вагон, тем самым повышая показатели качества сортировочного процесса.

Следует отметить, что конструкция горки, при которой ВТП размещается перед ПРСП, имеет следующие недостатки:

- увеличение капитальных затрат на сооружение земляного полотна и горки необходимой высоты;
- увеличение эксплуатационных расходов, связанных с надвигом и ро-пуском составов;
- отсутствие возможности у дежурного по горке в достаточной мере оценивать ходовые качества отцепов, скатывающихся на участке от ВГ до ВТП, что не позволяет эффективно использовать мощность ВТП;
- увеличение длины зоны неуправляемого скатывания отцепов до СТП.

Учитывая указанные обстоятельства, можно сделать вывод, что при строительстве новых сортировочных устройств с целью минимизации капитальных и эксплуатационных затрат необходимо размещать ВТП после первого разделительного стрелочного перевода.

Что же касается конструкции и числа пучков в горочной горловине, то уменьшение числа путей в пучках не оказывает существенного влияния на показатели сортировочного процесса, но приводит к увеличению количества замедлителей на спускной части горки (см. табл. 3.6) и эксплуатационных затрат на их содержание и обслуживание. Таким образом, использование горочных горловин с уменьшенным числом путей в пучках является неэффективным.

## РАЗДЕЛ 4

### ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ВЫСОТЫ И ПРОФИЛЯ ГОРОК НА ПАРАМЕТРЫ СОРТИРОВОЧНОГО ПРОЦЕССА

#### 4.1. Динамика скатывания отцепов с сортировочной горки

*4.1.1. Исследование влияния высоты и профиля сортировочной горки на скорость и время скатывания отцепов*

Конструкция сортировочной горки должна обеспечивать необходимые интервалы между отцепами на разделительных элементах (стрелках и замедлителях) при установленной скорости роспуска составов. Значительную роль в решении данной задачи играет высота горки и конструкция ее профиля. Указанные параметры горки определяют скорость и продолжительность скатывания отцепов и существенно влияют на условия их разделения. В этой связи при выборе конструкции горок необходимо учитывать особенности динамики скатывания отцепов с различными ходовыми качествами при разных параметрах профиля. С этой целью были выполнены исследования влияния высоты и профиля горок на скорость и время скатывания отцепов.

Вначале была выполнена теоретическая оценка влияния уклона отдельного элемента профиля горки на скорость и время скатывания отцепов. Для этого рассмотрены два варианта профиля горки ( $A$ ,  $B$ ), отличающихся величиной уклона первого элемента  $i_1$  ( $i_{1A} > i_{1B}$ ), и определены различия в характере изменения скорости и времени скатывания отцепа. Указанные различия можно характеризовать величиной разности скорости  $\Delta V = f(S)$  и времени  $\Delta t = \varphi(S)$  скатывания отцепов на разных горках.

Как показал анализ, функция  $\Delta V = f(S)$  является убывающей на участке профиля горки, расположенном за его первым элементом  $S_1$ . Действительно, в конце элемента  $S_1$  скорость отцепа при уклонах  $i_{1A}$ ,  $i_{1B}$  будет, соответственно, равна

$$V_{1A} = \sqrt{V_0^2 + 2gi_{1A}S_1}, \quad V_{1B} = \sqrt{V_0^2 + 2gi_{1B}S_1}, \quad V_{1A} > V_{1B},$$

а время скатывания отцепа до точки  $S_1$  по вариантам определяется как

$$t_{1A} = \frac{\sqrt{V_0^2 + 2gi_{1A}S_1} - V_0}{i_{1A}}, \quad t_{1B} = \frac{\sqrt{V_0^2 + 2gi_{1B}S_1} - V_0}{i_{1B}}, \quad t_{1A} < t_{1B}$$

Дальнейшее движение будет осуществляться по одному и тому же профилю но с разной начальной скоростью ( $V_{1A} > V_{1B}$ ). При этом разность значений скорости и времени движения отцепа в произвольной точке  $S \geq S_1$  может быть выражена функциями

$$\Delta V(S) = \sqrt{V_{1A}^2 + 2a(S - S_1)} - \sqrt{V_{1B}^2 + 2a(S - S_1)},$$

$$\Delta t(S) = t_{1B} - t_{1A} + \frac{\sqrt{V_{1B}^2 + 2a(S - S_1)} - V_{1B}}{a} - \frac{\sqrt{V_{1A}^2 + 2a(S - S_1)} - V_{1A}}{a}$$

Известно, что если производная дифференцируемой функции положительна внутри некоторого промежутка, то функция на этом промежутке возрастает, и, наоборот, если производная отрицательна – то функция внутри этого промежутка убывает. Производная

$$\Delta V'(S) = 2aS \left( \frac{1}{\sqrt{V_{1A}^2 + 2a(S - S_1)}} - \frac{1}{\sqrt{V_{1B}^2 + 2a(S - S_1)}} \right)$$

отрицательна на участке  $S > S_1$ , поскольку  $V_{1A} > V_{1B}$  и, следовательно, выражение в скобках меньше нуля. Это означает, что функция  $\Delta V(S)$  на участке  $S > S_1$  убывающая и, следовательно, максимальная разность скоростей, имеющая место в точке  $S_1$  из-за различия в уклонах первого элемента профиля горки, при дальнейшем скатывании отцепа будет постоянно уменьшаться.

Производная

$$\Delta t'(S) = \frac{1}{\sqrt{V_{1B}^2 + 2a(S - S_1)}} - \frac{1}{\sqrt{V_{1A}^2 + 2a(S - S_1)}},$$

напротив, положительна на участке  $S > S_1$ , поскольку  $V_{1B} < V_{1A}$  и, следовательно, ее первая составляющая  $\frac{1}{\sqrt{V_{1B}^2 + 2a(S - S_1)}}$  больше, чем вторая. Это

означает, что функция  $\Delta t(S)$  на участке  $S > S_1$  возрастающая и, следовательно, разность значений времени скатывания в точке  $S_1$ , образовавшаяся из-за различия в уклонах первого элемента профиля горки, при дальнейшем скатывании отцепа будет постоянно увеличиваться. Указанное обстоятельство

необходимо учитывать при анализе влияния профиля горки на условия разделения скатывающихся отцепов на стрелках.

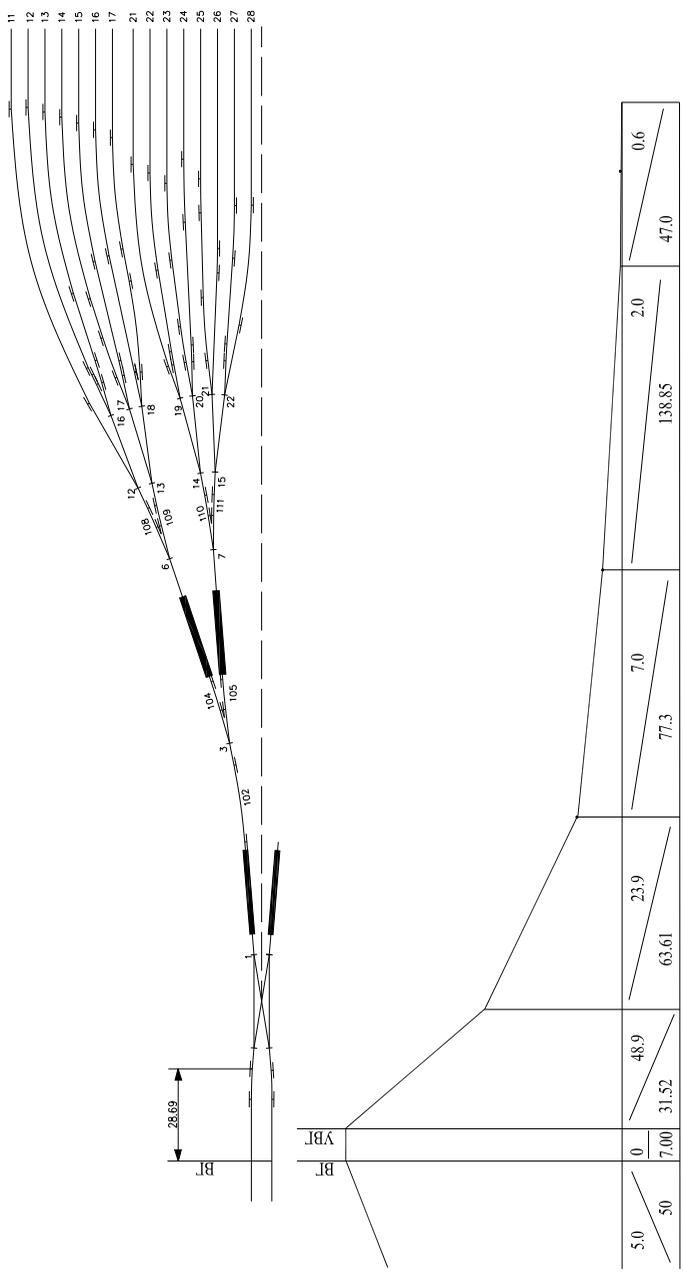
Следует заметить, что указанные результаты были получены на основе анализа упрощенных моделей скатывания отцепов, в которых не учитывалось сопротивление движению от стрелок и кривых, а также воздушной среды и ветра, которые зависят от скорости движения отцепов. В этой связи в дальнейшем были выполнены аналогичные сравнительные исследования на основе имитационного моделирования скатывания отцепов с горки при различной конструкции продольного профиля. С этой целью были рассмотрены 3 группы вариантов профиля горки, отличающихся уклонами двух первых элементов скоростного участка; значения указанных уклонов приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Параметры элементов скоростного участка профиля горки

Группа	Вариант	Уклон		Длина		Высота		
		$i_1$	$i_2$	$l_1$	$l_2$	$h_1$	$h_2$	$h_{ск}$
1	1	48,90	23,90	31,52	63,63	1,541	1,520	3,062
	2	43,90				1,384		2,904
	3	38,90				1,226		2,746
2	1	48,90	23,90	31,52	63,63	1,541	1,520	3,062
	2		21,42				1,363	2,904
	3		18,94				1,205	2,746
3	1	48,90	23,90	31,52	63,63	1,541	1,520	3,062
	2	43,90	26,38			1,384	1,678	3,062
	3	38,90	28,86			1,226	1,836	3,062

Как видно из таблицы, в первой группе варианты отличаются уклонами  $i_1$  и, соответственно, высотой  $h_1$  только первого элемента профиля, во второй группе – уклонами  $i_2$  и высотой  $h_2$  только второго элемента профиля; в третьей группе варьируются уклоны  $i_1$ ,  $i_2$  обоих элементов профиля таким образом, чтобы общая высота скоростного участка  $h_{ск}$  оставалась постоянной. При этом для возможности сопоставления различных групп первый вариант во всех группах является одинаковым (базовый вариант); план и продольный профиль базового варианта горки приведен на рис. 4.1.



**Рисунок 4.1** – План и продольный профиль сортировочной горки

Исследования динамики скатывания отцепов с сортировочной горки производились для расчетных бегунов ОП и ОХ – четырехосных полувагонов на роликовых подшипниках с разным весом  $Q_b$  и соответствующим основным сопротивлением  $w_0$ ; параметры отцепов приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Параметры расчетных отцепов

Параметр	ОХ	ОП
Род вагона	пв	пв
Число осей	4	4
Тип подшипника	рол	рол
Вес $Q_b$ , т	85	22
Основное удельное сопротивление $w_0$ , Н/кН	0,5	4,5

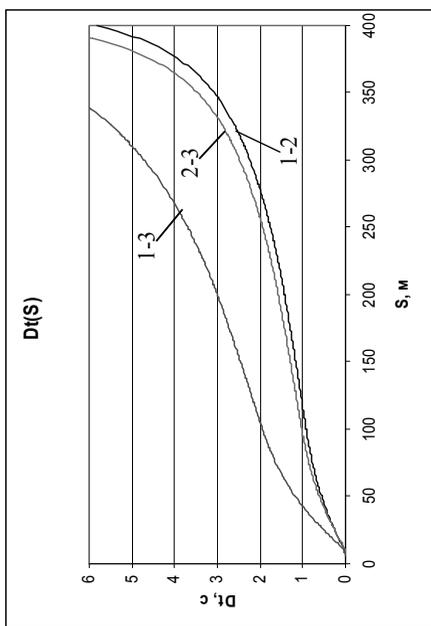
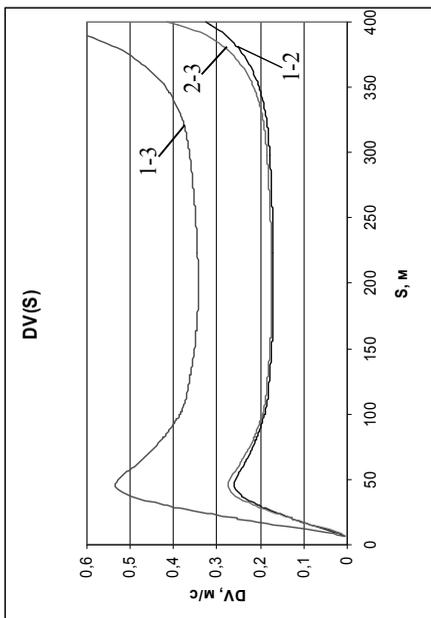
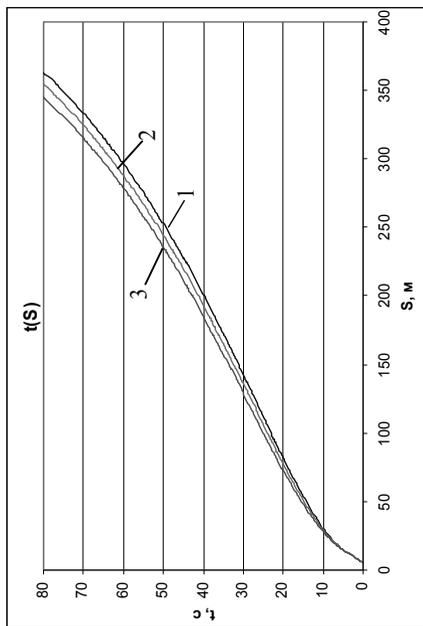
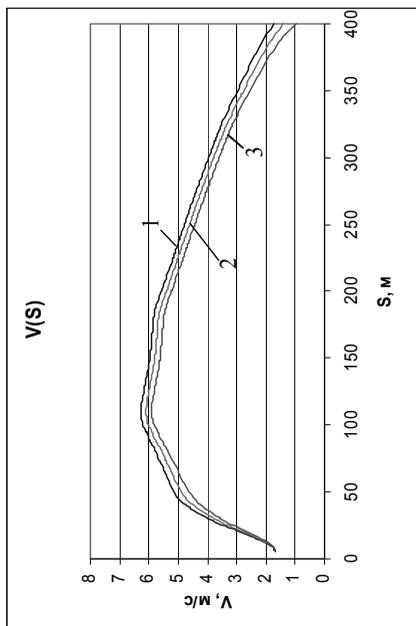
Данные об условиях скатывания отцепов приведены в табл. 4.3.

Таблица 4.3

Условия скатывания расчетных отцепов

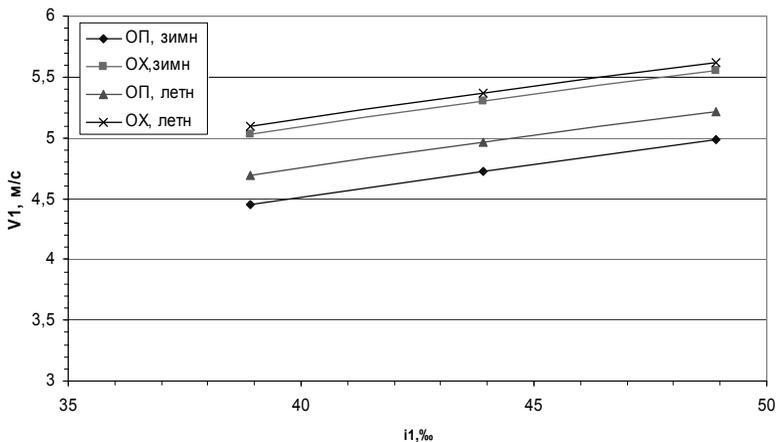
Характеристики	Условия	
	Неблагоприятные	Благоприятные
Начальная скорость $v_0$ , м/с	1,7	1,7
Скорость ветра $v_{вет}$ , м/с	5,0 (встречный)	-5,0 (попутный)
Направление ветра $\beta$ , град	20	20
Температура воздуха $t$ , °С	-10	10

Таким образом, для каждого варианта профиля горки было выполнено имитационное моделирование свободного скатывания (без торможения) двух отцепов (ОП, ОХ) при двух различных условиях роспуска (благоприятные, неблагоприятные). По результатам моделирования для каждой группы вариантов профиля были построены семейства графиков скорости  $V(S)$  и времени  $t(S)$  скатывания отцепов, а также их разностей  $\Delta V(S)$  и времени  $\Delta t(S)$  при трех различных вариантах профиля группы. Для примера на рис. 4.2 приведены указанные графики для 1-й группы вариантов профиля при скатывании отцепа ОП в неблагоприятных условиях; полностью все графики приведены в Приложении А.



**Рисунок 4.2** – Динамика скатывания отцепа ОП в неблагоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 1

В 1-й группе варианты отличаются высотой горки, которая изменяется за счет уклона  $i_1$  первого скоростного элемента профиля; при этом остальные элементы одинаковы. Вследствие этого на первом элементе профиля разность скоростей отцепа  $\Delta V(S)$  быстро возрастает и достигает максимума, когда его центр тяжести освободит 1-й элемент и переместится на 2-й ( $S_1 = 45,3$  м). При этом скорость отцепа в точке  $S_1$  зависит от его параметров и условий скатывания, а также от величины уклона  $i_1$ , в то время как их разность для разных значений  $i_1$  зависит только от величины  $i_1$ . Действительно, как видно из рис. 4.3, зависимости  $V_1(S)$  практически линейны и имеют одинаковый наклон, независимо от параметров отцепа и условий скатывания.



**Рисунок 4.3** – Зависимости скорости отцепов  $V_1(S)$  в конце скоростного участка горки от уклона его 1-го элемента

Дальнейшее движение отцепа происходит по элементам профиля, которые одинаковы во всех 3-х вариантах 1-й группы. При этом, как было доказано теоретически, разность скоростей  $\Delta V$ , образовавшаяся из-за разницы в уклоне  $i_1$ , незначительно уменьшается по мере скатывания, однако на спускной части горки она не исчезает. Исключением являются отцепы со значительным сопротивлением, особенно при скатывании в неблагоприятных условиях. У таких отцепов при достижении участка с неуско-

ряющим уклоном разность скоростей  $\Delta V$  начинает вновь увеличиваться; в дальнейшем при движении по сортировочному пути эта разность нелинейно возрастает вплоть до момента остановки отцепа (см. рис. 4.2, график  $\Delta V(S)$ ).

Величина уклона  $i_1$  первого скоростного элемента профиля горки оказывает существенное влияние и на время движения отцепа на всем пути скатывания. Как показал анализ результатов имитационного моделирования (см. Приложение А, рис. А1-А4), разность времени движения отцепа  $\Delta t(S)$  при скатывании с горок с различным уклоном  $i_1$  монотонно возрастает при увеличении расстояния  $S$ , что соответствует полученным теоретическим выводам. При этом характер изменения  $\Delta t(S)$  и его величина зависят от параметров отцепа и условий скатывания. На начальном участке горки ( $S < 100$ ) зависимость  $\Delta t(S)$  нелинейная; при этом интенсивность роста величины  $\Delta t$  непрерывно уменьшается. В дальнейшем для отцепов с хорошими ходовыми свойствами функция  $\Delta t(S)$  практически линейно возрастает на всем пути скатывания, так что при входе в сортировочный парк  $\Delta t \geq 3$  с.

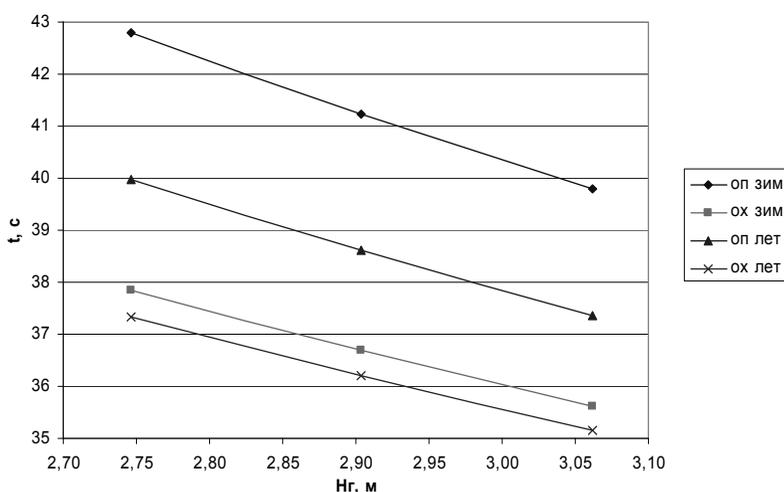
Для плохих бегунов в неблагоприятных условиях функция  $\Delta t(S)$  увеличивается и становится нелинейной по мере уменьшения уклона пути, по которому движется отцеп (см. Приложение А, рис. А.3). Особенно значительная нелинейность имеет место при входе отцепа ОП на стрелки пучков сортировочной горки; при этом разность времени  $\Delta t \geq 6$  с.

Для иллюстрации влияния высоты горки  $H_r$  на продолжительность скатывания отцепов  $t$  на рис. 4.4 приведены зависимости  $t(H_r)$ , полученные для точки входа на изолированный участок стрелки 4 ( $S = 200,24$  м).

Как видно из рисунка, увеличение высоты горки на 0,3 м (за счет увеличения уклона первого элемента профиля) позволяет сократить время скатывания отцепа на величину от 2,2 с (отцеп ОХ в благоприятных условиях) до 3 с (отцеп ОП в неблагоприятных условиях). Полученные данные свидетельствуют о существенном влиянии высоты горки на условия разделения отцепов на стрелках.

Варианты 2-й группы имеют те же значения высоты горки, что и варианты 1-й группы, однако у них уклон первого скоростного участка одинаков ( $i_1 = 48,9\%$ ), а разница в высоте горки образуется за счет изменения

уклона  $i_2$  второго элемента профиля. Очевидно, что при такой конструкции вариантов профиля горки различия в динамике скатывания отцепов начинаются только со второго элемента, в начале которого их скорость уже достаточно велика. Поэтому в данной группе вариантов имеют место те же закономерности, что и в 1-й группе; при этом зависимости  $\Delta t(S)$  практически линейные на всем пути скатывания, за исключением отцепов ОП в неблагоприятных условиях (см. Приложение А, рис. А.5-А.8). В последнем случае зависимость  $\Delta t(S)$  становится нелинейной в зоне за второй тормозной позицией ( $S > 200$  м), где уклон пути для таких отцепов является неускоряющим.

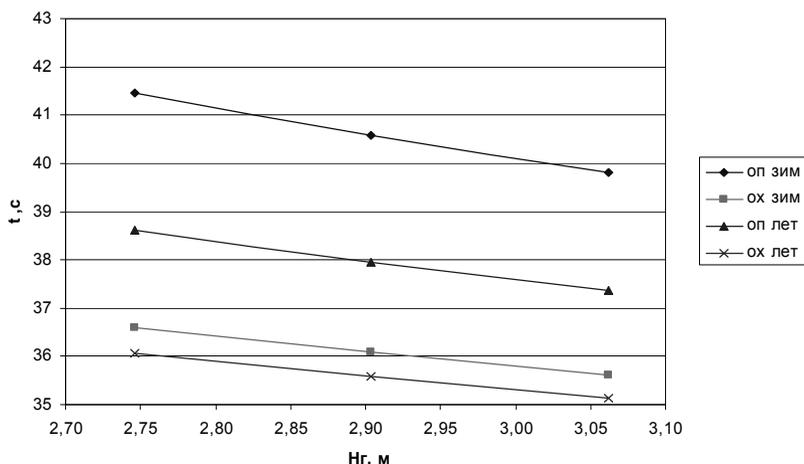


**Рисунок 4.4** – Зависимость  $t(H_r)$  для 1-й группы вариантов профиля

Ниже приведены зависимости времени скатывания отцепов от высоты горки  $t(H_r)$ , полученные в точке  $S = 200,24$  м для вариантов 2-й группы (см. рис. 4.5).

Как видно из сравнения рисунков 4.4 и 4.5, во 2-й группе вариантов увеличение высоты горки на ту же величину 0,3 м, но за счет увеличения уклона второго элемента профиля, обеспечивает в два раза меньшее сокращение времени скатывания отцепа. Указанное сокращение изменяется от 0,9 с (отцеп ОХ в благоприятных условиях) до 1,7 с (отцеп ОП в неблагоприятных условиях). Таким образом, полученные

данные свидетельствуют о том, что для ускорения скатывания отцепов с горки необходимо увеличивать как ее высоту, так и уклон первого скоростного участка профиля.



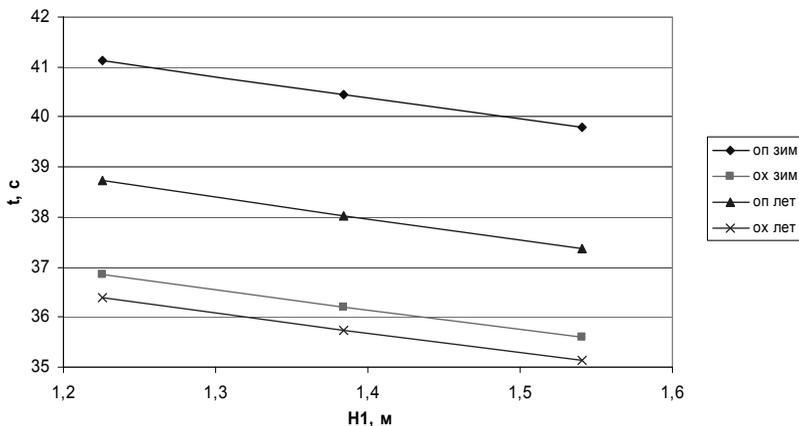
**Рисунок 4.5** – Зависимость  $t(H_g)$  для 2-й группы вариантов профиля

Принципиальное отличие от предыдущих имеют варианты 3-й группы, которые имеют одинаковую высоту горки, но отличаются уклонами  $i_1$ ,  $i_2$  первых двух элементов профиля. При этом уклоны  $i_1$  первого скоростного участка совпадают с вариантами 1-й группы, а уклоны  $i_2$  определяются таким образом, чтобы обеспечивалось равенство высоты горки во всех трех вариантах (см. табл. 4.1).

При этом, как и в 1-й группе, разность скоростей отцепа  $\Delta V(S)$  интенсивно возрастает и достигает максимума к концу первого элемента профиля; однако в дальнейшем при движении отцепа по уклону  $i_2$  величина  $\Delta V(S)$  так же интенсивно уменьшается и к концу второго элемента становится практически равной нулю (см. Приложение А, рис. А.9-А.12). В дальнейшем при движении отцепа по элементам профиля, которые одинаковы во всех вариантах группы, величина  $\Delta V$  становится отрицательной ( $\Delta V = -0,06$  м/с) и практически не изменяется на всем дальнейшем пути скатывания. Знак  $\Delta V$  объясняется тем, что отцеп, скатывавшийся по

наибольшему уклону  $i_1$  с максимальной скоростью, имел, соответственно, и наибольшие потери энергии из-за сопротивления движению от стрелок и кривых, а также воздушной среды и ветра.

Увеличение скорости отцепа на скоростном участке с последующим ее возвращением к обычному значению на остальной части пути скатывания приводит к образованию в конце этого участка определенной разности во времени движения ( $\Delta t = 1,0 \dots 1,5$  с). В дальнейшем по мере скатывания отцепа величина  $\Delta t$  незначительно уменьшается; степень сокращения увеличивается с ростом сопротивления движению и достигает максимума (0,5 с) для отцепа ОП в неблагоприятных условиях. Как показали результаты моделирования, величина  $\Delta t$  возрастает по мере увеличения высоты первого скоростного участка  $h_1$  и его уклона  $i_1$  (см. рис. 4.6). При этом ограничениями указанных величин являются только существующие нормы проектирования горок.



**Рисунок 4.6** – Зависимость  $t(H_1)$  для 3-й группы вариантов профиля

Как видно из рисунка, изменение профиля скоростного участка горки без изменения ее высоты также влияет на время скатывания отцепа, хотя и в меньшей степени. Так, увеличение высоты первого скоростного участка  $h_1$  на 0,3 м и соответственного увеличения его уклона на 10% позволяет сократить время скатывания отцепов на 1,25...1,35 с (в зависимости от па-

раметров отцепа и условий скатывания). Незначительное влияние характеристик отцепов объясняется тем, что все они в конце второго скоростного участка имеют достаточно близкую скорость, значения которой в дальнейшем изменяются с одинаковой закономерностью для всех отцепов. Полученные данные свидетельствуют о том, что и без изменения высоты горки можно обеспечить определенное ускорение скатывания отцепов за счет увеличения крутизны уклона ее скоростного участка.

Таким образом, как показали исследования, высота горки и уклоны элементов профиля скоростного участка оказывают существенное влияние на продолжительность скатывания отцепов с горки, а, следовательно, и на условия их разделения на разделительных элементах. Для сокращения времени скатывания можно увеличивать высоту и/или уклон скоростного участка горки. При этом для определения конкретных параметров конструкции горки необходимо исследовать их влияние на условия разделения отцепов на разделительных элементах.

#### *4.1.2. Анализ дистанции между скатывающимися отцепами*

Сортировочные горки должны обеспечивать необходимые интервалы между скатывающимися отцепами на разделительных элементах при заданной скорости роспуска. Для проверки возможности выполнения указанного требования обычно определяют величину фактических интервалов между отцепами на соответствующих изолированных участках горки. При этом решающую роль в обеспечении интервалов, необходимых для разделения отцепов, играют установленные режимы торможения. В то же время, при анализе влияния конструкции горки на процесс разделения отцепов представляет интерес динамика изменения указанного интервала при их скатывании с горки, а также ее связь с высотой и профилем горки. С этой целью могут быть выполнены исследования процесса изменения дистанции между скатывающимися отцепами, методика определения которой приведена в [82].

Текущее значение дистанции между отцепами может быть определено как

$$D_j = S_{1j} - S_{2j} - b_1,$$

где  $S_{1j}, S_{2j}$  - текущие координаты первых осей, соответственно, первого и второго смежных отцепов;

$b_1$  - база первого отцепа в паре по наружным осям.

График изменения дистанции  $D(S_1)$  между отцепами как функции координаты  $S_1$  первой оси переднего отцепа может быть получен по результатам имитационного моделирования скатывания смежных отцепов, которые представляются в виде списков значений ... времени  $t_j = \varphi(S_j)$  в точках  $S_j = (S_0, \dots, S_{\text{прц}})$ ,  $S_0$  – точка отрыва,  $S_{\text{прц}}$  – точка прицеливания.

Первоначально определяется начальный интервал  $t_{0,(1,2)}$  между отцепами на вершине горки

$$t_{0,(1,2)} = \frac{l_{\text{отц1}} - S_{0,1} + S_{0,2}}{V_0},$$

где  $l_{\text{отц1}}$  – длина первого отцепа в паре;

$V_0$  – начальная скорость отцепов (скорость роспуска).

С целью упрощения вычислений дистанции для обоих отцепов пары устанавливается общее системное время; в этой связи принимается, что отрыв 2-го отцепа происходит в момент  $t_{2,0}$ , соответствующийначальному интервалу  $t_{0,(1,2)}$  ( $t_{2,0} = t_{0,(1,2)}$ ). Тогда моменты завершения очередных шагов 2-го отцепа определяются как  $T_{2,j} = t_{2,j} + t_{0,(1,2)}$ , что позволяет синхронизировать движение обоих отцепов пары.

Далее, в момент начала каждого шага перемещения 2-го отцепа  $T_{2,j}$  определяется положение первой оси 1-го отцепа  $S_{1,j}$ . С этой целью устанавливается тот шаг перемещения 1-го отцепа, во временные границы которого попадает начало рассматриваемого шага 2-го отцепа  $T_{2,j}$

$$t_{1,i} < T_{2,j} \leq t_{1,i+1}$$

Тогда положение 1-го отцепа в момент  $T_{2,j}$  определяется с помощью линейной интерполяции в пределах найденного шага:

$$S_{1,j} = S_{1,i} + (S_{1,i+1} - S_{1,i})(T_{2,j} - t_{1,i}) / (t_{1,i+1} - t_{1,i})$$

где  $S_{1,i}$ ,  $S_{1,i+1}$  – границы шага перемещения 1-го отцепа, который происходит в момент  $T_{2,j}$ .

Ниже для примера приведен фрагмент результатов имитационного моделирования скатывания отцепов ОП и ОХ, а также полученных на их основе данных о дистанции между ними.

### Скатывание отцепа ОП

	$S_1, \text{м}$	$V_1, \text{м/с}$	$t_1, \text{с}$
ОТР	5.47	1.700	0
	6.00	1.702	0.311
.....			
	18.21	2.670	6.349
отрыв отцепа ОХ			
	20.00	2.883	6.994
	20.06	2.890	7.014
	22.00	3.123	7.660
	23.42	3.288	8.103
	24.00	3.353	8.277
	26.00	3.569	8.855
	26.86	3.657	9.093
	28.00	3.770	9.400
	28.68	3.836	9.579
	28.71	3.839	9.587
	30.00	3.959	9.918
	30.53	4.007	10.051
	32.00	4.137	10.412

### Скатывание отцепа ОХ

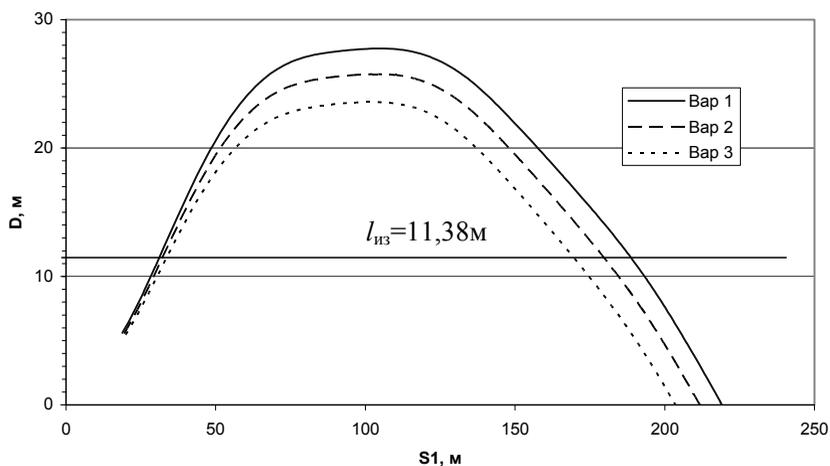
	$S_2, \text{м}$	$V_2, \text{м/с}$	$t_2, \text{с}$	$T_2, \text{с}$
ОТР	2.712	1.700	0	6.566
	4	1.709	0.755	7.321
	6	1.760	1.908	8.474
	6.63	1.785	2.264	8.830
	6.71	1.788	2.309	8.875
	8	1.854	3.017	9.583
	8.48	1.883	3.274	9.840
	8.56	1.888	3.316	9.882
	10	1.998	4.057	10.623
	12	2.199	5.010	11.576
	14	2.439	5.873	12.439
	15.36	2.612	6.411	12.977

### Дистанция между отцепами ОП и ОХ

$S_2, \text{м}$	$T_2, \text{с}$	$S_1, \text{м}$	$D$
2.712	6.566	18.812	5.600
4.000	7.321	20.983	6.483
6.000	8.474	24.682	8.182
6.630	8.830	25.912	8.782
6.710	8.875	26.070	8.860
8.000	9.583	28.695	10.195

8.480	9.840	29.696	10.716
8.560	9.882	29.862	10.802
10.000	10.623	32.893	12.393
12.000	11.576	37.061	14.561
14.000	12.439	41.094	16.594
15.360	12.977	43.704	17.844

С использованием данной методики были выполнены исследования дистанции между отцепами ОП и ОХ при их свободном скатывании с горок рассматриваемой конструкции. Для примера на рис. 4.7 приведены графики изменения дистанции  $D(S_1)$  в неблагоприятных условиях для горок 1-й группы вариантов.



**Рисунок 4.7** – Графики изменения дистанции  $D(S_1)$  в неблагоприятных условиях для горок 1-й группы вариантов

Как видно из рисунка, после проследования вершины горки дистанция между отцепами достаточно интенсивно возрастает и достигает максимума, когда 1-й отцеп заканчивает движение по скоростному участку. При дальнейшем скатывании отцепа дистанция так же интенсивно уменьшается. Указанная особенность объясняется характером изменения скорости отцепов при их скатывании с горки. Для наглядности на рисунке показана минимальная дистанция, соответствующая длине изолированно-

го участка стрелок  $l_{из}$ , при которой возможно разделение отцепов. Как видно из рисунка, на данных горках при скатывании без торможения отцеп ОХ разделение с ОП возможно на стрелках  $C_1$  ( $S_{вых1} = 45,3$  м) и  $C_2$  ( $S_{вых2} = 136,7$  м); на стрелках пучков ( $S_{вых} > 198$  м) дистанция  $D < l_{из}$ , и поэтому разделение не обеспечивается.

В табл. 4.4 приведены параметры зон возможного разделения отцепов ОП и ОХ при их свободном скатывании на горках рассматриваемой конструкции.

Таблица 4.4

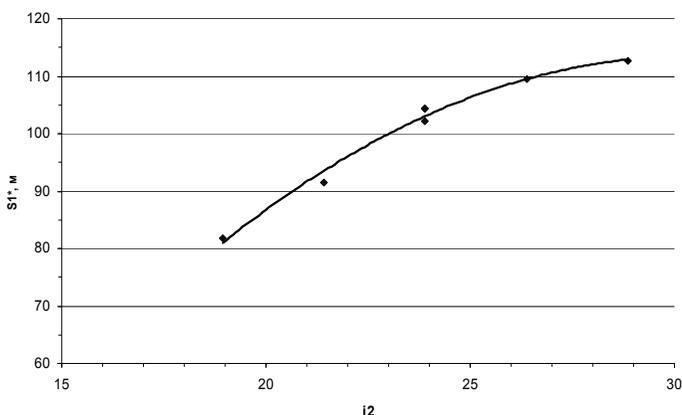
Параметры зон разделения отцепов ОП и ОХ при свободном скатывании

Группа	Вариант	Уклон		$h_{ск}$	Зона разделения			Максимальная дистанция		
		$i_1$	$i_2$		Начало $B_3$ , м	Конец $E_3$ , м	Длина $L_3$ , м	Координата $S_1^*$ , м	Величина $D_{max}$ , м	
1	1	48,90	23,90	3,062	31,0	189,0	158,0	104,3	27,8	
	2	43,90								
	3	38,90								
2	1	48,90	23,90	3,062	31,0	189,0	158,0	104,3	27,8	
	2									21,42
	3									18,94
3	1	48,90	23,90	3,062	31,0	189,0	158,0	104,3	27,8	
	2	43,90	26,38	3,062	32,1	188,2	156,1	109,6	27,0	
	3	38,90	28,86	3,062	33,5	186,7	153,2	112,6	26,1	

Как видно из таблицы, варьирование высоты и профиля скоростного участка оказывает определенное влияние на параметры зоны разделения отцепов ОП и ОХ при свободном скатывании, однако это влияние весьма незначительно. Начало указанной зоны практически одинаково, так как скорости отцепов на этом участке при рассматриваемых уклонах достаточно близкие. Поэтому различия в длине зоны разделения образуются в основном за счет изменения положения ее конечных точек. При этом характер изменения параметров зоны разделения соответствует закономерностям, по которым изменяются скорости и время скатывания отцепов на горках данной конструкции. Так, максимальная длина зоны разделения  $L_3$  наблюдается на горке с максимальной высотой и уклоном скоростного

участка, на которой отцепы скатываются за минимальное время (см. п. 4.1.1). Наибольший размах длины зоны разделения 21,6 м имеет место в 1-й группе вариантов, где в наибольшей степени изменяется высота и уклон 1-го элемента скоростного участка горки. Напротив, в 3-й группе вариантов, где уклон  $i_1$  изменяется точно так же, но высота скоростного участка неизменна, длина зоны разделения  $L_3$  остается практически одной и той же (максимальная разница менее 5 м).

Координата  $S_1^*$  точки, в которой дистанция между отцепами достигает максимума, в основном зависит от уклона  $i_2$  2-го элемента скоростного участка горки (см. рис. 4.8).



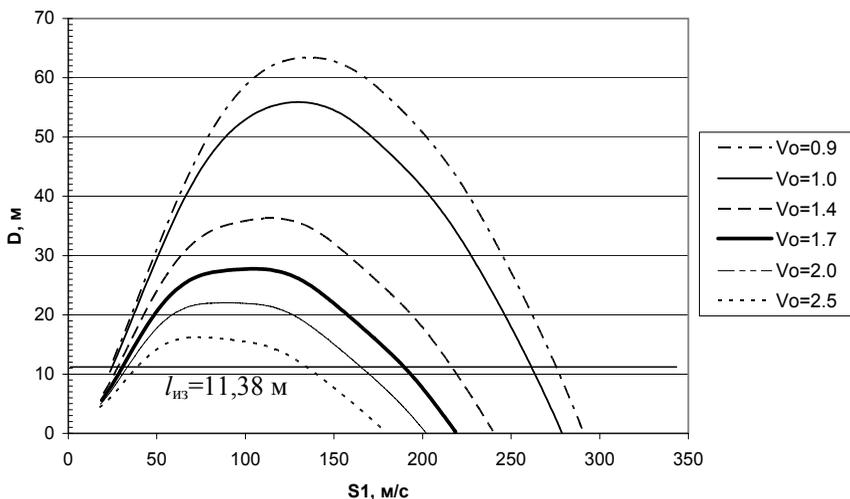
**Рисунок 4.8** – Зависимость координаты  $S_1^*$  от уклона 2-го элемента скоростного участка горки

Указанная зависимость объясняется тем, что 2-й элемент расположен ближе к точке максимальной дистанции  $D_{\max}$ , и поэтому увеличение уклона  $i_2$  приводит к росту дистанции на данном участке и смещению ее максимального значения в сторону от вершины горки. Величина уклона  $i_1$  влияет на координату  $S_1^*$  в меньшей степени, однако при его уменьшении снижается и интенсивность роста дистанции.

Величина максимальной дистанции  $D_{\max}$  изменяется не столь значительно и зависит как от высоты, так и от уклона  $i_1$  1-го элемента скорост-

ного участка; поэтому наибольшая разница в значениях  $D_{\max}$  наблюдается в 1-й группе вариантов (4,2 м). В остальных группах изменение  $D_{\max}$  незначительно (1,7-1,8 м).

Известно, что существенное влияние на условия разделения отцепов на стрелках оказывает скорость роспуска составов. В этой связи были выполнены исследования влияния начальной скорости  $V_0$  скатывания отцепов на величину и характер изменения дистанции между ними. С этой целью было выполнено моделирование скатывания с горки (вариант 1) отцепов ОП и ОХ в неблагоприятных условиях при различной начальной скорости; по результатам моделирования построены графики изменения дистанции  $D(S_1)$  при различных значениях начальной скорости  $V_0$  (см. рис. 4.9).



**Рисунок 4.9** – Графики изменения дистанции  $D(S_1)$  при различных значениях начальной скорости  $V_0$

Для более детального анализа в табл. 4.5 представлены полученные параметры зон разделения отцепов при разных скоростях роспуска.

Параметры зон разделения отцепов ОП и ОХ при различной  
начальной скорости

$V_0$ , м/с	Зона разделения			Максимальная дистанция	
	Начало $B_3$ , м	Конец $E_3$ , м	Длина $L_3$ , м	Координата $S_1^*$ , м	Величина $D_{\max}$ , м
0,9	25,4	275,1	249,7	135,9	63,4
1,0	25,0	261,1	236,1	129,9	55,9
1,4	28,4	216,0	187,6	114,8	36,3
1,7	31,0	189,0	158,0	104,3	27,8
2,0	33,8	164,5	130,7	88,8	22,0
2,5	39,5	133,4	93,9	72,8	16,2

Для наглядности по данным таблицы построены графики зависимостей указанных величин от скорости роспуска  $V_0$  (см. рис. 4.10).

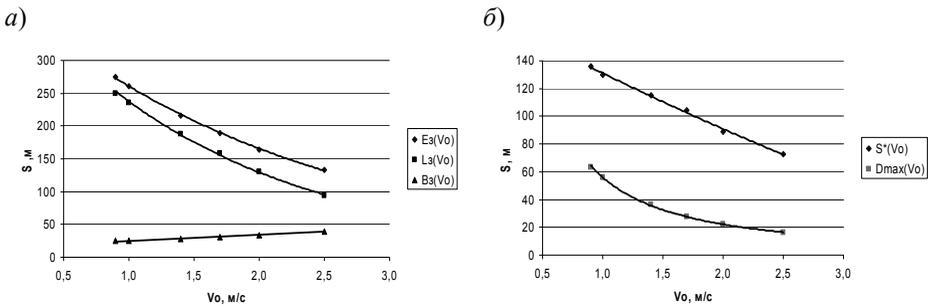


Рисунок 4.10 – Графики зависимостей параметров зоны разделения отцепов от скорости роспуска  $V_0$

Как показывают результаты исследований, параметры зоны разделения отцепов существенно зависят от начальной скорости отцепов. По мере увеличения скорости  $V_0$  от 0,9 до 2,5 м/с границы зоны разделения  $B_3$ ,  $E_3$  сужаются, так что ее длина  $L_3$  уменьшается более чем в 2,5 раза (рис. 4.10, а). В результате если при  $V_0 = 0,9$  м/с и скатывании без торможения отцепа ОХ его разделение с отцепом ОП возможно на всех 5 стрел-

ках ( $E_3 > S_{\text{вых5}} = 270,4$  м), то при  $V_0 = 2,5$  м/с разделение возможно только на первой стрелке ( $S_{\text{вых1}} = 45,3 < E_3 < S_{\text{вых2}} = 136,7$  м).

Максимальная дистанция  $D_{\text{max}}$  также существенно уменьшается по мере увеличения начальной скорости отцепов. Так, при  $V_0 = 2,5$  м/с величина  $D_{\text{max}}$  почти в 4 раза меньше, чем при  $V_0 = 0,9$  м/с. При этом по мере увеличения скорости  $V_0$  интенсивность сокращения максимальной дистанции  $D_{\text{max}}$  уменьшается, поскольку зависимость  $D_{\text{max}}(V_0)$  нелинейная (см. рис. 4.10, б). Одновременно с уменьшением величины  $D_{\text{max}}$  приближается к вершине горки и ее координата  $S_1^*$ .

Таким образом, полученные данные свидетельствуют об усложнении процесса интервального регулирования скорости отцепов по мере увеличения скорости отпуска составов.

## 4.2. Влияние профиля горки на условия разделения отцепов на стрелках

### 4.2.1. Постановка задачи исследования

Для исследования влияния профиля скоростного участка горки на условия разделения отцепов на стрелках были рассмотрены три варианта горки одинаковой высоты, которые отличаются только уклонами  $i_1, i_2$  данного участка. При этом величина уклона  $i_1$  варьировалась с шагом  $\Delta i = 7,5\%$ ; соответственно изменялся и уклон  $i_2$  таким образом, чтобы высота горки оставалась неизменной. Следует заметить, что при изменении уклона  $i_1$  изменяется и тангенс вертикальной кривой  $T_{\text{в}}$  на вершине горки. Это влечет за собой изменение расчетной длины горки и, соответственно, координат разделительных элементов, что, в свою очередь, влияет на условия разделения отцепов на стрелках. Поэтому, чтобы исключить указанное влияние, при увеличении  $T_{\text{в}}$  соответственно уменьшалась длина прямой части скоростного участка  $l_1$ . Принятые параметры конструкции головной части горки приведены в табл. 4.6.

Для исследования влияния профиля горки на условия разделения отцепов на стрелках было выполнено имитационное моделирование процес-

са скатывания с горки расчетной группы ОП-ОХ-ОП при всех 25 комбинациях номеров разделительных стрелок в первой ( $\sigma_1 \in [1-5]$ ) и во второй ( $\sigma_2 \in [1-5]$ ) парах группы.

Таблица 4.6

Параметры конструкции профиля головной части горки

Вариант	$i_1$	$i_2$	$T_b$	$l_1$	$l_2$
1	48,90	23,900	6,1125	31,5200	63,610
2	41,40	27,006	5,1750	32,4575	63,610
3	33,90	30,334	4,2375	33,3950	63,610

Условия разделения отцепов характеризуются величиной интервалов ( $\delta t_{12}, \delta t_{23}$ ) между отцепами на разделительных стрелках, которые в значительной мере зависят от режимов их торможения. Обычно анализ этих условий производят при фиксированных режимах торможения крайних отцепов группы. Режим торможения  $\mathbf{r}_0$  среднего (управляемого) отцепа выбирают таким образом, чтобы обеспечить наилучшие условия разделения отцепов группы, которые можно формализовать как [83]

$$\min\{\delta t_{12}(\mathbf{r}_0), \delta t_{23}(\mathbf{r}_0)\} \rightarrow \max$$

При этом, как показывают исследования [84], если диапазоны изменения интервалов  $\delta t_{12}(\mathbf{r}), \delta t_{23}(\mathbf{r})$  имеют общую область  $\Delta$  ( $\delta t_{12}(\mathbf{r}) \in \Delta, \delta t_{23}(\mathbf{r}) \in \Delta$ ), то приведенное условие выполняется при таких режимах торможения  $\mathbf{r}$ , при которых выполняется равенство ( $\delta t_{12}(\mathbf{r}) = \delta t_{23}(\mathbf{r}) = \overline{\overline{\delta t}}(\mathbf{r})$ ). Кроме того, следует заметить, что в области  $\mathbf{R}_{\text{доп}}$  допустимых режимов торможения конкретного отцепа существует множество режимов  $\mathbf{r}^* \in \mathbf{R}_{\text{доп}}$ , при которых выполняется равенство  $\delta t_{12}(\mathbf{r}) = \delta t_{23}(\mathbf{r}) = \overline{\overline{\delta t}}(\mathbf{r})$ . При этом максимальное значение интервал  $\overline{\overline{\delta t}}(\mathbf{r})$  приобретает на границе области  $\mathbf{R}_{\text{доп}}$  [85]. В этой связи необходимо учесть характер изменения величины  $\overline{\overline{\delta t}}(\mathbf{r})$  в указанной области и установить режим  $\mathbf{r}_{\text{опт}} \in \mathbf{r}^*$ , при котором величина  $\overline{\overline{\delta t}}(\mathbf{r}_{\text{опт}})$  максимальна.

На основе данного метода была построена имитационная модель [81], позволяющая оптимизировать режим торможения отцепов произвольной

группы и установить максимально возможные интервалы между ними на разделительных стрелках. Эта модель была использована для исследования влияния профиля скоростного участка горки на условия разделения отцепов группы ОП-ОХ-ОП. При этом для крайних отцепов группы (ОП) были установлены экстремальные режимы торможения: для 1-го отцепа – быстрый режим (минимальное торможение на ВТП), для 3-го отцепа – медленный режим (максимальное торможение на ВТП). Такой выбор обеспечивает максимальный ресурс интервалов между отцепами группы, а его рациональное распределение между парами обеспечивается за счет выбора оптимального режима среднего отцепа.

Таблица 4.7

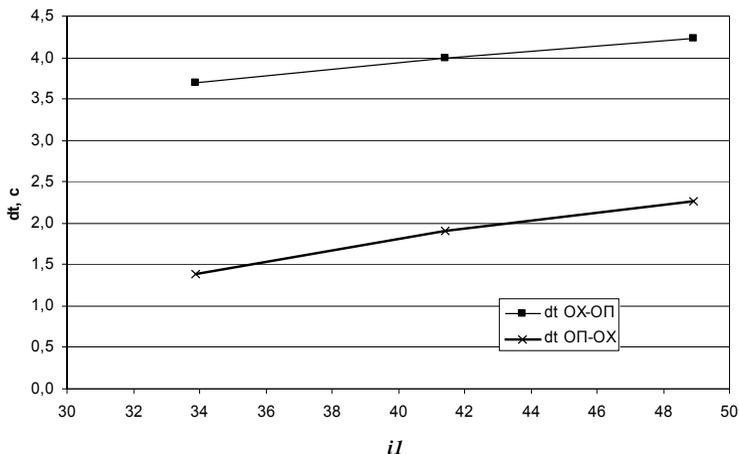
Интервалы между отцепами на разделительных стрелках  
при различной конструкции профиля головной части горки

Стрелки $\sigma_1$ - $\sigma_2$	Вариант 1			Вариант 2			Вариант 3		
	$\delta t_{12}$	$\delta t_{23}$	$\delta t_{cp}$	$\delta t_{12}$	$\delta t_{23}$	$\delta t_{cp}$	$\delta t_{12}$	$\delta t_{23}$	$\delta t_{cp}$
1-1	2,27	4,23	3,25	1,91	4,00	2,95	1,39	3,70	2,54
2-1	4,23	4,23	4,23	3,99	4,00	4,00	3,70	3,70	3,70
3-1	4,24	4,23	4,24	4,00	4,00	4,00	3,70	3,70	3,70
4-1	4,23	4,23	4,23	3,99	4,00	4,00	3,70	3,70	3,70
5-1	4,23	4,23	4,23	3,99	4,00	4,00	3,71	3,70	3,70
1-2	2,27	2,27	2,27	1,91	1,90	1,91	1,39	2,06	1,72
2-2	4,39	4,39	4,39	4,38	4,37	4,37	4,34	4,34	4,34
3-2	6,21	6,21	6,21	6,32	6,32	6,32	6,47	6,47	6,47
4-2	7,61	7,62	7,61	7,76	7,75	7,75	7,92	7,93	7,92
5-2	8,10	8,10	8,10	8,30	8,29	8,30	8,58	8,58	8,58
1-3	2,27	2,27	2,27	1,91	1,91	1,91	1,39	1,39	1,39
2-3	4,16	4,15	4,15	4,11	4,10	4,11	4,01	4,01	4,01
3-3	5,15	5,16	5,16	5,21	5,21	5,21	5,26	5,26	5,26
4-3	5,29	5,29	5,29	5,37	5,37	5,37	5,46	5,46	5,46
5-3	6,78	6,79	6,78	6,93	6,93	6,93	7,14	7,13	7,14
1-4	2,27	2,27	2,27	1,91	1,91	1,91	1,39	1,39	1,39
2-4	4,16	4,16	4,16	4,11	4,10	4,10	4,00	3,99	4,00
3-4	5,25	5,26	5,25	5,29	5,29	5,29	5,32	5,33	5,32
4-4	5,21	5,21	5,21	5,27	5,27	5,27	5,34	5,34	5,34
5-4	5,63	5,62	5,63	5,75	5,74	5,74	5,89	5,89	5,89
1-5	2,27	2,26	2,27	1,91	1,90	1,91	1,39	1,40	1,40
2-5	4,29	4,29	4,29	4,23	4,22	4,23	4,11	4,11	4,11
3-5	5,71	5,71	5,71	5,74	5,74	5,74	5,75	5,75	5,75
4-5	5,73	5,73	5,73	5,78	5,78	5,78	5,82	5,82	5,82
5-5	5,28	5,28	5,28	5,38	5,38	5,38	5,48	5,48	5,48

С помощью данной модели были определены интервалы на разделительных стрелках в первой  $\delta t_{12}$  и во второй  $\delta t_{23}$  парах отцепов, а также их средние значения в группе  $\delta t_{cp}$  для трех рассматриваемых вариантов конструкции профиля головной части горки (см. табл. 4.7).

#### 4.2.2. Анализ условий разделения отцепов на головной стрелке

Вначале рассмотрим случай, когда обе пары группы ОП-ОХ-ОП разделяются на головной (первой) стрелке горки (табл. 4.7, строка 1). На данной горке первая разделительная стрелка расположена до ВТП, и поэтому в данном случае на величину интервалов между отцепами влияет только конструкция горки и, в частности, величина уклона  $i_1$  скоростного участка (см. рис. 4.11).



**Рисунок 4.11** – Графики зависимостей интервалов между отцепами от величины уклона  $i_1$  скоростного участка

Как видно, с увеличением уклона  $i_1$  интервалы  $\delta t_{12}$  (ОП-ОХ) и  $\delta t_{23}$  (ОХ-ОП) возрастают; при этом ограничивающим является интервал  $\delta t_{12}$ , который в то же время возрастает более интенсивно. Для анализа указанных зависимостей рассмотрим составляющие величин интервалов  $\delta t_{12}$  и  $\delta t_{23}$ , которые определяются как

$$\delta t_{12} = t_{012} + t_2^{(1)} - \tau_1^{(1)}, \delta t_{23} = t_{023} + t_3^{(1)} - \tau_2^{(1)}, \quad (4.1)$$

где  $t_{012}, t_{023}$  – начальные интервалы между отцепами, соответственно, ОП-ОХ и ОХ-ОП;

$t_2^{(1)}, t_3^{(1)}$  – время движения отцепов, соответственно, 2 (ОХ) и 3 (ОП) до стрелки 1;

$\tau_1^{(1)}, \tau_2^{(1)}$  – время движения отцепов, соответственно, 1 (ОП) и 2 (ОХ) за стрелку 1.

Значения перечисленных параметров, а также результирующих величин интервалов  $\delta t_{12}$  и  $\delta t_{23}$  приведены в табл. 4.8.

Таблица 4.8

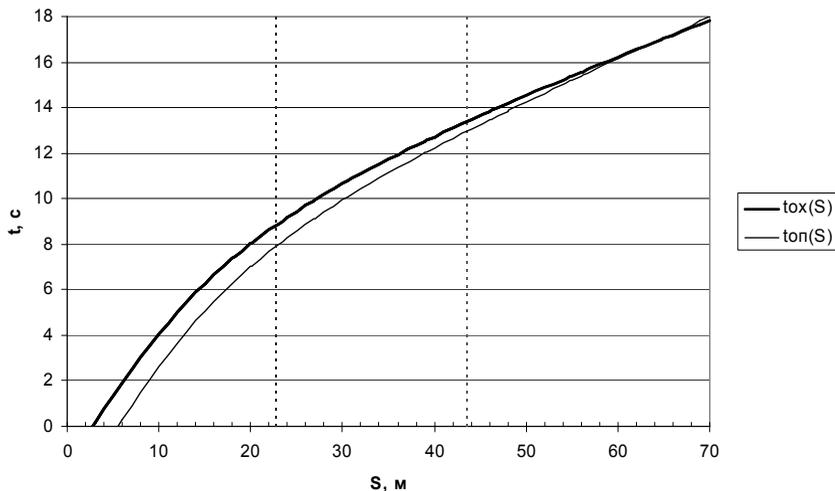
Расчет интервалов  $\delta t_{12}$  и  $\delta t_{23}$  при различных значениях уклона скоростного участка горки

$i_1$	Пара ОП-ОХ				Пара ОХ-ОП			
	$t_{012}, \text{с}$	$t_2^{(1)}, \text{с}$	$\tau_1^{(1)}, \text{с}$	$\delta t_{12}, \text{с}$	$t_{023}, \text{с}$	$t_3^{(1)}, \text{с}$	$\tau_2^{(1)}, \text{с}$	$\delta t_{23}, \text{с}$
33,9	6,57	9,24	14,43	1,38	9,81	8,43	14,53	3,70
41,4		9,10	13,76	1,91		8,22	14,04	4,00
48,9		9,01	13,31	2,27		8,11	13,69	4,23

Как видно из таблицы, по мере увеличения уклона  $i_1$  значения  $\tau_1^{(1)}, \tau_2^{(1)}$  времени движения отцепов до освобождения стрелки  $C_1$  (точка  $S_{\text{вых}}^{(1)}$ ) уменьшаются быстрее, чем значения  $t_2^{(1)}, t_3^{(1)}$ , определяющие момент ее занятия (точка  $S_{\text{вх}}^{(1)}, S_{\text{вх}}^{(1)} < S_{\text{вых}}^{(1)}$ ); данное обстоятельство и обеспечивает рост интервалов  $\delta t_{12}$  и  $\delta t_{23}$  при увеличении крутизны скоростного уклона. При этом основным фактором, определяющим значительное превышение интервала  $\delta t_{23}$  в паре ОХ-ОП над  $\delta t_{12}$ , является начальный интервал  $t_{023}$ , который практически в 1,5 раза больше, чем  $t_{012}$ ; указанная разница вызвана различием в координатах точек отрыва отцепов ОХ ( $S_0 = 5,45$  м) и ОП ( $S_0 = 2,69$  м). Кроме того, различие в положении точек отрыва отцепов приводит к тому, что на начальном участке горки ( $S_j < 65$  м), время движения ОХ до некоторой точки  $S_j$  больше, чем ОП

(см. рис. 4.12). Поэтому в пределах изолированного участка стрелки  $C_1$  (выделен на рисунке пунктирными линиями) указанная разница во времени несколько увеличивает меньший интервал  $\delta t_{12}$  и соответственно уменьшает больший интервал  $\delta t_{23}$ .

Необходимо также отметить, что у отцепа ОХ изменение времени  $\tau_2^{(1)}$  несколько меньше, чем у ОП  $\tau_1^{(1)}$ . В результате этого интенсивность возрастания интервала  $\delta t_{23}$  несколько меньше, чем  $\delta t_{12}$ .



**Рисунок 4.12** – Графики времени движения отцепов ОП и ОХ на скоростном участке горки

В случаях, когда только одна пара отцепов группы разделяется на 1-й стрелке (см. табл. 4.7, стрелки 2-1, 3-1, 4-1, 5-1, а также 1-2, 1-3, 1-4, 1-5), за счет выбора соответствующего режима торможения отцепа ОХ в обеих парах устанавливаются одинаковые интервалы ( $\delta t_{12} = \delta t_{23}$ ); при этом выбор осуществляется по ограничивающему интервалу на 1-й стрелке. Следует заметить, что в указанных случаях интервал между отцепами, которые разделяются не на 1-й стрелке, может быть увеличен за счет выбора соответствующего предельного режима торможения отцепа ОХ. Так, если 2-я пара отцепов разделяется на стрелках 2-5, то для ОХ может быть установлен быстрый режим (минимальное торможение на ВТП), при котором

интервал  $\delta t_{23}$  максимален. Если же на стрелках 2-5 разделяется 1-я пара отцепов, то для ОХ может быть установлен медленный режим (максимальное торможение на ВТП), при котором максимален интервал  $\delta t_{12}$ . В тех же случаях, когда средний отцеп группы имеет еще и вторичные разделения с некоторыми отцепами состава, то его режим должен устанавливаться с учетом указанных дополнительных ограничений.

#### 4.2.3. Методика исследования интервалов между отцепами на раздельных стрелках, расположенных за ВТП

В случаях разделения обеих пар отцепов группы на стрелках  $\sigma_1, \sigma_2$ , расположенных за ВТП ( $\sigma_1 \in [2-5], \sigma_2 \in [2-5]$ ), значения времени их движения в (4.1) при фиксированных режимах торможения крайних отцепов зависят от режима торможения  $\mathbf{r}_2$  среднего отцепа

$$\delta t_{12} = t_{012} + t_2^{(\sigma_1)}(\mathbf{r}_2) - \tau_1^{(\sigma_1)}, \quad \delta t_{23} = t_{023} + t_3^{(\sigma_2)} - \tau_2^{(\sigma_2)}(\mathbf{r}_2) \quad (4.2)$$

Учитывая аддитивный характер взаимосвязи интервалов  $\delta t_{12}$  и  $\delta t_{23}$  при изменениях режима торможения  $\mathbf{r}_2$ , рассмотрим их сумму  $\delta t = \delta t_{12} + \delta t_{23}$ , полученную с использованием (4.2):

$$\delta t = t_{012} + t_{023} + t_3^{(\sigma_2)} - \tau_1^{(\sigma_1)} + t_2^{(\sigma_1)}(\mathbf{r}_2) - \tau_2^{(\sigma_2)}(\mathbf{r}_2)$$

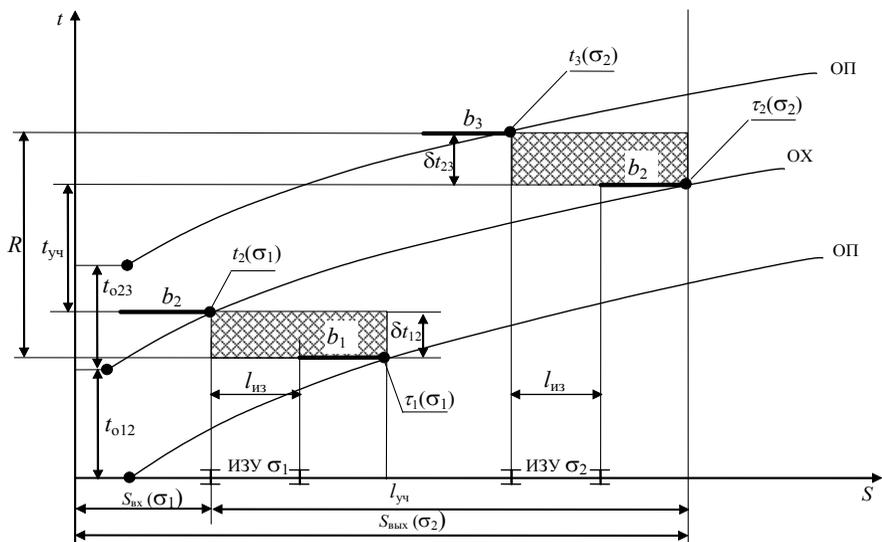
Для удобства анализа данное выражение целесообразно представить как разность двух составляющих

$$\delta t = R - t_{\text{ych}}, \quad (4.3)$$

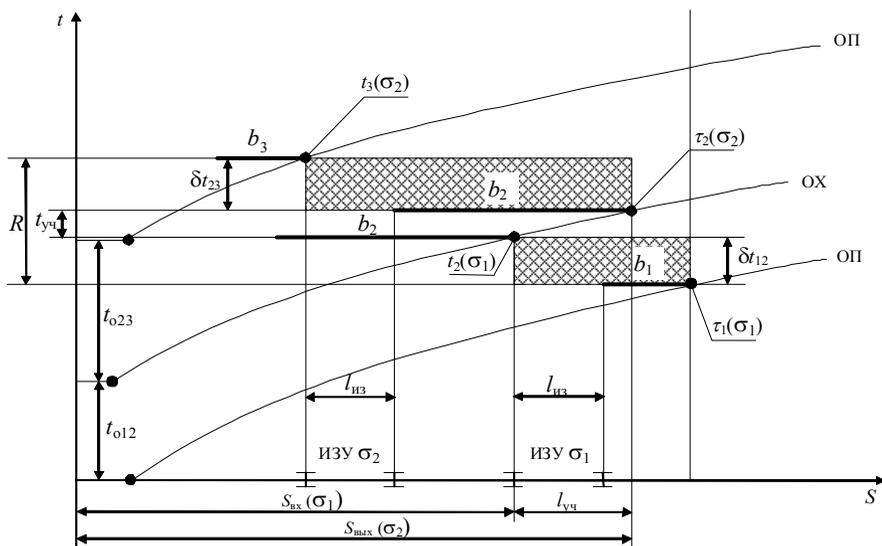
где  $R$  – ресурс времени для обеспечения разделения отцепов группы  $R = t_{012} + t_{023} + t_3^{(\sigma_2)} - \tau_1^{(\sigma_1)}$ ;

$t_{\text{ych}}$  – время занятия участка разделения отцепов группы  $t_{\text{ych}} = \tau_2^{(\sigma_2)} - t_2^{(\sigma_1)}$ .

Следует заметить, что значения параметров  $R$  и  $t_{\text{ych}}$  в (4.3) существенно зависят от комбинации раздельных стрелок  $\sigma_1, \sigma_2$  в группе отцепов; при этом основную роль здесь играет их взаимное расположение на плане горочной горловины. Возможны два принципиально различных варианта размещения стрелок ( $\sigma_1, \sigma_2$ ) группы –  $\sigma_1 \leq \sigma_2$  и  $\sigma_1 > \sigma_2$ ; ниже рассмотрены особенности расчета параметров  $R$  и  $t_{\text{ych}}$  при указанных вариантах размещения стрелок.



**Рисунок 4.13** – Расчет интервалов  $\delta t_{12}$ ,  $\delta t_{23}$  на разделительных стрелках  $\sigma_1, \sigma_2$  при  $\sigma_1 < \sigma_2$



**Рисунок 4.14** – Расчет интервалов  $\delta t_{12}$ ,  $\delta t_{23}$  на разделительных стрелках  $\sigma_1, \sigma_2$  при  $\sigma_1 > \sigma_2$  и длинном среднем отцепе

Для наглядности на рис. 4.13 приведена схема расчета интервалов  $\delta t_{12}$ ,  $\delta t_{23}$  в группе из 3-х отцепов, в которой 1-я пара разделяется на стрелке  $\sigma_1$ , расположенной ближе к вершине горки, чем стрелка  $\sigma_2$  разделения 2-й пары; при этом координата точки входа  $s_{\text{вх}}(\sigma_1)$  2-го отцепа на ИЗУ первой стрелки  $\sigma_1$  меньше, чем координата точки выхода  $s_{\text{вых}}(\sigma_2)$  этого отцепа из ИЗУ второй стрелки  $\sigma_2$ . Как показал анализ, данная схема справедлива также для случаев, когда оба отцепа разделяются на одной и той же стрелке ( $\sigma_1 = \sigma_2$ ), а также когда  $\sigma_1 > \sigma_2$ , но  $s_{\text{вх}}(\sigma_1) < s_{\text{вых}}(\sigma_2)$ ; последний вариант может иметь место, когда 2-й отцеп имеет достаточно большую длину (см. рис. 4.14). Таким образом, все указанные случаи объединяет общее правило, основанное на сравнении координат участка разделения отцепов группы, поскольку во всех трех рассмотренных вариантах  $s_{\text{вх}}(\sigma_1) < s_{\text{вых}}(\sigma_2)$ . Как видно из рисунков, в данном случае ресурс времени  $R$  ограничивает суммарную величину возможных интервалов  $\delta t = \delta t_{12} + \delta t_{23}$ , необходимых для обеспечения надежного разделения отцепов группы на стрелках. Остальная часть ресурса  $R$  (время  $t_{\text{уч}}$ ) используется для проследования средним отцепом группы участка разделения между точками  $s_{\text{вх}}(\sigma_1)$ ,  $s_{\text{вых}}(\sigma_2)$ . При этом очевидно, что чем меньше время  $t_{\text{уч}}$ , тем, соответственно, больше интервалы  $\delta t_{12}$ ,  $\delta t_{23}$ . Поэтому указанная закономерность учитывается при определении режима торможения среднего отцепа группы в случаях, когда  $s_{\text{вх}}(\sigma_1) < s_{\text{вых}}(\sigma_2)$ .

В случаях, когда 1-я пара отцепов разделяется на более дальней стрелке ( $\sigma_1 > \sigma_2$ ) и при этом  $s_{\text{вх}}(\sigma_1) > s_{\text{вых}}(\sigma_2)$ , изменяется последовательность операций разделения отцепов в группе. Если стрелки расположены достаточно далеко друг от друга, то раньше происходит разделение 2-й пары отцепов на стрелке  $\sigma_1$ , а затем 1-й пары на стрелке  $\sigma_2$  (см. рис. 4.15). В противном случае вначале происходит освобождение 2-м отцепом стрелки  $\sigma_2$ , а затем 1-й отцеп освобождает стрелку  $\sigma_1$ , после чего в том же порядке осуществляется последовательное занятие стрелок  $\sigma_2$  3-м отцепом и  $\sigma_1$  2-м отцепом (см. рис. 4.16). Данное обстоятельство приводит к тому, что время занятия участка разделения  $t_{\text{уч}}$  в (4.3) становится отрицательным; величина ресурса времени  $R$  также может быть отрицательной в случае, когда стрелки  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  расположены достаточно далеко друг от друга.

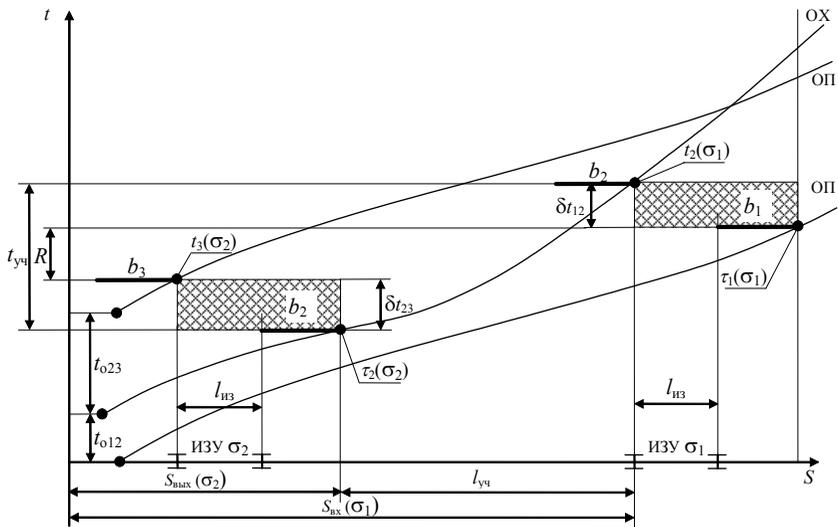


Рисунок 4.15 – Расчет интервалов  $\delta t_{12}$ ,  $\delta t_{23}$  на удаленных разделительных стрелках  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  при  $\sigma_1 > \sigma_2$

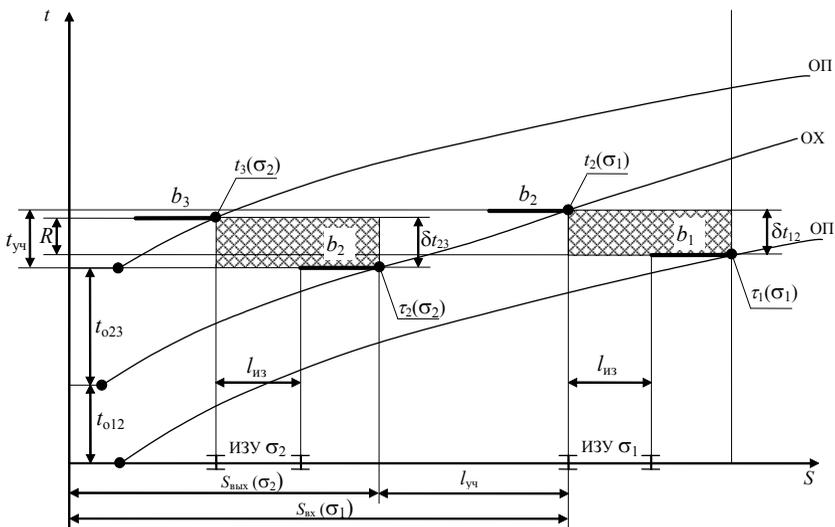


Рисунок 4.16 – Расчет интервалов  $\delta t_{12}$ ,  $\delta t_{23}$  на близких разделительных стрелках  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  при  $\sigma_1 > \sigma_2$

При этом по абсолютной величине ресурс  $R$  меньше времени  $t_{\text{уч}}$ . Таким образом, в данном варианте расположения разделительных стрелок ( $s_{\text{вх}}(\sigma_1) > s_{\text{вх}}(\sigma_2)$ ) при определении режима торможения среднего отцепа группы необходимо стремиться, напротив, максимально увеличить время  $t_{\text{уч}}$  проследования этим отцепом участка разделения между точками  $s_{\text{вх}}(\sigma_2), s_{\text{вх}}(\sigma_1)$ ; это позволит увеличить интервалы  $\delta t_{12}, \delta t_{23}$ .

Указанные особенности расчета величин  $R$  и  $t_{\text{уч}}$  необходимо учитывать при анализе условий разделения отцепов группы. Очевидно, что ресурс времени  $R$  при фиксированных режимах движения первого и третьего отцепов является постоянным и характеризует возможность горки обеспечивать необходимые интервалы между отцепами группы для их разделения на стрелках. Для анализа влияния профиля горки на величину ресурса  $R$  рассмотрим детально особенности динамики скатывания указанных отцепов.

Режимы скатывания отцепов расчетной группы выбираются таким образом, чтобы обеспечить максимальные интервалы между ними на разделительных стрелках (1-й отцеп – быстрый режим, 3-й – медленный; режим 2-го отцепа выбирается таким, чтобы интервалы  $\delta t_{12}, \delta t_{23}$  были максимальными и равными).

Таким образом, первый отцеп ОП скатывается без торможения, поэтому режим его движения зависит только от профиля горки и, в первую очередь, от уклона  $i_1$  скоростного участка. Очевидно, что на горке с максимальным уклоном  $i_1$  время скатывания отцепа минимально; при этом максимальная разность времени скатывания на горках с различным  $i_1$  достигается при освобождении отцепом скоростного участка ( $S_j = 111,74$  м), так что при выходе 1-го отцепа со 2-й стрелки ( $S_j = 136,72$  м) эта разность составляет 1,72 с. В дальнейшем указанная разность постепенно уменьшается и при освобождении 5-й стрелки ( $S_j = 270,38$  м) она составляет 1,45 с; значения разности времени скатывания  $\Delta \tau_1^{(\sigma)}$  1-го отцепа ОП в моменты освобождения ИЗУ стрелок 1-5 на горках с  $i_1 = 48,9\%$  и  $i_1 = 33,9\%$  приведены в табл. 4.9.

Время скатывания 1-го отцепа ОП до момента освобождения разделительной стрелки  $\sigma_1$

Стрелка $\sigma_1$	$s_{\text{вых}}(\sigma_1)$ , м	$\tau_1^{(\sigma_1)}$ , с ( $i_1 = 48,9\%$ )	$\tau_1^{(\sigma_1)}$ , с ( $i_1 = 33,9\%$ )	$\Delta \tau_1^{(\sigma_1)}$ , с
1	45,31	13,31	14,43	-1,12
2	136,72	28,98	30,70	-1,72
3	198,16	39,43	41,04	-1,61
4	222,13	43,86	45,42	-1,56
5	270,38	53,83	55,28	-1,45

Третий отцеп ОП, как было указано, скатывается при максимальным торможении, обеспечивающим медленный режим. При этом, поскольку отцеп ОП имеет большое сопротивление движению, торможение осуществляется только на ВТП; режим торможения выбирается таким образом, чтобы отцеп остановился в точке прицеливания ( $S_j = 400$  м). Следует отметить, что рассматриваемые горки с разным уклоном  $i_1$  имеют одинаковую высоту, и поэтому различия режимов торможения по вариантам вызваны только изменениями в динамике скатывания отцепов. В частности, при увеличении  $i_1$  возрастает скорость движения отцепа на начальном участке горки, вследствие чего растут и потери его кинетической энергии, вызванные ростом сопротивления движению, пропорционального квадрату скорости отцепа. В результате соответственно уменьшается величина потребной погашаемой энергетической высоты для остановки отцепа в точке прицеливания.

Таким образом, соответствующий подбор режима торможения приводит к тому, что после выхода из ВТП 3-й отцеп будет иметь одну и ту же скорость независимо от величины уклона  $i_1$ . Это, в свою очередь, означает, что на горках с различным  $i_1$  на всех стрелках, расположенных после ВТП (стрелки 2-5), будет одна и та же разность времени скатывания  $\Delta t_3^{(\sigma_2)}$  3-го отцепа ОП в моменты занятия ИЗУ стрелок; значения разности  $\Delta t_3^{(\sigma_2)}$  на горках с  $i_1 = 48,9\%$  и  $i_1 = 33,9\%$  приведены в табл. 4.10.

Таблица 4.10

Время скатывания 3-го отцепа ОП до момента занятия  
разделительной стрелки  $\sigma_2$

Стрелка $\sigma_2$	$s_{\text{ВХ}}(\sigma_2)$ , м	$t_3^{(\sigma_2)}$ , с ( $i_1 = 48,9\%$ )	$t_3^{(\sigma_2)}$ , с ( $i_1 = 33,9\%$ )	$\Delta t_3^{(\sigma_2)}$ , с
1	23,43	8,11	8,43	-0,32
2	114,84	26,12	27,98	-1,86
3	176,28	37,32	39,19	-1,87
4	200,25	41,92	43,78	-1,86
5	248,50	52,30	54,16	-1,86

Ресурс времени между 1-м и 3-м отцепами определяется режимами их движения, которые фиксированы и не зависят от выбора стрелок разделения в группе. Увеличение уклона  $i_1$  приводит к сокращению ресурса  $R$  для разделения отцепов группы при любой комбинации стрелок. Как видно из табл. 4.11, разности ресурсов времени  $R_1$  (горка с уклоном  $i_1 = 48,9\%$ ) и  $R_2$  (горка с уклоном  $i_1 = 33,9\%$ ) при всех 25 комбинациях разделительных стрелок отрицательны ( $\Delta R = R_1 - R_3 < 0$ ). При этом величина  $\Delta R$ , которая характеризует степень уменьшения ресурса времени, зависит только от стрелки разделения  $\sigma_1$  1-й пары отцепов группы. Чем дальше расположена стрелка  $\sigma_1$ , тем сильнее уменьшается ресурс  $R$  при возрастании уклона  $i_1$ , что ведет к уменьшению интервалов между отцепами и ухудшению условий их разделения. Расположение стрелки  $\sigma_2$  на изменение ресурса  $R$  не влияет, поскольку, как было указано выше, режим торможения 3-го отцепа обеспечивает одинаковую скорость и время его скатывания при любом уклоне  $i_1$ .

Таблица 4.11

Изменение ресурса  $R$  времени при увеличении уклона  
скоростного участка горки

Стрелка $\sigma_1$	Стрелка $\sigma_2$			
	2	3	4	5
2	-0,15	-0,15	-0,15	-0,15
3	-0,25	-0,25	-0,25	-0,25
4	-0,30	-0,30	-0,30	-0,30
5	-0,42	-0,42	-0,42	-0,42

Время занятия участка разделения  $t_{\text{уч}}$  определяется режимом движения среднего отцепа, который зависит не только от конструкции горки (уклона  $i_1$ ), но и от выбора режима торможения отцепа. По результатам имитационного моделирования в табл. 4.12 представлены разности  $\Delta t_{\text{уч}}$  значений времени  $t_{\text{уч}}$ , полученных при двух рассматриваемых уклонах  $i_1$ , для всех комбинаций разделительных стрелок  $\sigma_1, \sigma_2$  ( $\Delta t_{\text{уч}} = t_{\text{уч}1} - t_{\text{уч}3}$ ), которые характеризуют влияние уклона  $i_1$  на время  $t_{\text{уч}}$ . Для наглядности в данной таблице и в последующих выделены результаты, полученные при тех комбинациях стрелок, в которых  $\sigma_1 > \sigma_2$ . Как видно, изменение величины  $t_{\text{уч}}$  при варьировании уклона  $i_1$  существенно зависит от взаимного расположения стрелок  $\sigma_1, \sigma_2$ .

В случаях, когда  $\sigma_1 \leq \sigma_2$  и  $s_{\text{вх}}(\sigma_1) < s_{\text{вых}}(\sigma_2)$ , время  $t_{\text{уч}} = t(s_{\text{вых}}(\sigma_2)) - t(s_{\text{вх}}(\sigma_1)) > 0$ ; при этом, поскольку время движения  $t(s)$  уменьшается с увеличением уклона  $i_1$ , то уменьшается и  $t_{\text{уч}}$ , так что  $\Delta t_{\text{уч}} < 0$ . Абсолютная величина  $|\Delta t_{\text{уч}}|$  непрерывно возрастает при уменьшении  $\sigma_1$  и увеличении  $\sigma_2$ ; она достигает максимума для комбинации стрелок 2-5 ( $\Delta t_{\text{уч}} = -0,51$  с, табл. 4.12).

Таблица 4.12

Изменение времени занятия участка разделения  $t_{\text{уч}}$  при увеличении уклона скоростного участка горки

Стрелка $\sigma_1$	Стрелка $\sigma_2$			
	2	3	4	5
2	-0,24	-0,43	-0,47	-0,51
3	0,27	-0,04	-0,11	-0,18
4	0,32	0,04	-0,04	-0,11
5	0,53	0,28	0,11	-0,02

Если же  $\sigma_1 > \sigma_2$  и  $s_{\text{вх}}(\sigma_1) > s_{\text{вых}}(\sigma_2)$ , то время  $t_{\text{уч}} = t(s_{\text{вых}}(\sigma_2)) - t(s_{\text{вх}}(\sigma_1)) < 0$ ; при этом, как и в первом случае, время  $t_{\text{уч}}$  по абсолютной величине уменьшается с увеличением уклона  $i_1$ , однако с учетом знака  $t_{\text{уч}}$  разности  $\Delta t_{\text{уч}} > 0$  (см. табл. 4.12). Значения  $\Delta t_{\text{уч}}$  увеличиваются при увели-

чении  $\sigma_1$  и уменьшении  $\sigma_2$ , т.е. характер изменения  $\Delta t_{\text{уч}}$  в данном случае противоположен предыдущему случаю.

Если рассмотреть все значения  $\Delta t_{\text{уч}}$  в табл. 4.12 с учетом их знака, то окажется, что указанная закономерность справедлива для всей матрицы  $\|\Delta t_{\text{уч}}\|$ , т.е. величина  $\Delta t_{\text{уч}}$  растет при увеличении  $\sigma_1$  и уменьшении  $\sigma_2$  ( $\max \Delta t_{\text{уч}} = 0,53$  с – стрелки 5-2;  $\min \Delta t_{\text{уч}} = -0,51$  с – стрелки 2-5).

Полученные матрицы изменения ресурса времени  $\|\Delta R\|$ , а также изменения времени занятия участка разделения  $\|\Delta t_{\text{уч}}\|$  позволяют установить влияние уклона  $i_1$  непосредственно на величину интервалов  $\delta t$  на стрелках. С этой целью необходимо для каждой комбинации разделительных стрелок  $\sigma_1, \sigma_2$  определить величину изменения суммы интервалов  $\delta t$  как (см. табл. 4.13)

$$\Delta \delta t = \Delta R - \Delta t_{\text{уч}}$$

Как видно из таблицы, с увеличением уклона  $i_1$  величина интервала положительна ( $\Delta \delta t > 0$ ) только при  $\sigma_1 = 2$ ; при этом ее значения возрастают с увеличением номера стрелки разделения второй пары отцепов  $\sigma_2$  от 0,10 до 0,36 с. Это означает, что увеличение уклона  $i_1$  в данном случае позволяет увеличить интервалы на стрелках и тем самым повысить надежность их разделения.

Таблица 4.13

Изменение суммы интервалов  $\delta t$  на разделительных стрелках при увеличении уклона скоростного участка горки

Стрелка $\sigma_1$	Стрелка $\sigma_2$			
	2	3	4	5
2	0,10	0,28	0,32	0,36
3	-0,52	-0,21	-0,15	-0,08
4	-0,62	-0,35	-0,26	-0,19
5	-0,95	-0,71	-0,53	-0,40

Во всех остальных случаях ( $\sigma_1 > 2$ ) с увеличением уклона  $i_1$  интервалы на стрелках уменьшаются; при этом степень сокращения интервалов  $\delta t$  увеличивается с ростом  $\sigma_1$  и уменьшением  $\sigma_2$ . Так, при увеличении уклона

$i_1$  с 33,9 до 48,9% сумма интервалов уменьшается на 0,95 с при разделени-  
ях отцепов группы на стрелках 5-2, в то время как на стрелках 3-5 это  
уменьшение составляет всего 0,08 с (см. табл. 4.13).

Для наглядности в табл. 4.14 в матричной форме приведены факти-  
ческие значения интервалов  $\delta t$  на стрелках  $\sigma_1, \sigma_2$ , расположенных за ВТП  
( $\sigma_1 \in [2-5], \sigma_2 \in [2-5]$ ) при двух крайних значениях уклонов  $i_1$  – мини-  
мальном 33,9% и максимальном 48,9%. Приведенные данные показыва-  
ют, что в левом нижнем углу матриц ( $\sigma_1 > \sigma_2$ ) степень уменьшения интер-  
валов  $\delta t$  при увеличении уклона  $i_1$  выше, чем в правом верхнем углу  
( $\sigma_1 \leq \sigma_2$ ). Следует также отметить, что при  $\sigma_1 > \sigma_2$  сами интервалы  $\delta t$  за-  
метно превышают те, которые могут быть достигнуты при ( $\sigma_1 \leq \sigma_2$ ).

Таблица 4.14

Интервалы  $\delta t$  на разделительных при двух крайних значениях уклонов  $i_1$

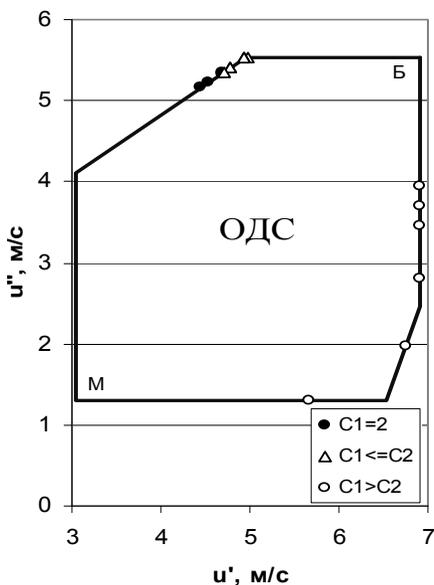
$i_1=48,9\%$					$i_1=33,9\%$				
$\sigma$	2	3	4	5	$\sigma$	2	3	4	5
2	4,39	4,15	4,16	4,29	2	4,34	4,01	4,00	4,11
3	6,21	5,16	5,25	5,71	3	6,47	5,26	5,33	5,75
4	7,62	5,29	5,21	5,73	4	7,93	5,47	5,34	5,82
5	8,10	6,78	5,63	5,28	5	8,58	7,14	5,89	5,48

#### 4.2.4. Исследование влияния конструкции профиля горки на качество интервального регулирования скорости отцепов

Для детального анализа влияния конструкции профиля скоростного участка горки на качество интервального регулирования скорости отцепов всю совокупность групп отцепов, разделительные стрелки в которых расположены за ВТП, целесообразно разделить на два подмножества в соответствии с соотношением номеров стрелок  $\sigma_1, \sigma_2$ . К первому подмножеству отнесены группы отцепов, в которых  $\sigma_1 \leq \sigma_2$ , ко второму –  $\sigma_1 > \sigma_2$  (соответствующие данные в табл. 4.12-4.14 выделены).

Прежде всего, необходимо рассмотреть режимы торможения управляемых отцепов в группах, полученных в результате их оптимизации, ко-

торая выполнялась для обеспечения максимальных интервалов  $\overline{\delta t}$  на разделительных стрелках. Как было отмечено выше, режимы торможения 2-го отцепа  $r_2$ , при которых обеспечиваются максимальные интервалы  $\overline{\delta t}$ , располагаются на границе области  $R_{\text{доп}}$  [85]. Оптимальный режим торможения отцепа в данном случае представляется вектором скоростей выхода из ТП спускной части горки  $U^* = (u', u'')$  и отображается точкой на границе области допустимых скоростей выхода (ОДС). Установленные оптимальные режимы торможения для всех 16 рассматриваемых групп отцепов приведены на рис. 4.17.



**Рисунок 4.17** – Оптимальные режимы торможения управляемого отцепа в группах

Как видно из рисунка, режимы торможения отцепов в группах, отнесенных к указанным двум подмножествам, принципиально отличаются своим размещением в ОДС. В группах, в которых  $\sigma_1 \leq \sigma_2$ , режимы торможения располагаются на верхнем участке границы ОДС (отмечены знаком ‘•’ – стрелки  $\sigma_1 = 2, \sigma_2 \in [2-5]$ , знаком ‘ $\Delta$ ’ – стрелки  $\sigma_1 > 2, \sigma_2 \geq \sigma_1$ ); в

группах, в которых  $\sigma_1 > \sigma_2$ , режимы торможения располагаются на нижнем участке границы ОДС (отмечены знаком ‘°’). При этом режимы, расположенные на верхнем участке границы ОДС, реализуются за счет торможения на ВТП без торможения на СТП. Напротив, режимам, находящимся на нижнем участке границы ОДС, соответствуют высокие скорости выхода из ВТП (соответственно, минимальное торможение, обеспечивающее допустимую скорость входа на СТП); при этом основное торможение осуществляется на СТП.

Рассмотрим особенность первого подмножества на примере группы отцепов, в которой  $\sigma_1 = 2$ ,  $\sigma_2 = 5$ . Как показывает анализ, в данном случае при увеличении уклона  $i_1$  уменьшается время движения как 1-го отцепа ОП за стрелку 2  $\tau_1^{(2)}$ , так и 3-го отцепа ОП до стрелки 5  $t_3^{(5)}$ ; при этом, как было доказано в п. 4.1.1, разница во времени непрерывно увеличивается по мере роста дальности скатывания. В этой связи при увеличении  $i_1$  уменьшение времени  $t$  в точке выхода 1-го отцепа со стрелки  $\sigma_1$  оказывается меньшим, чем у 3-го отцепа в точке входа на стрелку  $\sigma_2$ . Кроме того, при уклоне  $i_1 = 33,9\%$  несколько увеличивается торможение 3-го отцепа ОП на ВТП, чтобы обеспечить заданную скорость в точке прицеливания ( $h' = 0,444$  м.э.в. против  $h' = 0,397$  м.э.в. при максимальном уклоне  $i_1 = 48,9\%$ ). Данное увеличение  $h'$  объясняется необходимостью компенсации уменьшения потерь энергии отцепом, вызванного снижением сопротивления его движению в результате уменьшения скорости скатывания на скоростном участке меньшего уклона. В результате этого ресурс времени  $R$  в данной группе отцепов уменьшается по мере роста уклона  $i_1$ . Так, для рассматриваемого примера при увеличении уклона  $i_1$  с 33,9 до 48,9% время  $\tau_1^{(2)}$  уменьшилось с 30,70 до 28,98 с, т.е. на 1,72 с (см. табл. 4.9), а время  $t_3^{(5)}$  сократилось с 54,17 до 52,30 с, т.е. на 1,87 с (см. табл. 4.10). Вследствие этого при неизменных начальных интервалах на вершине горки ресурс времени в группе  $R_{2,5}$  уменьшился с 39,85 до 39,70 с, т.е. на 0,15 с (см. табл. 4.11).

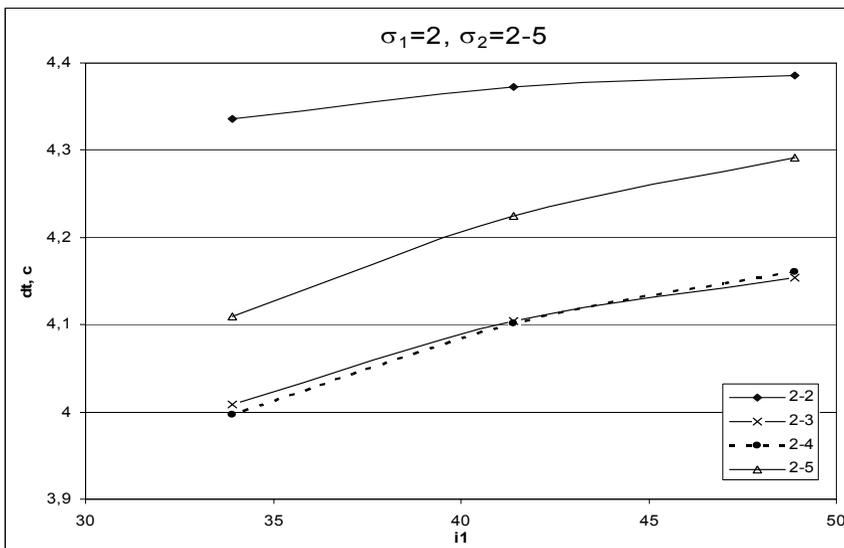
В то же время, несмотря на уменьшение ресурса  $R$ , интервалы  $\delta t_{12}$ ,  $\delta t_{23}$  между отцепами даже увеличились с 4,11 до 4,29 с (см. табл. 4.14), что

объясняется сокращением времени занятия отцепом ОХ участка разделения  $t_{\text{уч}2-5}$  с 31,62 до 31,11 с, т.е. на 0,51 с (см. табл. 4.12). Причиной данного сокращения времени является оптимизация режима торможения, в результате которой определяются необходимые скорости выхода из ВТП и СТП, обеспечивающие максимальные и равные интервалы в группе на разделительных стрелках при каждом варианте профиля горки. Так, в рассматриваемом примере при увеличении  $i_1$  одновременно был изменен вектор скоростей выхода из ТП  $U = (4,42; 5,13)$  в 3-м варианте профиля на  $U = (4,53; 5,21)$  в 1-м варианте. Как видно, в 1-м варианте обе скорости выхода выше и, следовательно, в целом на всем участке разделения скорость движения отцепа ОХ выше, а значит время  $t_{\text{уч}}$  сокращается.

В результате в 1-м варианте вход 2-го отцепа ОХ на стрелку 2 происходит на 1,53 с раньше (за счет ускорения при движении по более крутому уклону  $i_1$ ), а выход с 5-й стрелки – на 2,04 с раньше (дополнительно за счет уменьшения торможения на указанные 0,51 с). Таким образом, указанные изменения обеспечивают увеличение интервалов на стрелках 2-5 при увеличении уклона  $i_1$  скоростного участка горки. Для иллюстрации указанного обстоятельства на рис. 4.18 приведены зависимости интервалов  $\delta t$  от уклона  $i_1$  для стрелок  $\sigma_1 = 2, \sigma_2 \in [2-5]$ .

Как видно из приведенного рисунка, для всех указанных комбинаций стрелок характер зависимостей  $\delta t = f(i_1)$  одинаков и соответствует выполненному анализу. Максимальные интервалы ( $\delta t > 4,3$  с) наблюдаются при разделении отцепов группы на стрелках 2-2; при этом, влияние уклона  $i_1$  минимально, поскольку в данном случае наименьшая длина участка разделения. По той же причине максимальное влияние уклона  $i_1$  имеет место при рассмотренной ранее комбинации стрелок 2-5.

Следует отметить отличие зависимостей  $\delta t = f(i_1)$  для групп отцепов, в которых  $\sigma_1 = 2, \sigma_2 \in [2-5]$ , от остальных групп первого подмножества, в которых обе пары отцепов разделяются на стрелках пучков ( $\sigma_1 \geq 3, \sigma_2 \geq 3$  и при этом  $\sigma_1 \leq \sigma_2$ ). В первом случае ( $\sigma_1 = 2$ ) интервалы между отцепами на стрелках несколько меньше, чем во всех остальных группах данного подмножества, в которых 1-я пара отцепов разделяется на стрелке  $\sigma_1 > 2$  (см. табл. 4.14); при этом величина  $\delta t$  увеличивается по мере роста уклона  $i_1$  (см. рис. 4.18).



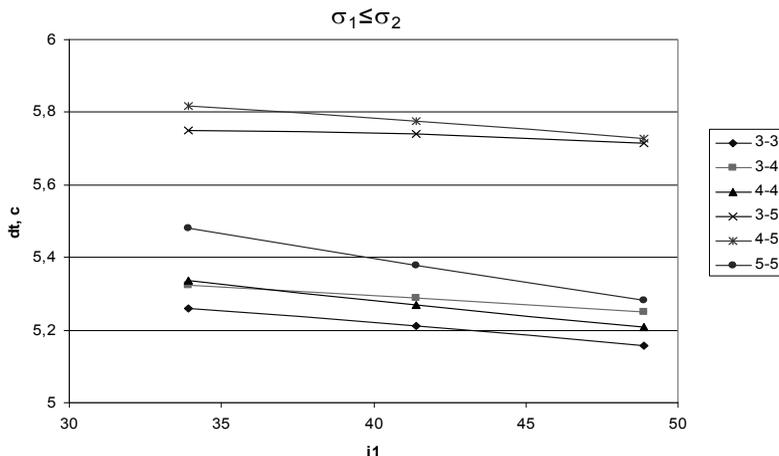
**Рисунок 4.18** – Зависимости интервалов  $\delta t$  от уклона  $i_1$  для стрелок  $\sigma_1 = 2, \sigma_2 = 2-5$

Во втором случае ( $\sigma_1 > 2$ ) интервалы между отцепами на стрелках несколько больше ( $\delta t = 5 \dots 6$  с, табл. 4.14), однако при этом величина  $\delta t$  уменьшается по мере увеличения уклона  $i_1$  (см. рис. 4.19).

Анализом установлены следующие причины указанных различий. С одной стороны, ресурс времени  $R$  при возрастании уклона  $i_1$  уменьшается тем сильнее, чем дальше от вершины горки находится стрелка разделения 1-й пары отцепов (см. табл. 4.11). Сокращение же ресурса  $R$  ведет к уменьшению интервалов  $\delta t$  на стрелках.

С другой стороны, как время занятия участка разделения, так и степень его сокращения при возрастании уклона  $i_1$ , пропорциональны его длине. Поэтому по мере удаления стрелки разделения 1-й пары отцепов от вершины горки и, соответственно, уменьшении длины участка разделения, степень сокращения величины  $t_{yч}$  также уменьшается. В этой связи увеличение уклона  $i_1$  и соответствующее сокращение времени  $t_{yч}$  в данном случае уже не может компенсировать уменьшение ресурса  $R$ , как это было при  $\sigma_1 = 2$ , что ведет к уменьшению интервалов между отцепами и ухуд-

шению условий их разделения. Указанные причины объясняют характер зависимостей  $\delta t = f(i_1)$  для пучковых стрелок при  $\sigma_1 \leq \sigma_2$  (см. рис. 4.19).



**Рисунок 4.19** – Зависимости интервалов  $\delta t$  от уклона  $i_1$  для пучковых стрелок в случае  $\sigma_1 \leq \sigma_2$

Ко второму подмножеству отнесены группы отцепов, в которых  $\sigma_1 > \sigma_2$ . Особенность данного подмножества можно проиллюстрировать на примере группы отцепов, в которой  $\sigma_1 = 5$ ,  $\sigma_2 = 2$ . Как было показано выше (см. табл. 4.11), при увеличении уклона  $i_1$  ресурс времени  $R$  между отцепами уменьшается и при  $\sigma_1 = 5$  степень его сокращения достигает максимума. При этом необходимо учитывать особенности схемы расчета интервалов при  $\sigma_1 > \sigma_2$ . Как видно из рис. 4.15, 4.16, величина ресурса времени  $R$  меньше времени  $t_{yч}$  занятия участка разделения; в этой связи указанные величины входят в выражение (4.3) со знаком минус. Поэтому их физическое увеличение при расчетах интервалов  $\delta t$  с использованием (4.3) рассматривается как эквивалентное уменьшение. Для удобства анализа принято, что  $R > 0$ ,  $t_{yч} > 0$  и  $R < t_{yч}$ ; при этом для расчета суммы интервалов  $\delta t$  вместо (4.3) используется выражение

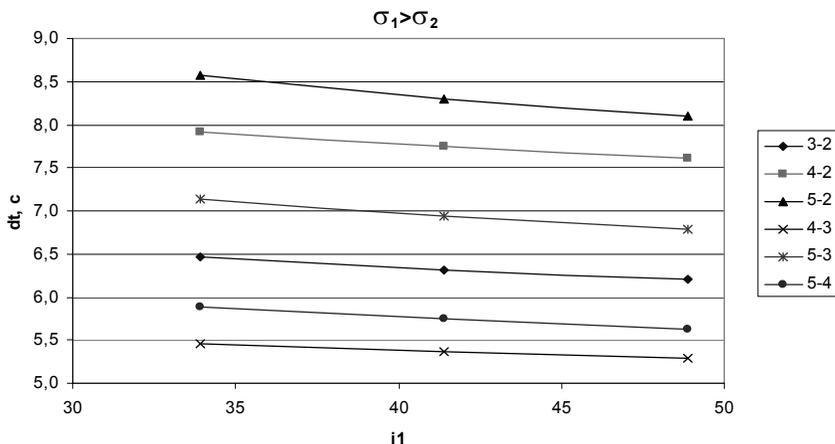
$$\delta t = t_{yч} - R$$

При этом в рассматриваемом случае ( $\sigma_1 = 5$ ,  $\sigma_2 = 2$ ) увеличение уклона  $i_1$  с 33,9 до 48,9‰ вызывает соответствующее увеличение ресурса  $R$  с 10,92 до 11,34 с, т.е. на указанную в табл. 4.11 величину 0,42 с. Данное обстоятельство приводит к уменьшению интервалов  $\delta t$  между отцепами группы.

Второй параметр  $t_{\text{уч}}$ , напротив, при увеличении уклона  $i_1$  уменьшается; это происходит потому что для обеспечения равенства интервалов  $\delta t$  между отцепами группы в этом случае необходимо соответственно увеличить скорость выхода 2-го отцепа из СТП при постоянной скорости на ВТП. В результате при указанном увеличении уклона время занятия участка разделения  $t_{\text{уч}}$  уменьшается с 28,08 до 27,55 с, т.е. на указанную в табл. 4.12 величину 0,53 с, что в итоге уменьшит сумму интервалов  $\delta t$  на 0,95 с (см. табл. 4.13).

Таким образом, для групп отцепов, отнесенных ко второму подмножеству ( $\sigma_1 > \sigma_2$ ), увеличение уклона  $i_1$  приводит к наиболее существенному уменьшению интервалов  $\delta t$  (см. табл. 4.13), однако при этом сами значения  $\delta t$  имеют большую величину, чем интервалы в первом подмножестве ( $\sigma_1 \leq \sigma_2$ ), что компенсирует указанный недостаток. Кроме того, необходимо отметить, что при  $\sigma_1 > \sigma_2$  иногда не требуется выравнивать интервалы  $\delta t_{12}$  и  $\delta t_{23}$  в парах отцепов группы (при отсутствии вторичных разделений у 2-го отцепа). В таких случаях можно не уменьшать, а, напротив, увеличить торможение 2-го отцепа на СТП и за счет этого даже увеличить интервал  $\delta t_{12}$  в 1-й паре отцепов. Однако такой подход может быть использован только при отсутствии указанных ограничений и поэтому в общем анализе не рассматривается.

Зависимости интервалов  $\delta t$  от уклона  $i_1$  для комбинаций стрелок  $\sigma_1 \geq 3$ ,  $\sigma_2 < \sigma_1$  представлены на рис. 4.20. Как видно, для всех указанных комбинаций стрелок характер зависимостей  $\delta t = f(i_1)$  одинаков и соответствует выполненному анализу. В зависимости от комбинации стрелок значения интервалов  $\delta t$  находятся в пределах от 5 до 9 с и незначительно уменьшаются с увеличением уклона  $i_1$ .



**Рисунок 4.20** – Зависимости интервалов  $\delta t$  от уклона  $i_1$  для стрелок  $\sigma_1 \geq 3$ ,  $\sigma_2 < \sigma_1$

Таким образом, выполненные исследования показывают, что увеличение уклона первого скоростного участка по-разному влияет на величину интервалов между отцепами на разделительных стрелках; при этом характер зависимости и ее степень зависят от комбинации номеров стрелок в парах отцепов группы.

В наибольшей степени величина уклона скоростного участка влияет на величину интервала в первой паре ОП-ОХ отцепов расчетной группы при ее разделении на первой стрелке; при этом сами интервалы имеют наименьшие значения. Для всех остальных комбинаций стрелок указанное влияние существенно ниже. При этом с увеличением уклона интервалы возрастают только в тех случаях, когда первая пара отцепов группы разделяется на второй стрелке; значения интервалов при этом больше, чем на первой стрелке, но меньше, чем при других стрелках с большими номерами. Во всех остальных случаях указанная зависимость обратная, т.е. с увеличением уклона первого скоростного участка интервалы на стрелках уменьшаются.

Таким образом, ограничивающей по условиям разделения является первая стрелка горки, расположенная перед ВТП. В то же время следует учесть, что при разделении отцепов на этой стрелке не может быть погрешностей в режимах торможения, которые являются наиболее вероят-

ной причиной неразделения отцепов на остальных стрелках. Поэтому наилучшим решением в данном случае будет выбор минимального уклона первого скоростного участка, обеспечивающего надежное разделение неблагоприятного сочетания отцепов ОП-ОХ на первой разделительной стрелке. Это позволит увеличить интервалы на пучковых стрелках, с тем, чтобы уменьшить вероятность неразделения отцепов из-за возможных погрешностей реализации задаваемых режимов торможения, влияние которых возрастает по мере удаления от тормозных позиций.

### 4.3. Дальность пробега отцепов в сортировочный парк

Высота горки непосредственно влияет на дальность пробега отцепов в сортировочный парк и, соответственно, на объем маневровой работы по осаживанию вагонов для ликвидации окон между ними. Рациональная высота сортировочной горки может быть установлена на основе сравнения вариантов ее конструкции путем имитационного моделирования процесса расформирования потока составов для определения основных эксплуатационных показателей. При этом при разработке и выборе конкурирующих вариантов требуется соблюдение существующих технических и технологических требований и нормативов [1] и, в то же время, необходимо учитывать функциональные взаимосвязи отдельных конструктивных параметров горки и их взаимное влияние. С этой целью были выполнены исследования влияния высоты сортировочной горки на дальность пробега отцепов в сортировочный парк.

Для установления указанной зависимости было выполнено имитационное моделирование свободного скатывания с горки оцепа ОП в неблагоприятных зимних условиях. При этом варьировались уклоны первых двух элементов профиля горки  $i_1 = 35-55\%$ ,  $i_2 = 10-35\%$ , вследствие чего соответствующим образом изменялась и высота горки. Полученные данные о координатах  $S_{\text{от}}^{\text{ОП}}$  первой оси отцепа ОП в момент его остановки на сортировочном пути приведены в табл. 4.15. По данным таблицы построено поле значений  $S_{\text{от}}^{\text{ОП}}$  (см. рис. 4.21), которое свидетельствует о линейной связи между величинами. В подтверждение данного вывода была получена линейная регрессионная модель

$$S_{\text{ост}}^{\text{ОП}} = 216,73 + 2,08 i_1 + 4,61 i_2,$$

которая показывает, что уклон  $i_2$  имеет большее влияние на расстояние  $S_{\text{ост}}^{\text{ОП}}$ , чем уклон  $i_1$ .

Таблица 4.15

Дальность пробега отцепа ОП при различных уклонах  
головного участка профиля горки

$i_1, \%$	$i_2, \%$					
	10	15	20	25	30	35
35	334	358	382	406	428	451
40	344	369	393	416	439	461
45	355	380	404	426	449	471
50	366	390	414	437	459	480
55	378	401	424	447	469	490

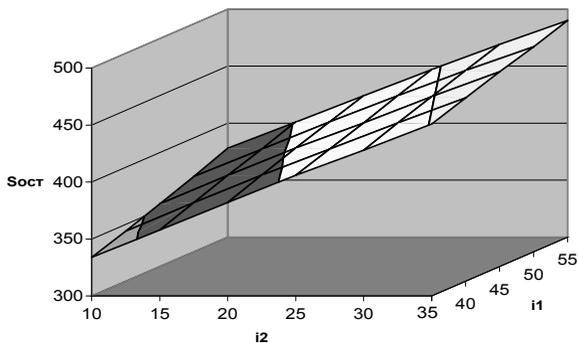


Рисунок 4.21 – Зависимость координаты  $S_{\text{ост}}^{\text{ОП}}$  точки остановки отцепа ОП на сортировочном пути от уклонов  $i_1, i_2$

Данный факт объясняется тем, что длина второго участка  $l_2 = 63,61$  м более чем в два раза превышает длину первого участка  $l_1 = 31,52$  м. В этой связи для удобства был выполнен переход от уклонов  $i_1, i_2$  к единому фактору  $h_{\text{гол}}$  (высота головного участка горки), объединяющему их влияние на дальность пробега отцепа (см. табл. 4.16).

Таблица 4.16

Дальность пробега отцепа ОП при различных уклонах  
и высоте головного участка профиля горки

$i_1$	$i_2$	$h_{\text{гол}}$	$S_{\text{ост}}^{\text{ОП}}$	$i_1$	$i_2$	$h_{\text{гол}}$	$S_{\text{ост}}^{\text{ОП}}$
35	10	1,739	334	35	25	2,693	406
40	10	1,897	344	40	25	2,851	416
45	10	2,055	355	45	25	3,009	426
50	10	2,212	366	50	25	3,166	437
55	10	2,370	378	55	25	3,324	447
35	15	2,057	358	35	30	3,012	428
40	15	2,215	369	40	30	3,169	439
45	15	2,373	380	45	30	3,327	449
50	15	2,530	390	50	30	3,484	459
55	15	2,688	401	55	30	3,642	469
35	20	2,375	382	35	35	3,330	451
40	20	2,533	393	40	35	3,487	461
45	20	2,691	404	45	35	3,645	471
50	20	2,848	414	50	35	3,802	480
55	20	3,006	424	55	35	3,960	490

График зависимости  $S_{\text{ост}}^{\text{ОП}} = f(h_{\text{гол}})$ , построенный по данным табл. 4.16, приведен на рис. 4.22; как видно, указанная зависимость также линейна.

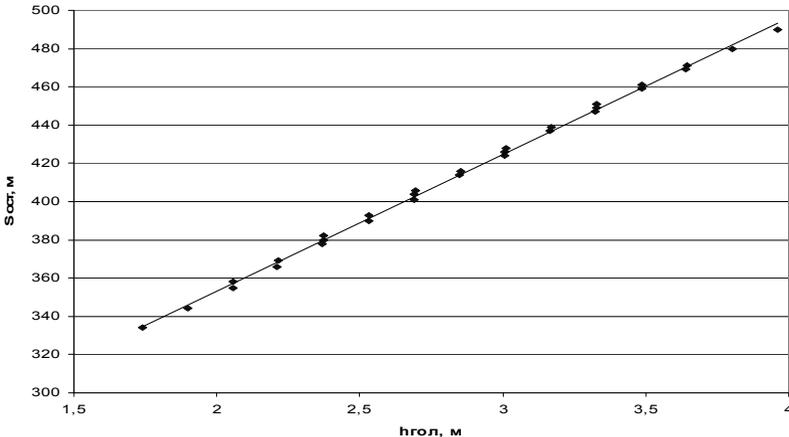


Рисунок 4.22 – Зависимость координаты  $S_{\text{ост}}^{\text{ОП}}$  точки остановки отцепа ОП на сортировочном пути от высоты головного участка горки

Некоторый незначительный разброс отдельных точек вокруг линии  $S_{\text{ост}}^{\text{ОП}} = f(h_{\text{гол}})$  вызван погрешностями, связанными с дискретностью шага моделирования скатывания отцепов, а также с возможными неточностями расчетов при низких скоростях их движения. Поэтому указанная зависимость может быть представлена линейным уравнением

$$S_{\text{ост}}^{\text{ОП}} = 210,213 + 71,53 h_{\text{гол}} \quad (4.4)$$

Как следует из полученного выражения, для того, чтобы отцеп ОП докатился до конца сортировочного парка ( $S_{\text{ост}} = 1120$  м), необходима высота головного участка горки  $h_{\text{гол}} = 12,7$  м. Однако, как показало моделирование, при этом отцеп ОП докатится только до точки  $S_{\text{ост}} = 934$  м и остановится на расстоянии 186 м от конца парка. Данное расхождение объясняется значительным увеличением сопротивления движению отцепа от воздушной среды и ветра, а также от стрелок и кривых на спускной части горки, которое нелинейно возрастает по мере роста скорости отцепа. В подтверждение на рис. 4.23 приведены теоретическая (4.4) и фактическая зависимости  $S_{\text{ост}}^{\text{ОП}} = f(h_{\text{гол}})$ , различия между которыми нелинейно возрастают по мере роста высоты головного участка горки.

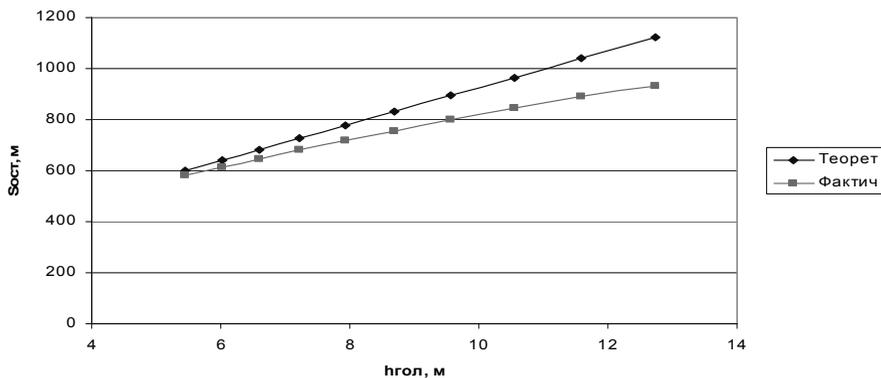


Рисунок 4.23 – Теоретическая и фактическая зависимости  $S_{\text{ост}}^{\text{ОП}} = f(h_{\text{гол}})$

Следует заметить, однако, что высота горки, необходимая для обеспечения докатывания отцепа ОП в глубину парка, практически не реализуема, так как при этом значительно усложнится конструкция горки и существенно увеличивается потребная мощность тормозных средств для торможения хороших бегунов. Кроме того, при этом значительно возрастает скорость движения отцепов на спускной части горки (до 14 м/с), что недопустимо при существующей конструкции технических средств горок.

Что касается хороших бегунов, то они могут докатываться до хвостовой части сортировочного парка при определенных режимах торможения, обеспечивающих необходимую скорость выхода из парковых тормозных позиций. Поэтому дополнительно были рассмотрены условия скатывания отцепов СР со средними ходовыми свойствами ( $w_0 = 2,5$  Н/кН) и определена возможная дальность их пробега в сортировочном парке. Данные о координатах  $S_{\text{ост}}^C$  первой оси отцепа СР в момент остановки на сортировочном пути при различных комбинациях уклонов  $i_1, i_2$  приведены в табл. 4.17.

В данном случае между параметрами также существует линейная связь, которая может быть представлена регрессионной моделью

$$S_{\text{ост}}^C = 328,50 + 3,80 i_1 + 8,32 i_2$$

Таблица 4.17

Дальность пробега отцепа СР при различных уклонах  
головного участка профиля горки

$i_1, \%$	$i_2, \%$					
	10	15	20	25	30	35
35	540	585	629	672	713	753
40	560	605	648	690	731	771
45	580	625	668	709	750	788
50	601	644	687	728	768	806
55	621	664	706	746	786	824

Далее, по аналогии с отцепом ОП, был выполнен переход от уклонов  $i_1, i_2$  к высоте головного участка горки  $h_{\text{гол}}$  (см. табл. 4.18).

График зависимости  $S_{\text{ост}}^C = f(h_{\text{гол}})$ , построенный по данным табл. 4.18, приведен на рис. 4.24; для сравнения на том же рисунке приведена аналогичная зависимость для отцепа ОП (рис. 4.22).

Таблица 4.18

Дальность пробега отцепа СР при различных уклонах и высоте головного участка профиля горки

$i_1$	$i_2$	$h_{\text{гол}}$	$S_{\text{ост}}^C$	$i_1$	$i_2$	$h_{\text{гол}}$	$S_{\text{ост}}^C$
35	10	1,739	540	35	25	2,693	672
40	10	1,897	560	40	25	2,851	690
45	10	2,055	580	45	25	3,009	709
50	10	2,212	601	50	25	3,166	728
55	10	2,370	621	55	25	3,324	746
35	15	2,057	585	35	30	3,012	713
40	15	2,215	605	40	30	3,169	731
45	15	2,373	625	45	30	3,327	750
50	15	2,530	644	50	30	3,484	768
55	15	2,688	664	55	30	3,642	786
35	20	2,375	629	35	35	3,330	753
40	20	2,533	648	40	35	3,487	771
45	20	2,691	668	45	35	3,645	788
50	20	2,848	687	50	35	3,802	806
55	20	3,006	706	55	35	3,960	824

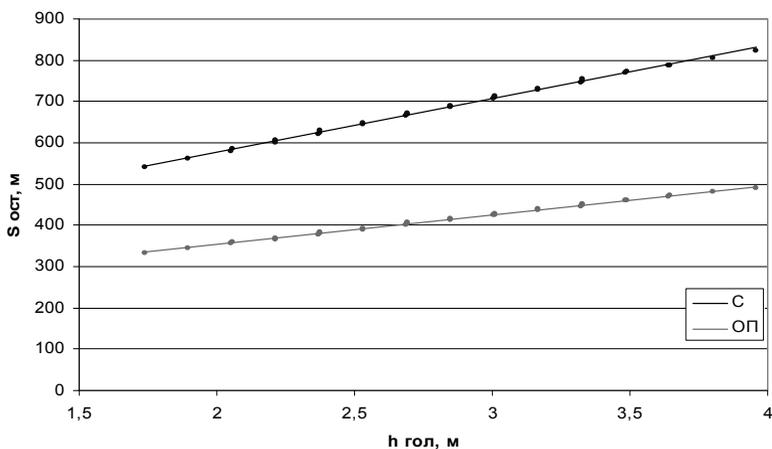


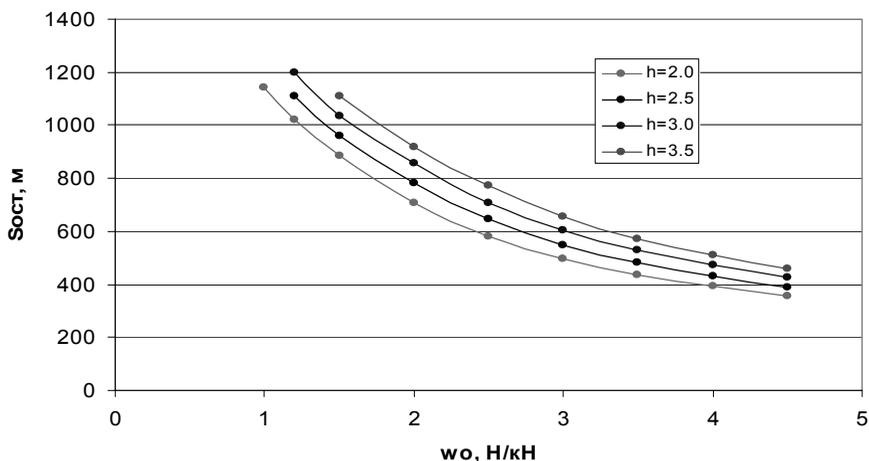
Рисунок 4.24 – Зависимости дальности пробега отцепов ОП и СР в сортировочный парк от высоты головного участка горки

Как видно, зависимость  $S_{\text{ост}}^C = f(h_{\text{гол}})$  для отцепа СР также линейна:

$$S_{\text{ост}}^C = 318,038 + 129,337 h_{\text{гол}}$$

При этом, возможный пробег отцепа СР в сортировочном парке в полтора раза выше, чем у ОП; кроме того, эффект от увеличения высоты головного участка, характеризуемый коэффициентом при  $h_{\text{гол}}$ , также почти в два раза выше. Тем не менее, и при скатывании отцепов СР возможно образование окон, особенно в случаях необходимости их торможения на спускной части горки при интервальном регулировании скорости.

В заключение по результатам исследований были построены графики зависимостей возможной дальности пробега отцепов при их свободном скатывании в сортировочный парк от их основного сопротивления (см. рис. 4.25).



**Рисунок 4.25** – Дальность пробега отцепов при различной высоте головного участка профиля горки

Указанные зависимости получены при различной высоте головного участка профиля горки  $h_{\text{гол}} = 2,0 \dots 3,5$  м. Как видно, координата  $S_{\text{ост}}$  точки остановки отцепов в парке нелинейно уменьшается по мере увеличения их

основного сопротивления  $w_0$ . Следует заметить, что высота головного участка профиля горки влияет на величину  $S_{\text{от}}$  незначительно, причем степень этого влияния уменьшается по мере роста сопротивления отцепа. Так, при увеличении  $h_{\text{гол}}$  на 1,5 м, что весьма существенно, дальность пробега хороших бегунов ( $w_0 \leq 1,5$  Н/кН) возрастает всего на 200 м, а для плохих бегунов эффект меньше в два раза. Причиной этого является нелинейный рост сопротивления движению отцепов, вызванный увеличением их скорости на спускной части горки при использовании уклонов профиля значительной крутизны.

Таким образом, выполненные исследования убедительно доказывают, что увеличение высоты горки для повышения степени заполнения сортировочных путей вагонами при расформировании составов и сокращения за счет этого объема маневровой работы по ликвидации окон между отцепами является неэффективным.

## РАЗДЕЛ 5

### ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ

Сортировочный комплекс представляет собой сложную динамическую систему, состоящую из взаимодействующих между собой элементов. Целью моделирования функционирования сортировочного комплекса является получение количественных и качественных показателей его работы за определенный период времени при различных параметрах входящего потока поездов. Кроме того, модель комплекса должна отражать состояние путей сортировочного парка (число вагонов на каждом из путей, количество и величину окон между отцепами, скорости соударения и т.д.) в любой момент времени. Полученные результаты позволят разработать наиболее рациональную конструкцию и технологию работы сортировочного комплекса. Для решения указанных задач было разработано программное обеспечение, детально имитирующее работу сортировочного комплекса (прием поездов в расформирование, обработку составов в парке прибытия, роспуск составов и работу маневровых локомотивов).

#### **5.1. Общая структура модели сортировочного комплекса**

Учитывая сложность технологического процесса работы сортировочного комплекса, его модель должна отражать как структуру отдельных элементов (составов, поступающих в расформирование, парка приема, горочной горловины, сортировочного парка), так и их взаимодействие в процессе моделирования. В связи с этим в модели сортировочного комплекса выделены три основные составные части:

*Информационная модель*, которая используется для контроля текущего состояния всех элементов комплекса, получения результатов моделирования и подачи управляющих команд.

*Структурно-параметрическая модель*, которая содержит геометрические параметры подходов к станции, плана путевого развития парка приема и сортировочного парка. К данной модели относятся:

а) Модель парка приема – отображает схему путевого развития, текущее состояние горловин, путей парка приема, обеспечивает контроль

враждебности маршрутов, имитирует занятие элементов парка подвижным составом;

б) Модель горки и сортировочного парка – содержит данные о геометрических параметрах плана, профиля горки и сортировочных путей и используется для контроля текущего состояния изолированных участков в горочной горловине, мониторинга ситуации на путях подгорочного парка.

*Функциональная модель* отображает взаимодействие всех элементов сортировочного комплекса. Здесь, в свою очередь, можно выделить следующие функциональные модели:

а) Модель технологического процесса обработки составов в парке приема, которая имитирует операции по обслуживанию составов от момента появления поезда на подходе до начала надвига состава на горку;

б) Модель расформирования, позволяет детально имитировать процесс роспуска составов с сортировочной горки, при этом существует возможность контролировать количество и величину окон между отцепами, а также определять скорость соударения отцепов на путях сортировочного парка;

в) Модель маневровой работы комплекса, отражает все технологические передвижения маневровых локомотивов в пределах сортировочного комплекса (заезд, надвиг, роспуск, осаживание, перестановка составов в парк отправления).

Рассмотренные модели реализованы в виде отдельных модулей, построенных с использованием объектно-ориентированного подхода, что позволяет модифицировать данную модель для сортировочных комплексов, имеющих разные конструкционные и технологические параметры.

Модель сортировочного комплекса является эргатической, поскольку в процессе моделирования предполагает непосредственное участие лица, выполняющего моделирование (ЛВМ).

Синхронизация модели выполняется в дискретные моменты системного времени  $T_i$  через определенный шаг  $\Delta t$ . Одним из главных требований к имитационным моделям является минимизация времени, необходимого для получения результатов, поэтому в настоящей модели используется переменный масштаб системного времени. Завершение моделирования происходит по команде ЛВМ при нажатии кнопки «Окончание моделирования».

## 5.2. Информационная модель сортировочного комплекса

Назначением информационной модели (рис. 5.1) является отображение на экране монитора элементов контроля и управления технологическим процессом сортировочного комплекса. Она представлена множеством  $E$  графических информационных  $E_{и}$  и моторных  $E_{м}$  элементов, которые размещены на информационной панели.

К информационным составляющим относятся элементы, которые передают ЛВМ данные о текущем состоянии устройств и объектов, находящихся в сортировочном комплексе. Все указанные элементы можно разделить на статические и динамические. Статические не изменяют своего внешнего вида в процессе моделирования, в то время как динамические элементы изменяются в зависимости от текущей ситуации на станции.

Каждый статический информационный элемент представлен структурой  $e_c = (I_{и}, X, Y)$ , где  $(X, Y)$  – экранные координаты,  $I_{и}$  – идентификатор элемента информационного поля. Динамические элементы, кроме того, представлены множеством изображений  $G$ , которые соответствуют их возможным состояниям,  $e_d = (I_{и}, X, Y, G)$ .

К статическим элементам относятся:

а) надписи – наименования подходов, номера путей, пояснительные надписи;

б) блоки вывода информации (текстового и табличного видов);

в) блок исходных данных о поездах.

К динамическим элементам можно отнести:

а) индикаторы путей парка приема, состояние которых характеризуется определенным цветом (серый, желтый, красный, зеленый);

б) индикатор состояния горловины (свободна или занята);

в) входные и горочные сигналы, характеризующиеся показанием (красный, зеленый);

г) контрольные лампочки состояния подходов и тупика парка приема (имеют два состояния);

д) индикатор местонахождения горочного локомотива (на горке, в сортировочном парке, в парке приема, в тупике, прицеплен к составу).

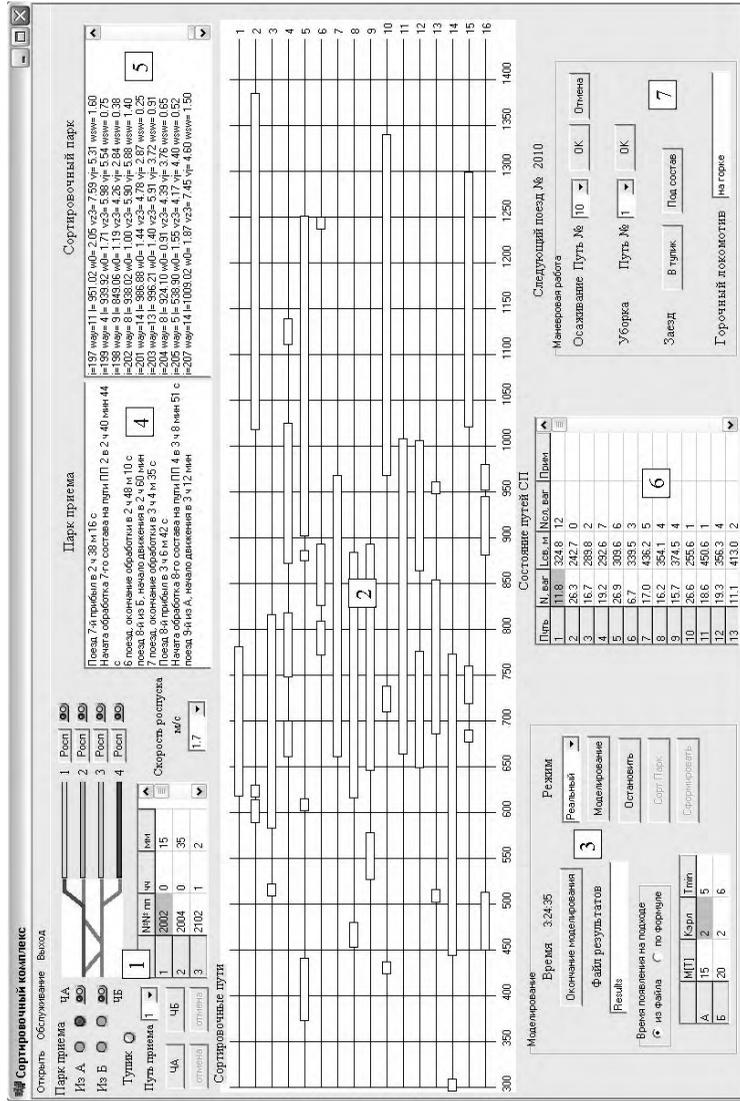


Рисунок 5.1 – Информационная модель сортировочного комплекса:

1 – схема подходов и парка приема; 2 – схема сортировочных путей; 3 – блок ввода информации; 4 – блок вывода информации о составах в парке приема; 5 – блок вывода информации об отцепках в сортировочном парке; 6 – информационный блок состояния сортировочных путей; 7 – блок управления маневровыми локомотивами

Состояние динамических элементов изменяется под воздействием команд, поступающих от ЛВМ и действующих функциональных моделей.

Назначением моторных элементов является восприятие команд от ЛВМ и передача их в ту или иную функциональную модель. Каждый моторный элемент характеризуется аналогично информационному; кроме того, ему дополнительно поставлена в соответствие управляющая функция  $F$ , которая непосредственно формирует команду  $e_m = (I_m, X, Y, G, F)$ . Моторные элементы в данной модели представлены кнопками, при нажатии которых в определенную функциональную модель посылается команда, соответствующая назначению кнопки.

Для удобства моделирования информационная панель разделена на множество блоков, которые выполняют те или иные функции, касающиеся контроля и управления работой сортировочного комплекса. К таким блокам относятся:

- схема подходов и парка приема (рис. 5.1, 1);
- схема путей сортировочного парка (рис. 5.1, 2);
- блоки ввода исходной информации (рис. 5.1, 3);
- блоки вывода информации о составах, находящихся в парке приема (рис. 5.1, 4) и состоянии каждого отцепа в сортировочном парке (рис. 5.1, 5);
- блоки вывода информации о состоянии сортировочных путей (рис. 5.1, 6);
- блок управления передвижениями маневровых локомотивов (рис. 5.1, 7).

Результаты моделирования записываются в файлы с различными расширениями (*\*.pro*, *\*.srv*, *\*.svt*, *\*.sst*, *\*.wnd*, *\*.all*); при этом имя файлов одинаково и задается ЛВМ в текстовом поле «Файл результатов» перед началом моделирования. Файлы результатов содержат следующую информацию:

*\*.pro* – содержит информацию о занятии и освобождении отцепами рельсовых цепей (рис. 5.2);

*\*.srv* – содержит результаты обслуживания составов в парке приема (рис. 5.3);

```

Отц 1, ВЫХОД РЦ стр 1, t=27.888 с
Отц 1, ВХОД РЦ замедл 1, ТП 1, t=31.428 с, V=5.953 м/с, Тс=31.000 с
=== Тс=31.60, расчет Vз: ТП 1 - Замедл 1, отцеп 1, Vз=6.90 V=6.05
Отц 1, ВХОД РЦ замедл 2, ТП 1, t=33.631 с, V=6.312 м/с, Тс=33.200 с
=== Тс=33.80, расчет Vз: ТП 1 - Замедл 2, отцеп 1, Vз=6.90 V=6.42
Отц 2, ВХОД РЦ стр 1, t=34.341 с
Отц 1, ВЫХОД РЦ замедл 1, ТП 1, t=35.423 с, V=6.629 м/с, Тс=35.000 с
Отц 1, ВЫХОД РЦ замедл 2, ТП 1, t=37.418 с, V=6.851 м/с, Тс=37.000 с
Отц 1, ВХОД РЦ стр 2, t=37.729 с
Отц 1, ВЫХОД РЦ стр 2, t=42.439 с
Отц 1, ВХОД РЦ замедл 3, ТП 2, t=43.142 с, V=6.765 м/с, Тс=42.800 с

```

Рисунок 5.2 – Фрагмент файла протокола \*.pro

```

Поезд 1, прибытие в 30.03 мин
1 : 30.03 30.03 32.14 0.00 : 1
4 : 32.14 32.14 32.74 0.00 : 1
6 : 32.74 32.74 33.05 0.00 : 1
8 : 33.05 33.05 47.26 0.00 : 1
9 : 47.26 47.26 52.72 0.00 : 1
11 : 52.72 52.72 54.46 0.00 : 1
12 : 54.58 54.58 66.33 0.00 : 1
Тобщ= 36.31 Тобсл= 36.19 Тож= 0.00

Поезд 2, прибытие в 60.15 мин
1 : 60.15 60.15 62.48 0.00 : 1
4 : 62.48 62.48 63.09 0.00 : 1
6 : 63.09 63.09 63.39 0.00 : 1
8 : 63.39 63.39 88.61 0.00 : 1
9 : 88.61 88.61 94.13 0.00 : 1
11 : 94.13 94.13 95.59 0.00 : 1
12 : 95.74 95.74 107.49 0.00 : 1
Тобщ= 47.34 Тобсл= 47.19 Тож= 0.00

Поезд 3, прибытие в 96.12 мин

```

Рисунок 5.3 – Фрагмент файла протокола \*.srv

\*.svt – содержит информацию о скорости соударения отцепов, интервалах на разделительных стрелках, а также скорость отцепов в конце каждого шага моделирования (рис. 5.4);

Отц	путь	стр	t0	Тдо	Тза	Dt	Vс	Lo	вар
1	31	0	0.00	0.00	42.15	0.00	1.10	0.0	12
2	24	3	16.80	38.46	38.12	13.11	1.33	0.0	47
3	18	2	30.20	27.49	32.08	19.57	1.31	0.0	32
4	26	2	12.60	29.99	39.26	10.52	1.69	0.0	9
5	20	2	20.60	28.59	34.56	9.94	1.74	0.0	15
6	29	2	13.00	31.73	43.84	10.17	0.71	0.0	36
7	16	2	27.00	31.21	55.18	14.37	1.74	0.0	12
8	23	3	31.80	38.35	43.55	14.97	1.40	0.0	62
9	18	3	9.20	38.98	32.57	4.63	1.28	0.0	0
10	26	2	11.00	28.64	34.42	7.06	0.39	0.0	0
11	22	2	10.80	30.54	37.91	6.92	1.36	0.0	26
12	24	2	17.00	33.03	63.25	12.12	1.23	0.0	0
13	31	3	42.20	35.70	40.70	14.65	2.40	0.0	0
14	26	3	14.20	39.91	36.83	13.42	1.35	0.0	0
15	22	2	23.60	27.50	42.18	14.27	1.33	0.0	0

Рисунок 5.4 – Фрагмент файла протокола \*.svt

\*.sst – содержит информацию о каждом отцепе (рис. 5.5);

```

Вагон 1, ПЛ, Q= 42 w0=3.60
Отцеп 1: n=1, ВК-ЛС, w0=3.60 путь 22
Вагон 1, ПВ, Q= 71 w0=2.10
Вагон 2, ПВ, Q= 71 w0=2.10
Вагон 3, ПВ, Q= 71 w0=2.10
Отцеп 2: n=3, ВК-СТ, w0=2.10 путь 25
Вагон 1, ЦС, Q= 22 w0=3.90
Отцеп 3: n=1, ВК-Л, w0=3.90 путь 17
Вагон 1, КР, Q= 54 w0=2.20
Вагон 2, КР, Q= 54 w0=2.20
Отцеп 4: n=2, ВК-С, w0=2.20 путь 26
Вагон 1, ЦС, Q= 80 w0=1.13
Отцеп 5: n=1, ВК-Т, w0=1.13 путь 17
Вагон 1, КР, Q= 65 w0=1.18
Вагон 2, КР, Q= 65 w0=1.02

```

**Рисунок 5.5** – Фрагмент файла протокола \*.sst

\*.wnd – содержит данные о количестве и величине окон, которые образуются на путях сортировочного парка после роспуска очередного состава (рис. 5.6);

```

Расформирован 3 состав
1 путь          -82.40(5.9)
51.1           0.0      0.00
2 путь          357.30(4.7)
7.7            54.1     2920.07
3 путь          -205.69(14.8)
42.0           0.0      0.00
4 путь          -57.96(4.2)
53.2           0.1      10.73
5 путь          -146.22(10.5)
59.5           0.3      106.80
6 путь          -25.30(1.9)
41.4           0.0      0.00
7 путь          9.81(17.0)
51.8           0.2      166.27
8 путь          89.62(8.2)
9.2            18.0     907.06
9 путь          176.92(12.7)
23.1           7.7      2246.63
10 путь         -217.38(15.6)
60.7           0.0      0.00
11 путь         394.25(7.0)

```

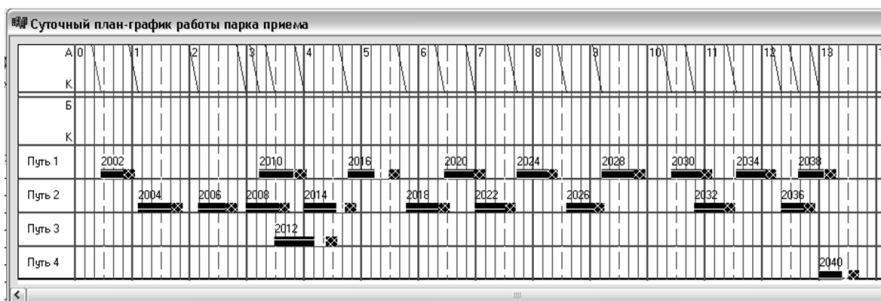
**Рисунок 5.6** – Фрагмент файла протокола \*.wnd

\*.all – содержит информацию о заданных и реализованных скоростях выхода из ТП (рис. 5.7).

i	v1з	v1ф	v2з	v2ф	v3з	v3ф	ЭПК
1	6.70	6.85	6.45	5.88	6.32	4.87	00100
2	6.10	5.96	6.24	6.11	4.15	3.51	11001
3	6.43	6.57	6.05	5.31	9.89	4.02	00100
4	6.82	7.06	6.88	6.29	4.13	4.44	01111
5	6.22	6.17	6.64	6.54	3.05	4.47	10001
6	3.89	3.78	4.55	4.45	3.26	2.93	11001
7	4.80	4.99	4.74	4.62	3.29	2.78	12211
8	6.23	6.23	5.73	5.72	10.70	3.90	00000
9	6.24	6.24	6.64	6.60	3.47	3.04	10001
10	7.02	7.09	7.09	7.13	7.95	6.28	00000
11	5.30	5.21	5.73	5.63	5.01	4.05	10001
12	5.30	5.41	5.61	5.65	3.26	3.00	22001
13	6.90	6.89	6.52	6.06	3.38	3.36	11101
14	5.96	5.95	6.36	6.29	3.01	2.71	21001
15	6.50	6.50	6.19	6.17	9.22	4.69	00000

**Рисунок 5.7** – Фрагмент файла протокола \*.all

С целью визуального мониторинга ситуации в парке приема в любой момент времени предусмотрено построение обобщенного плана-графика от момента начала моделирования до текущего момента (рис. 5.8). Просмотр осуществляется с помощью команды главного меню «План-график».



**Рисунок 5.8** – Обобщенный план-график обслуживания поездов в парке приема

На плане-графике показаны моменты прибытия на станцию поездов, продолжительность их обработки, простой в ожидании расформирования, а также надвиг и роспуск составов.

Ввод данных о структуре и характеристике входящего потока поездов осуществляется с помощью предварительно подготовленных информационных файлов. Для возможности планирования работы сортировочного комплекса данные о времени появления поезда на подходе и наименование подхода выводятся в блок исходных данных о поездах, поступающих в расформирование. С целью контроля текущего системного времени на информационной панели размещается таймер. В зависимости от ситуации в сортировочном комплексе для ускорения процесса моделирования ЛВМ может выбрать режим реального времени, ускоренный или максимально быстрый режим «АВТО».

Элементы информационной панели, детально отображающие текущее состояние всех элементов и объектов сортировочного комплекса, позволяют ЛВМ точно и своевременно давать команды на выполнение тех или иных технологических операций.

### 5.3. Структурно-параметрическая модель сортировочного комплекса

#### 5.3.1. Модель парка приема

Структурно-параметрическая модель подходов и парка приема сортировочного комплекса служит для имитации приема поездов в расформирование. При этом подходы к станции, горловина парка и сортировочные пути рассматриваются как единая система, которая разделена на множество взаимосвязанных секций (изолированных участков). Модель обеспечивает контроль занятости изолированных участков, не допускает враждебных передвижений в горловине парка, контролирует занятость путей приема и не позволяет готовить поездной маршрут на занятый путь или пропускать по нему маневровый локомотив. Для имитации занятия изолированного участка подвижным составом, каждая секция представлена структурой:

$$\mathbf{S} = \{N_i, N_{i-2}, N_{i-1}, sn, c\},$$

где  $N_i$  – порядковый номер секции;

$N_{i-2}, N_{i-1}$  – порядковые номера изолированных участков, предшествующих данной секции; для участков, характеризующих пути парка приема данные величины равны 0;

$sn$  – код показания светофора, ограничивающего выход с изолированного участка ( $sn = 0$  – зеленый,  $sn = 1$  – желтый,  $sn = 2$  – красный; для секций горловины парка  $sn = 255$ );

$c$  – индикатор контроля занятости изолированного участка ( $c = 0$  – секция свободна,  $c = 1$  – секция занята).

Значения параметров  $sn \in \mathbf{S}$  и  $c \in \mathbf{S}$  динамически изменяются и служат информационной базой для определения скорости прибывающего поезда в процессе моделирования.

С целью имитации приготовления маршрутов приема на любой из путей парка и исключения враждебных передвижений предварительно разрабатываются матрицы возможных маршрутов в горловине парка (рис. 5.9). Каждый маршрут  $r_i$  состоит из множества рассмотренных выше изолированных участков  $s_{1...k}$ .

	$s_1$	$s_2$	...	$s_k$	$s_{k+1}$
$r_1$	$R_{11}$	$R_{12}$	...	$R_{1k}$	$(-1,0)$
$r_2$	$R_{21}$	$R_{22}$	...	$R_{2k}$	$(-1,0)$
...	...	...	...	...	...
$r_n$	$R_{n1}$	$R_{n2}$	...	$R_{nk}$	$(-1,0)$

**Рисунок 5.9** – Матрица возможных маршрутов во входной горловине парка приема

Элемент  $R$  характеризуется номером секции  $N_i$  и ее длиной  $l_i$  ( $R = \{N_i, l_i\}$ ); последняя секция маршрута в матрице ( $N_{k+1} = -1, l_{k+1} = 0$ ) является служебной и указывает на окончание данного маршрута. Следует отметить, что количество секций в маршрутах может отличаться. Таблица маршрутов должна обеспечивать прием поездов с любого направления на любой из путей парка приема, а также заезд горочного локомотива с каждого пути в тупик. Следовательно, количество маршрутов  $n$  равно

$$n = W(P + 1), \quad (5.1)$$

где  $P$  – количество подходов к станции;

$W$  – число путей в парке приема.

Выбор пути приема осуществляется ЛВМ до занятия прибывающим поездом первого участка приближения с помощью управляющих элементов. Для упрощения процесса моделирования в настоящей модели заезд горочного локомотива в тупик предполагает враждебность всем остальным маршрутам во входной горловине парка приема.

### 5.3.2. Модель путевого развития горочной горловины

Модель путевого развития (МПР) должна обеспечивать информацией взаимодействующие с ней модели комплекса, а также реализовывать необходимые управляющие команды. В частности, модель путевого развития должна предоставлять следующую информацию: состояние и положение стрелочных переводов и замедлителей, состояние участков пути, положение объектов подвижного состава, параметры маршрутов движения объектов. Кроме того, модель должна воспринимать следующие ко-

манды: изменить состояние стрелочного перевода или замедлителя, поместить новый объект на участок пути, удалить объект из модели путевого развития, переместить объект на заданное расстояние в определенном направлении.

План горочной горловины [86] представлен в виде ориентированного бинарного дерева  $D = (V, E)$ , где  $V$  – множество вершин (разделительные стрелочные переводы),  $E$  – множество дуг (участки между указанными стрелками). В свою очередь, каждая дуга (секция)  $e_i \in E$  разбивается на элементы длиной  $l_i$  таким образом, чтобы границами элементов были характерные точки плана:

- вершина горки;
- начало и конец рельсовых цепей (РЦ) разделительных стрелочных переводов и замедлителей;
- начало и конец рабочих длин замедлителей;
- начало и конец элементов, обладающих дополнительным сопротивлением движению (стрелки, глухие пересечения, круговые кривые);
- начало и конец сортировочных путей.

Кроме того, границами отдельных элементов могут быть дополнительные точки, не относящиеся к перечисленному множеству, поскольку длина  $l_i$  каждого элемента, за исключением сортировочных путей, не должна превышать длины вагона ( $l_i < l_{\text{ваг}}$ ).

В структурно-параметрической модели плана горочной горловины каждый элемент представлен структурой:

$$\mathbf{h} = \{l, w, \theta, I_c, \mu\},$$

- где  $l$  – длина соответствующего элемента, м;
- $w$  – идентификатор сопротивления движению;
- $\theta$  – тип характерного элемента;
- $I_c$  – индекс устройства (разделительной стрелки или замедлителя) в списке управляющих элементов;
- $\mu$  – указатель размещения последней оси отцепа.

Идентификатор сопротивления движению  $w$  служит для идентификации элементов плана, которые оказывают дополнительное сопротивление движению (стрелочные переводы и кривые). В случае  $w_i > 100$  значе-

ние  $w_i$  идентифицируется как радиус кривой  $R$ , на которой расположен  $i$ -й элемент плана; при  $w_i < 100$  элемент рассматривается как стрелочный перевод либо глухое пересечение.

Характерными называются элементы  $\theta$ , которым принадлежат характерные точки плана. Каждому типу  $\theta$  соответствует определенный код, интерпретация которого позволяет однозначно определить, на каком характерном элементе находится тот или иной отцеп.

С целью моделирования перевода стрелок или включения-выключения замедлителей для характерных элементов  $l_p$ , которые соответствуют стрелочному переводу или замедлителю, в структуре  $\mathbf{h}$  содержится ненулевой индекс  $I_c$ . Он позволяет установить связь отцепа, ось которого на данном шаге движется по элементу  $l_p$  с соответствующим управляющим элементом (стрелка или замедлитель) для инициализации обратной связи; для других элементов  $I_c = 0$ .

Указатель размещения последней оси отцепа  $\mu$  представляет собой номер отцепа, которому принадлежит данная ось ( $\mu = i$ ,  $i$  – номер отцепа). Данный указатель используется для отслеживания перемещений отцепов по древовидной структуре плана горочной горловины; при этом в начальном состоянии для всех элементов плана значение указателя  $\mu$  устанавливается равным 0.

Данные в заголовке каждой дуги зависят от типа секции. Участок между двумя смежными стрелочными позициями спускной части горки имеет следующую структуру заголовка:

$$\Pi = \{PN, SK, d, SQ\}$$

Для сортировочного пути

$$\Pi = \{PN, SK, d, WM, C\},$$

где  $P$ ,  $S$ ,  $W$  – идентификаторы указателей, соответственно, стрелочной позиции, стрелки и сортировочного пути;

$N$  – номер стрелочной позиции, к которой принадлежит данная стрелка;

$K, Q$  – номера стрелок, ограничивающих секцию;

$d$  – положение стрелки  $K$ , при котором дальнейший маршрут следования отцепа проходит через стрелку  $Q$ ;

$W$  – номер сортировочного пути;

$C$  – десятичный код сортировочного пути  $W$ .

Фрагмент модели плана горочной горловины представлен на рис. 5.10.

P5	S6	R	W2	17	-	заголовок
11.39	6	WAY			-	элементы плана
7.38						
20.115	200					
1.325	200	PRED_RET				
3.6	200	NOWEIGHT_RET				
2.65	200					
3.6	200	NOWEIGHT_RET				

**Рисунок 5.10** – Фрагмент исходных данных плана горочной горловины

Во внутренней модели плана горочной горловины все элементы со сквозными порядковыми номерами записаны в общий список.

Информация о каждом стрелочном переводе представлена структурой:

$$S = \{C, I_{л}, I_{п}, P_c, \sigma\},$$

где  $C$  – информация о текущем состоянии РЦ стрелки;

$I_{л}, I_{п}$  – индексы первых элементов, соответственно, левой и правой секций, смежных с данной стрелкой, во внутренней модели плана горки;

$P_c$  – номер стрелочной позиции к которой относится стрелка;

$\sigma$  – текущее направление отклонения стрелочного перевода ( $\sigma = 0$  – влево,  $\sigma = 1$  – вправо).

Информация о состоянии РЦ, в свою очередь, представлена в виде:

$$C = \{t, \tau, b\},$$

где  $t$  – момент занятия РЦ;

$\tau$  – момент освобождения РЦ;

$b$  – число отцепов находящихся на РЦ ( $b = 0, 1, 2$ ).

Дополнительно в модели описывается работа замедлителей; при этом каждый из них представляется структурой:

$$\mathbf{R} = \{T_y, s_y, t_y, \mathbf{e}_y, \mathbf{p}_y\},$$

где  $T_y$  – тип замедлителя;

$s_y$  – состояние замедлителя ( $s_y = 0$  – расторможенный,  $s_y = 1$  – затормаживается,  $s_y = 2$  – заторможенный,  $s_y = 3$  – растормаживается);

$t_y$  – момент времени подачи команды на смену состояния замедлителя;

$\mathbf{e}_y$  – список путевых участков, на которых расположен замедлитель;

$\mathbf{p}_y$  – список дополнительных параметров замедлителя, который определяется его типом.

В процессе скатывания в зависимости от типа замедлителя  $T_y$ , его состояния  $s_y$  и количества осей подвижного состава, которые находятся в зоне торможения, устанавливается тормозное сопротивление  $w_z$  для путевых участков  $\mathbf{e}_y$ , на которых расположен данный замедлитель. При этом в переходных состояниях ( $s_y = 1$  или  $s_y = 3$ ) тормозное сопротивление также зависит от разницы между текущим моментом времени и моментом подачи команды на смену состояния  $t_y$ .

Выбор режимов торможения отцепов обеспечивает модуль управления замедлителями [61]. В базовой модели реализовано три способа моделирования работы замедлителей: ручное торможение, автоматическое равномерное торможение во всей зоне действия замедлителей и автоматическое торможение полной мощностью замедлителя в регулируемой зоне. При этом в двух последних случаях режимы торможения определяются до начала скатывания. Каждому замедлителю ставится в соответствие список задач, элементы которого представляются структурами:

- при равномерном торможении

$$\mathbf{r}_{yp} = \{k, N_{об}, w_{г}\};$$

- при торможении регулируемой зоной

$$\mathbf{r}_{зп} = \{k, N_{об}, l_{пг}, l_z, q_y\},$$

где  $k$  – способ моделирования работы замедлителя;

$w_r$  – удельное тормозное сопротивление;  
 $l_{пт}$  – координата точки начала зоны торможения;  
 $l_3$  – длина зоны торможения;  
 $q_y$  – степень торможения.

Синхронизация с другими моделями комплекса выполняется по команде системного таймера. На каждом шаге системного времени выполняется контроль текущего состояния изолированных секций стрелочных переводов, замедлителей и путей.

Для изолированного участка каждого стрелочного перевода с МПР определяется идентификатор объекта, который ее занимает  $N'_{об}$ . При этом выполняется сравнение  $N'_{об}$  с идентификатором объекта, который занимал стрелочный перевод на предыдущем шаге  $N_{об}$ . В случае изменения состояния изолированного участка ( $N_{об} \neq N'_{об}$ ) выполняются следующие действия:

- при  $N_{об} > 0$  и  $N'_{об} = 0$  (освобождение участка) согласно данным маршрутного накопителя **М** определяется направление скатывания следующего отцепа по данному стрелочному переводу и, при необходимости, подается команда в МПР на смену положения стрелки;

- при  $N_{об} > 0$  и  $N'_{об} > 0$  фиксируется неразделение отцепов; стрелочный перевод остается в предыдущем состоянии, а путь назначения отцепа  $N'_{об}$  меняется в соответствии с принятым алгоритмом (по умолчанию направляется на путь предыдущего отцепа); режим торможения отцепа  $N'_{об}$  определяется из условия его разделения с предыдущим отцепом с минимальным интервалом.

Для замедлителей, изолированные участки которых заняты подвижным составом, на каждом шаге системного времени в модуль управления замедлителями подается сигнал. Заданное или рассчитанное значение  $w_r$  передается в модель путевого развития. В случае неразделения отцепов на замедлителе режим торможения устанавливается по первому отцепу. Тормозная мощность балочного замедлителя нажимного типа, которая приходится на одну ось, может быть определена по формуле

$$w_{т.в} = \frac{4F_t \mu \varphi_{пр}}{Q_v}, \quad (5.2)$$

где  $F_t$  – сила давления тормозной шины на поверхность колеса;

$\mu$  – коэффициент трения;

$\varphi_{\text{пр}}$  – коэффициент приведения, который зависит от радиуса колес вагона  $R_{\text{н}}$ , высоты шины замедлителя  $b$ , ее возвышения над головкой рельса  $u$  и расположения колес в замедлителе.

Величина давления тормозных шин  $F_{\text{т}}$  может быть определена из выражения

$$F_{\text{т}} = k_{\text{пер}} S_{\text{птц}} (p_{\text{гц}} - p_0), \quad (5.3)$$

где  $k_{\text{пер}}$  – коэффициент передачи рычажной системы;

$S_{\text{птц}}$  – площадь поршня тормозного цилиндра;

$p_{\text{гц}}$  – давление рабочего тела в тормозных цилиндрах;

$p_0$  – часть давления, которая приходится на подъем тормозной системы замедлителя.

Таким образом, удельное тормозное сопротивление нажимного замедлителя, который действует на каждую ось находящегося на нем вагона, может быть определено из выражения

$$w_{\text{тн.в}} = \frac{4k_{\text{пер}} S_{\text{птц}} \mu \varphi_{\text{пр}} (p_{\text{гц}} - p_0)}{Q_{\text{в}}} \quad (5.4)$$

Параметры  $\mu$  и  $R_{\text{н}}$ , которые необходимы для расчета тормозного сопротивления, получают из модели отцепа. При этом в зависимости от решаемых задач они могут принимать как фиксированные, так и случайные значения.

Дополнительно в качестве управляющего параметра для нажимных замедлителей выступает степень торможения, которая определяет уровень давления  $p_{\text{гц}}$  в тормозных цилиндрах.

Процесс торможения вагонов при их скатывании с сортировочной горки требует приложения внешних усилий, которые создают сопротивление движению. На создание этой силы расходуются определенные энергоресурсы. Так, для приведения в действие пневматических замедлителей используется сжатый воздух, на производство которого затрачивается электроэнергия. Для нажимных замедлителей расходы электроэнергии, которые связаны с регулированием скорости отцепов, определяются количеством включений замедлителя. Расходы на одно включение могут быть

рассчитаны по формуле

$$E_{\text{вкл}} = V_{\text{цс}} \Delta p_{\text{гц}} \frac{N_{\text{дк}}}{60\Pi}, \quad (5.5)$$

где  $V_{\text{цс}}$  – объем тормозных цилиндров и разводной пневматической сети между воздухосборником и цилиндрами;

$N_{\text{дк}}$  – мощность двигателя компрессора, кВт;

$\Delta p_{\text{гц}}$  – увеличение давления в тормозных цилиндрах;

$\Pi$  – производительность компрессора, м<sup>3</sup>/мин.

Для расчета расходов энергии на торможение на каждом шаге моделирования скатывания отцепа фиксируется факт увеличения давления в тормозных цилиндрах каждого замедлителя по сравнению с предыдущим шагом. При выполнении условия  $\Delta p_{\text{гц}} > 0$  согласно (8) определяются расходы на срабатывание замедлителя.

Для моделирования процесса заполнения вагонами сортировочных путей, каждый из них представлен структурой:

$$\mathbf{X} = \{C, S_{\text{тп}}^{\text{кон}}, L_{\text{пол}}, S_{\text{прц}}, m_{\text{гр}}, z\}$$

где  $C$  – код пути;

$S_{\text{тп}}^{\text{кон}}$  – координата конца парковой тормозной позиции;

$L_{\text{пол}}$  – полезная длина пути;

$S_{\text{прц}}$  – координата точки прицеливания;

$m_{\text{гр}}$  – число вагонов в составе назначением на данный путь;

$z$  – номер последнего отцепа на данном пути.

Код каждого сортировочного пути  $C$  формируется таким образом, чтобы по нему можно было определить положение стрелок в маршруте на данный путь.

Выбор координаты точки прицеливания для скатывающегося отцепа зависит от ситуации на сортировочном пути  $C$ :

при свободности данного пути координата точки прицеливания определяется как  $S_{\text{прц}} = S_{\text{вых}}^m + L_{\text{пол}}$ ;

если последний отцеп  $z$  на пути  $C$  неподвижный, то  $S_{\text{прц}}$  соответствует координате торца последнего вагона отцепа  $z$ ;

в случае движения отцепа  $z$  координата  $S_{\text{прц}}$  рассчитывается с учетом расстояния, которое может пройти этот отцеп до полной остановки.

Изложенный принцип построения структурно-параметрической модели позволяет достаточно полно представить план путевого развития горной горловины и использовать его при моделировании процесса расформирования составов.

### 5.3.3. Модель продольного профиля сортировочной горки

Для моделирования скатывания отцепов необходимо дополнить информацию о плане путевого развития, которая содержится в геометрической модели путевого развития (ГМПР), информацией о продольном профиле. В основу представления продольного профиля положена его аппроксимация модифицированным кубическим сплайном [87].

В общем виде задача аппроксимации продольного профиля горки формулируется следующим образом: задано значение отметок профиля горки  $h(s_1), \dots, h(s_n)$  в точках  $s_1 < \dots < s_n$ . Необходимо построить интерполяционную сплайн-функцию  $f$  степени  $m$  с точками соединения (узлами)  $s_1, \dots, s_n$ , которая на отрезке  $[s_1, s_n]$  имеет непрерывные производные до  $m-1$  включительно и на каждом из интервалов  $[s_i, s_{i+1}]$  представляется многочленом степени  $m$ , т.е.  $f = P_i(s)$ . Каждый многочлен  $P_i$  должен отвечать требованиям:

$$\begin{aligned} P_i(s_i) &= h(s_i), P_i(s_{i+1}) = h(s_{i+1}), \\ P_i'(s_i) &= K_i, P_i'(s_{i+1}) = K_{i+1}, i = 1, \dots, n-1, \end{aligned}$$

где  $K_1, \dots, K_n$  – свободные параметры – угловые коэффициенты касательных.

Учитывая, что при моделировании скатывания отцепов отметки точек переломов  $h(s)$  не используются, интерес представляют лишь угловые коэффициенты касательных.

В модели сортировочной горки сплайн, который описывает продольный профиль маршрута скатывания, представляется списком

$$\mathbf{I}_j = \{S_j, K_{1,j}, K_{2,j}, K_{3,j}\}, j = 1, \dots, n_y+1,$$

где  $S_j$  – абсциссы узлов сплайна от начала маршрута скатывания.

Учитывая значительное количество возможных вариантов маршрутов скатывания отцепов и их общих участков, указанное представление

профиля приводит к дублированию информации. Кроме того, при таком подходе уклон пути в некоторой точке определяется не только параметрами пути, но и расстоянием от начала маршрута скатывания. Следует учесть, что в процессе скатывания могут иметь место неразделения отцепов на стрелках; при этом возникает необходимость перехода от одного сплайна к другому, что не обеспечивает непрерывность производных функции  $f$  по маршруту скатывания.

Указанные проблемы могут быть устранены, если угловые коэффициенты сплайнов, которые описывают продольный профиль, поставить в соответствие дугам графа  $G$ . Такое представление продольного профиля дает возможность определять уклон пути лишь по текущему расположению вагонов отцепа.

Для построения продольного профиля на предыдущем этапе на основании данных об отметках  $z$  отдельных вершин, а также данных о длине путевых участков и уклонах элементов профиля на которых они расположены, выполняется расчет отметок всех других вершин и параметров вертикальных кривых.

Коэффициенты сплайна в пределах прямолинейных участков продольного профиля принимают значение  $K_{1,i} = i$ ,  $K_{2,i} = 0$ ,  $K_{3,i} = 0$ . Вертикальные кривые аппроксимируются квадратичными параболоми. Коэффициенты сплайна в пределах вертикальных кривых определяются на основании списка точек  $P_j = \{x_j, y_j\}$ ,  $j = 1, n$  с помощью выражений:

$$K_{1,j} = \phi_{1,j},$$

$$K_{2,j} = 2(\phi_{1,j} - \phi_{2,j} + \phi_{3,j})/\tau_{x,j}, \quad (5.6)$$

$$K_{3,j} = \frac{\phi_{3,j}}{6\tau_{x,j}^2}, \quad (5.7)$$

где  $\tau_{x,j} = x_{j+2} - x_j$ ,  $\phi_{1,j} = (y_{j+1} - y_j)/(x_{j+1} - x_j)$ ,  $\phi_{2,j} = (y_{j+2} - y_j)/\tau_{x,j}$ ,  
 $\phi_{3,j} = \phi_{1,j} + \phi_{1,j+1} - 2\phi_{2,j}$ .

В соответствии с предложенной моделью путевого развития в пределах одного участка пути может находиться максимум два элемента профиля: круговая кривая в его начале и прямолинейный участок в конце. Поэтому для представления продольного профиля в модели дугам орграфа  $G$  поставлен в соответствие следующий вектор параметров

$$Y_{\text{пр}} = \{K_1, K_2, K_3, l_k\},$$

где  $l_k$  – длина вертикальной кривой в пределах путевого участка.

Необходимо отметить, что расстояние по маршруту скатывания, не равняется ее проекции, но из-за небольших значений углов поворота вертикальных кривых этой разницей можно пренебречь. Для обеспечения непрерывности производных в качестве длины кривой в модели принимается длина ее проекции, а остаток (не превышает 5 мм) относится к следующему за ней прямолинейному участку.

При указанном построении модели величина уклона в некоторой точке на участке пути, который находится на расстоянии  $l$  от ее начала, определяется по формуле

$$i(l) = K_1 - K_2 l - \frac{K_3}{2} l^2 \text{ при } l < l_k, \quad (5.8)$$

$$i(l) = K_1 - K_2 l_k - \frac{K_3}{2} l_k^2 \text{ при } l \geq l_k. \quad (5.9)$$

Указанное представление продольного профиля позволяет получать непрерывные поверхности скатывания по какому-либо маршруту, при этом на общих участках маршрутов профиль является идентичным.

#### 5.4. Функциональная модель сортировочного комплекса

##### 5.4.1. Модель технологического процесса обработки составов в парке приема

Парк приема сортировочной станции представляет собой многоканальную многофазную систему массового обслуживания (СМО) с неограниченным ожиданием. Заявками (объектами обслуживания) являются составы, поступающие в расформирование. Обслуживающие каналы представлены исполнителями различной специализации, которые участвуют в обработке поездов. Фазами являются отдельные операции (работы) с составом, которые выполняются в парке приема в соответствии с технологическим процессом станции. При этом каждую работу может выполнять только определенный исполнитель, а один исполнитель может выполнять несколько элементарных работ (например, сигналист осуществляет как закрепление состава, так и уборку башмаков).

Входящий поток заявок в СМО – случайный; моментом поступления заявки является время прибытия поезда в парк приема. Время поступления заявки зависит как от исходных данных, так и от действий ЛВМ (поезд принимается на один из путей парка, только после открытия входного светофора). В случае невозможности открытия сигнала (вследствие занятости всех путей парка или враждебности передвижения) образуется очередь поступления заявок. Бесконечным накопителем, в данном случае, является перегон, разделенный на блок-участки; при этом на каждом из них в определенный момент времени может находиться не более одного поезда.

Исходные данные о времени появления поездов на подходах к станции задаются в начале моделирования. Учитывая тот факт, что интервалы поступления поездов с каждого подхода распределены по закону Эрланга, расписание появления поездов можно сформировать автоматически. При этом для каждого подхода следует задать исходные данные  $\mathbf{T}$ .

$$\mathbf{T} = \{M[t], K_{\text{эрл}}, t_{\text{min}}\},$$

где  $M[t]$  – математическое ожидание интервала прибытия поезда;

$K_{\text{эрл}}$  – параметр Эрланга;

$t_{\text{min}}$  – минимальный интервал прибытия поездов.

Кроме того, существует возможность задавать расписание поездов в интерактивном режиме. Это необходимо для моделирования работы сортировочного комплекса в период увеличения интенсивности входящего потока поездов.

При наличии свободного исполнителя обслуживание заявки начинается сразу после ее появления в СМО; в противном случае заявка ставится в очередь на обслуживание. В качестве информации о технологическом процессе обработки составов используется структурно-временная таблица комплекса работ, графической интерпретацией которой является сетевой график. Каждая строка таблицы характеризует определенную работу и может быть представлена структурой:

$$\mathbf{W}_i = \{\mathbf{w}, p, f, \rho, M[t], \sigma_i\},$$

где  $\mathbf{w}$  – список работ, которые должны быть выполнены до начала данной;

$p$  – идентификатор исполнителя;

$f$  – признак освобождения исполнителя после выполнения данной работы (0 – свободен, 1 – занят выполнением другой работы с этим же объектом);

$\rho$  – тип закона распределения случайной величины продолжительности работы  $t$ ;

$M[t]$ ,  $\sigma_t$  – соответственно, математическое ожидание и среднеквадратическое отклонение времени обслуживания  $t$ .

Каждый исполнитель, принимающий участие в обслуживании составов, характеризуется структурой:

$$\mathbf{E}_k = \{I_e, p, \mathbf{D}\}, k = 1, 2, \dots, n_e,$$

где  $I_e$  – идентификатор исполнителя;

$p$  – специализация исполнителя;

$\mathbf{D}$  – очередь заданий на выполнение операций;

$n_e$  – общее количество исполнителей.

Любой объект (состав) обслуживания в парке может быть представлен следующей структурой:

$$\mathbf{O}_i = \{I_i, L, w, \mathbf{t}\},$$

где  $I_i$  – порядковый номер состава по времени появления на подходе;

$L$  – длина состава, м;

$w$  – путь приема;

$\mathbf{t}$  – список характерных моментов системного времени для данного состава (появление на подходе, прибытие, окончание обработки).

Обслуживание заявок выполняется последовательно по мере их поступления в СМО и происходит автоматически без участия ЛВМ. Выходящим потоком являются моменты окончания обслуживания, о наступлении которых ЛВМ извещается путем визуального и звукового сигнала. С целью анализа причин задержек начала той или иной работы, а также для расчета показателей работы комплекса, результаты обработки каждого состава (начало, конец каждой работы, задержки) заносятся в информационный файл.

Модель технологического процесса обработки составов в парке прибытия реализована в виде модуля *Service*. В результате объектно-ориентированного анализа выделены следующие классы объектов:

*Service* – базовый класс, обеспечивающий взаимодействие исполнителей с объектами, требующими обслуживания;

*WorkType* – подкласс класса *Service*, представляет работы, выполняющиеся в парке прибытия;

*ExecType* – подкласс класса *Service*, представляет исполнителей;

*ObjectType* – подкласс класса *Service*, представляет объекты подвижного состава, которые требуют обслуживания.

Одним из основных процессов, которые происходят в парке приема и на подходах к станции, является перемещение поездов и маневровых локомотивов. Поэтому в модели осуществляется имитация перемещения объектов, что позволяет получать достоверную информацию о времени движения по тому или иному участку пути.

В настоящей модели имитируется прибытие поездов, заезд маневрового локомотива в тупик и за составом. Перемещение объектов на подходах к станции осуществляется по сигналам автоблокировки, изменение которых происходит в результате взаимодействия колесных пар движущегося подвижного состава и рельсовых цепей. Открытие входных сигналов осуществляет ЛВМ; для имитации продолжительности занятия отдельных элементов станции используется метод, основанный на равноускоренном движении объекта. При этом скорость движения зависит от показаний светофоров или (для маневровых передвижений) принимается равной некоторой средней величине  $V$  в зависимости от назначения перемещения. Если объект приближается к светофору с запрещающим показанием, рассчитывается расстояние  $l_t$ , которое обеспечит остановку перед данным сигналом при известной величине торможения  $a$ .

Таким образом, данная функциональная модель подходов и парка приема позволяет детально имитировать прием поездов и выполнение работ по обслуживанию составов в соответствии с технологическим процессом работы сортировочной станции.

#### 5.4.2. Моделирование расформирования составов

Расформирование составов на сортировочной горке является основным и наиболее сложным элементом технологического процесса станции. Следовательно, для получения адекватных результатов функциональная модель расформирования составов должна детально имитировать процесс скатывания отцепов с горки и обеспечивать реализацию основных функций автоматизированной системы управления сортировочным процессом.

В качестве исходных данных следует ввести параметры каждого отцепа (рис. 5.11) и скорости их выхода из ВТП и СТП.

```
*данные о вагонах отцепа 21:  
*тип, к-во осей+подш, вес, основное сопр.  
2      8      400  
пв      4р      45.0      1.29  
пв      4р      38.0      1.87
```

Рисунок 5.11 – Фрагмент исходных данных об отцепах

В основу моделирования скатывания положена вагонно-осевая модель отцепа [88], при этом каждый из них может быть представлен структурой:

$$C = \{X, A, B, W, \Psi\},$$

где  $X$  – вектор параметров отцепа;

$A$  – осевая модель;

$B$  – данные о вагонах в отцепе;

$W$  – вектор параметров для расчета удельных сопротивлений движению;

$\Psi$  – вектор параметров состояния отцепа.

Совокупность параметров отцепа  $X$  представляется структурой:

$$X = \{m, v, Q, l, \lambda, g'\},$$

где  $m$  – количество вагонов;

$v$  – число осей;

$Q$  – вес, т;

$l$  – длина, м;

$\lambda$  – передний вылет автосцепки первого вагона отцепа, м;

$g'$  – ускорение силы тяжести с учетом инерции вращающихся масс.

Осевая модель **A** предназначена для характеристики положения каждой оси отцепа на спускной части горки.

Информация о вагонах отцепа  $\mathbf{B}_j$  необходима для расчета сил, действующих на отцеп, и представляется следующей структурой:

$$\mathbf{B}_j = \{Q_{vj}, \gamma_j, v_{vj}, \rho_j\}, \quad j = 1, \dots, m,$$

где  $Q_{vj}$  – вес, т;

$\gamma_j$  – тип вагона;

$v_{vj}$  – число осей;

$\rho_j$  – тип подшипников.

Данные для расчета удельных сопротивлений движению отцепа представляются структурой

$$\mathbf{W} = \{w_0, K_{ск}, \xi, w_T\},$$

где  $w_0$  – основное удельное сопротивление движению отцепа;

$K_{ск}$  – коэффициент, который используется для расчета сопротивления от стрелок и кривых, определяется на каждом шаге перемещения отцепа;

$\xi$  – параметры, необходимые для расчета сопротивления среды и ветра;

$w_T$  – удельное тормозное сопротивление от замедлителей.

Текущее состояние скатывающегося отцепа представляет структура  $\Psi$ :

$$\Psi = \{s, v, t, W, y, \sigma_{отц}, N_{пр.отц}\},$$

где  $s$  – координата первой оси отцепа;

$v$  – мгновенная скорость в конце шага;

$t$  – время от момента отрыва;

$W$  – порядковый номер пути назначения;

$y$  – код участка расположения отцепа (1 – отцеп на пути надвига, 2 – на спускной части, 3 – в сортировочном парке);

$\sigma_{отц}$  – код состояния отцепа;

$N_{\text{пр.отц}}$  – номер предыдущего отцепа, следующего на тот же путь.

Код  $\sigma_{\text{отц}}$  может принимать 7 значений: 1 – отцеп находится в очереди, 2 – скатывается, 3 – остановился на данном шаге, 4 – остановился на предыдущих шагах, 5 – достиг точки прицеливания, 6 – объединен с предыдущим отцепом, 7 – покинул сортировочный парк (выставлен в парк отправления).

Моделирование перемещения отцепа заключается в определении его параметров  $s$ ,  $v$ ,  $t$  в конце шага  $\Delta t$ , а также выявлении событий, которые могли произойти на данном шаге (занятие и освобождение РЦ, нагон, соударение).

Перемещение отцепа на шаге  $\Delta t$  описывается дифференциальным уравнением второго порядка:

$$S'' = \frac{d^2 S}{dt^2} = g'(i - w_o - w_{\text{ск}} - w_{\text{св}} - w_{\text{т}}) \cdot 10^{-3} \quad (5.10)$$

при начальных условиях  $S(T_j) = S_j$  и  $S'(T_j) = V_j$ .

Для решения данного дифференциального уравнения используется метод Рунге-Кутты четвертого порядка, который позволяет найти значения координаты отцепа  $S_{j+1}$  и его скорости  $V_{j+1}$  в момент  $T_{j+1} = T_j + \Delta t$ .

С целью постоянного мониторинга ситуации на сортировочной горке в конце очередного шага  $\Delta t$  поочередно рассматривается состояние каждого отцепа. Изначально осуществляется контроль занятия и освобождения  $i$ -м отцепом рельсовых цепей на спускной части горки. При этом учитывается фактическое состояние РЦ  $b$  в момент расчета, которое может принимать следующие значения: 0 – РЦ свободна; 1, 2 – РЦ занята, соответственно, одним или двумя отцепами. Данная информация необходима для расчета интервала  $\delta t$  между отцепами на том или ином разделительном элементе. Полученное значение интервала  $\delta t$  позволяет осуществить проверку возможности перевода стрелки перед следующим отцепом. Необходимое положение стрелки определяется по коду пути назначения отцепа. В случае положительного значения величины интервала ( $\delta t \geq 0$ ) перевод возможен; при отрицательном ( $\delta t < 0$ ) – фиксируется неразделение, данному отцепу присваивается номер пути назначения предыдущего отцепа, с которым произошло неразделение.

По окончании моделирования положения отцепов в сортировочном парке осуществляется проверка возможного отрыва очередного отцепа. В случае превышения удельной профильной силы над удельным сопротивлением движению головного отцепа, фиксируется его отрыв, и отцеп переходит в режим свободного скатывания ( $\sigma_i = 2$ ). Одновременно с этим формируется осевая модель нового ( $i + 1$ )-го головного отцепа и он включается в список движущихся отцепов.

Далее осуществляется проверка возможных нагонов и объединений смежных отцепов. С этой целью определяется дистанция  $D$  между отцепами, находящимися на одном элементе плана (спускной части или сортировочных путях):

$$D = S_j - S_i - l_j, \quad (5.11)$$

где  $S_j, S_i$  – координаты первых осей пары рассматриваемых отцепов;  
 $l_j$  – длина первого отцепа в паре.

При отрицательном значении  $D$  ( $D < 0$ ) фиксируется нагон и моделируется соударение и соединение отцепов. Соударение при нагоне рассматривается как неупругое центральное лобовое соударение, согласно закону сохранения импульса скорость объединенного отцепа определяется как:

$$V = \frac{m_1 V_1 + m_2 V_2}{m_1 + m_2}, \quad (5.12)$$

где  $m_1, m_2$  – масса первого и второго соударяющихся отцепов;

$V_1, V_2$  – скорость первого и второго отцепов до соударения ( $V_2 > V_1$ ).

После соединения параметры первого отцепа из рассматриваемой пары (вес, длина, основное сопротивление движению, скорость) заменяются откорректированными параметрами объединенного отцепа, а второй отцеп исключается из модели. Если скорость первого отцепа  $V = 0$ , то после соударения он может начать движение, поэтому код его состояния снова становится  $\sigma_i = 2$ , чем обеспечивается возможность проталкивания вагонов вглубь сортировочного парка.

Модель занятия путевых участков подвижным составом (МЗП) позволяет контролировать занятие каждого путевого участка подвижным со-

ставом и определять идентификаторы объектов (локомотивов, составов, отцепов), которые находятся на данном участке пути, а также положение отдельных осей подвижного состава на путях.

В состав МЗП входит список объектов, модель расположения подвижного состава на путях (МРСП) и модель расположения осей подвижного состава на путях (МОП).

Объекты подвижного состава, которые находятся на путях, представляются структурами

$$\mathbf{O} = \{N_{об}, \mathbf{A}\},$$

где  $N_{об}$  – идентификатор объекта подвижного состава;

$\mathbf{A}$  – вектор межосевых расстояний, в котором также указывается положение крайних осей относительно вагона.

Для представления расположения подвижного состава на путях используется динамический список, каждый из элементов которого является структурой

$$\mathbf{Q} = \{N_{кд}, N_{об}, l_{об}, d\},$$

где  $N_{кд}$  – номер занятого путевого участка;

$l_{об}$  – расстояние от правого конца объекта до конца путевого участка (в соответствии с принятой ориентацией графа), м;

$d$  – расстояние, которое занимает объект  $N_{об}$  на путевом участке  $N_{кд}$ , м.

Для представления расположения осей подвижного состава на путях используется динамический список, каждый из элементов которого является структурой

$$\mathbf{V} = \{N_{кд}, N_{об}, N_{ос}, l_{ос}\},$$

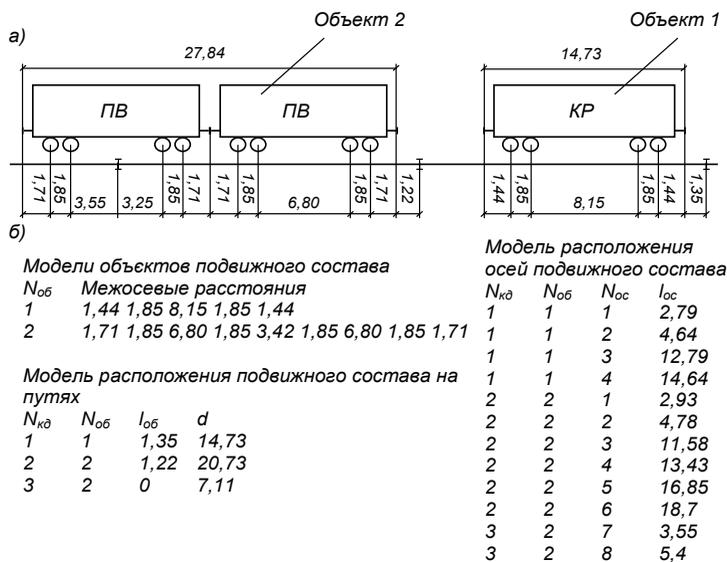
где  $N_{ос}$  – порядковый номер оси подвижного состава;

$l_{ос}$  – расстояние от данной оси до конца путевого участка, м.

Наличие в МЗП МРСП и МОП позволяет контролировать как физическое занятие пути, что необходимо при моделировании процесса подхода одного вагона к другому, так и занятие рельсовых цепей, что необходимо для моделирования функций горочной автоматики. Осевые модели подвижного состава используются лишь при моделировании скатывания

отцепов; при моделировании других процессов МОП не ведется, а занятость путевых участков определяется по МРСП.

Для примера на рис. 5.12, а приведено расположение двух отцепов на путевых участках; на рис. 5.12, б приведено представление этой ситуации в МЗП.



**Рисунок 5.12** – Фрагмент модели занятия путей:

а) схема занятия путевых участков; б) модель занятия путей

Обновление МЗП выполняется при добавлении и удалении объектов (готовность состава к расформированию, уборка состава с сортировочного парка и т.д.), а также в дискретные моменты системного времени по команде модели перемещения объектов.

Для каждого скатывающегося отцепа контролируется достижение установленной точки прицеливания  $S_{приц}$ , при этом новая координата  $S_{приц}$  уменьшается на длину отцепа.

Модель расформирования составов реализована в виде модуля *Sostaw*. В результате объектно-ориентированного анализа можно выделить основные классы данного модуля:

*Wagon* – класс, содержащий данные о каждом вагоне отцепа;

*Cut* – класс, представляющий параметры отцепа;

*Sostaw* – класс, обеспечивающий взаимодействие напольных устройств спускной части горки и скатывающихся отцепов.

Таким образом, модель расформирования составов позволяет адекватно имитировать работу сортировочной горки с целью получения ее количественных и качественных показателей для дальнейшего совершенствования сортировочного процесса.

#### 5.4.3. Моделирование маневровой работы

Маневровые локомотивы являются исполнителями, участвующими в обслуживании составов; в настоящей модели предусмотрена работа двух локомотивов.

В функции первого (горочного) локомотива входит осуществление заезда, надвига и роспуска составов; второй выполняет только осаживания вагонов на сортировочных путях.

Каждый маневровый локомотив может быть представлен структурой:

$$\mathbf{G} = \{\sigma, v, s, \mathbf{t}\}$$

где  $\sigma$  – код местонахождения локомотива;

$v$  – скорость движения;

$s$  – координата нахождения локомотива в сортировочном парке при выполнении осаживания (для второго локомотива);

$\mathbf{t}$  – список характерных моментов системного времени при работе локомотива (время начала заезда, время начала надвига, окончания роспуска, окончание осаживания).

Локомотивы могут выполнять команды ЛВМ только при условии их нахождения в определенном месте сортировочного комплекса (например, заезд в тупик или осаживание может быть выполнено только в случае нахождения локомотива на горбу горки, начинать надвиг можно при наличии локомотива, прицепленного к расформируемому составу и т.д.). С этой целью в модели введен код  $\sigma$ , который может принимать следующие значения: 0 – локомотив находится на горбу горки; 1 – осуществляет осаживание в сортировочном парке; 2 – следует в тупик по одному из путей парка приема; 3 – в тупике; 4 – прицеплен к составу; 5 – следует в тупик по главному пути; 6 – осуществляет надвиг.

Заезд горочного локомотива в тупик осуществляется по одному из свободных путей парка приема; при занятости всех путей предполагается, что конструкция горловины парка позволяет осуществить заезд по главному пути. Команда на подачу локомотива в тупик дается ЛВМ путем нажатия на кнопку «В тупик». Заезд локомотива за составом происходит при нажатии кнопки «Под состав» при условии свободы входной горловины парка приема; заезд возможен до окончания обработки состава.

Разрешение на начало расформирования состава с определенного пути парка приема дает ЛВМ путем нажатия соответствующей кнопки «Росп». Надвиг можно начать только при условии окончания обслуживания данного состава и наличии горочного локомотива, прицепленного к составу; при этом порядковый номер состава должен быть на единицу больше предыдущего состава, который был расформирован. Признаком начала расформирования служит смена запрещающего показания горочного сигнала на разрешающее.

В модели ведется постоянный учет числа вагонов на каждом сортировочном пути. После окончания отпуска каждого состава происходит корректировка данных в блоках вывода информации о состоянии сортировочных путей. Если суммарная длина отцепов назначением на некоторый путь в следующем составе превысит длину свободного участка пути (без учета возможного проталкивания) делается уведомление о необходимости осаживания. Если в процессе накопления на одном из путей сортировочного парка число вагонов достигло установленной нормы, то возникает необходимость их перестановки в парк отправления; при этом используется локомотив, работающий в выходной горловине сортировочного парка. Для возможности перестановки состава в парк отправления на данном пути сортировочного парка должны отсутствовать окна между вагонами, ликвидация которых выполняется другим маневровым локомотивом.

Осаживание и перестановка состава в парк отправления осуществляются, соответственно, при нажатии ЛВМ кнопок «Осаживание» и «Уборка» после выбора соответствующего номера пути. Неактивные кнопки свидетельствуют о невозможности выполнения той или иной операции вследствие занятости маневрового локомотива.

Скорость движения  $V_{д}$  локомотива до ближайшего к вершине горки отцепа принята равной 5,5 м/с. При этом рассчитывается расстояние  $\Delta S$ , необходимое для остановки локомотива перед стоящими вагонами при из-

вестной величине торможения  $a_t$ . После остановки происходит ускорение до скорости, максимально допустимой при соударении вагонов (1,4 м/с), с которой и осуществляется осаживание. Существует возможность осаживания, как в конец сортировочного пути, так и на некоторый его участок; при этом локомотив возвращается на горку, а осаживаемый отцеп по инерции продолжает движение до полной остановки. Прекращение осаживания и возвращение локомотива осуществляется при нажатии кнопки «Отмена».

Таким образом, изложенные принципы позволяют с достаточной степенью детализации осуществить моделирование маневровой работы на сортировочном комплексе.

## ГЛАВА 6

# ИССЛЕДОВАНИЯ И ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ РОСПУСКА СОСТАВОВ НА ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ СОРТИРОВОЧНОГО КОМПЛЕКСА

В настоящее время существует множество возможных мероприятий, направленных на совершенствование работы сортировочных комплексов, при этом большинство из них требует значительных начальных капиталовложений. Поэтому, чтобы принять решение о внедрении того или иного мероприятия, требуется провести детальную оценку множества конкурентоспособных вариантов и выбрать из них наилучший.

Одним из факторов, который оказывает существенное влияние на процесс расформирования, является скорость роспуска составов. Очевидно, что от ее величины зависят наиболее важные показатели работы комплекса. Действительно, увеличение скорости роспуска влечет за собой уменьшение горочного технологического интервала. Это приводит к снижению времени простоя составов в парке приема, что особенно важно в периоды интенсивного подхода поездов. С другой стороны, с ростом скорости роспуска уменьшается величина интервала на разделительных стрелках, что увеличивает риск неразделения отцепов. Кроме того, скорость роспуска существенно влияет на выбор режимов торможения отцепов.

Таким образом, необходимо исследовать влияние скорости роспуска на показатели работы сортировочного комплекса; это позволит обоснованно изменять ее величину в зависимости от текущей ситуации и за счет этого добиться улучшения результатов работы. Учитывая тот факт, что изменение скорости роспуска не влечет за собой дополнительных капитальных затрат, ее выбор является важным инструментом, который позволяет в оперативном порядке влиять на процесс расформирования составов. В этой связи с помощью разработанной имитационной модели выполнены исследования влияния скорости роспуска на показатели работы сортировочного комплекса.

## 6.1. Исходные данные и порядок моделирования

В процессе моделирования осуществляется прием поездов на станцию, обработка их в парке приема, расформирование, осаживание вагонов на путях сортировочного парка и перестановка составов в парк отправления.

Распределение интервалов между поездами, прибывающими на сортировочные станции, как правило, подчиняется закону Эрланга. При увеличении параметра Эрланга  $k$  входящий поток поездов приближается к регулярному потоку с постоянными интервалами. Таким образом, величина  $k$  характеризует степень неравномерности входящего потока поездов.

Перед началом моделирования необходимо идентифицировать имитационную модель сортировочного комплекса (указать математическое ожидание интервала между прибывающими поездами, характеризующее интенсивность потока  $\lambda = \frac{1}{M[t_{\text{пр}}]}$ , параметр Эрланга  $k$  и величину минимального интервала  $t_{\text{min}}$ ).

Для моделирования подготовлено 20 составов из 57 вагонов (35 отцепов); таким образом, общее число отцепов – 700. Количество вагонов  $N_{\text{ваг}}$  в отцепе моделируется как дискретная случайная величина; закон распределения числа вагонов представлен статистическим рядом  $(P_1, P_2, \dots, P_n)$ , который получен на основании обработки данных реальных сортировочных горок (табл. 6.1).

Таблица 6.1

Статистический ряд распределения числа вагонов в отцепе

$N_{\text{ваг}}$	1	2	3	4	5
$P$	0,613	0,237	0,092	0,035	0,023

В парке приема выполняется обслуживание составов, поступивших в расформирование. Данная имитационная модель позволяет детально моделировать работу всех исполнителей, участвующих в обработке, без вмешательства ЛВМ; при этом обслуживание заявок осуществляется последовательно в порядке их поступления. Список операций технологического процесса обработки поездов, их взаимная обусловленность и время выполнения

представлено в виде структурно-временной таблицы (табл. 6.2), в которой указаны математическое ожидание времени выполнения каждой операции  $M[t_i]$  и его среднее квадратическое отклонение  $\sigma[t_i]$ .

Таблица 6.2

Структурно-временная таблица работ

№	Операция	Вып. раб.	$M[t_i]$ , мин	$\sigma[t_i]$ , мин	Исполнитель
1	Закрепление состава	-	2,0	0,2	Сигналист
2	Передача сообщения 201	-	2,0	0,2	Оператор ЭВМ
3	Пересылка документов	-	6,1	0,0	Оператор СТЦ
4	Отцепка локомотива	1	0,6	0,0	Локомотивная бригада
5	Составление заготовки 09	2	1,0	0,2	ЭВМ АСУ
6	Ограждение состава	4	0,3	0,0	Оператор ПТО
7	Сверка документов	3, 5	7,5	1,0	Оператор СТЦ
8	ТО, КО	6	20,0	3,0	Бригады ПТО, ПКО
9	Выдача сообщения 09	7, 8	5,0	1,0	Оператор СТЦ
10	Снятие ограждения	8	0,3	0,0	Оператор ПТО
11	Составление сортировочного листка	9	1,5	0,2	ЭВМ АСУ
12	Заезд горочного локомотива	10	ЛВМ	ЛВМ	Горочный локомотив
13	Снятие закрепления	12	1,7	0,2	Сигналист
14	Надвиг, роспуск	11, 13	ЛВМ	ЛВМ	Горочный локомотив

Поскольку команды на заезд, надвиг, осаживание производятся лицом, выполняющим моделирование, временные параметры приведенных выше операций зависят от ситуации в сортировочном комплексе и действий ЛВМ. На основании структурно-временной таблицы построен сетевой график обработки поездов в парке приема (рис. 6.1); при этом была принята следующая продолжительность операций: заезд – 4,0 мин, надвиг и роспуск – 11,8 мин.

Основной работой в парке приема, которая требует наибольших затрат времени, является обслуживание составов бригадой ПТО

(рис. 6.1, работа 8). Поскольку в процессе моделирования не предусматривается изменение числа бригад ПТО и групп в них, математическое ожидание продолжительности данной работы не изменяется. При этом интенсивность входящего потока поездов варьируется в таких пределах, чтобы загрузка бригады ПТО оставалась в пределах 0,75-0,95.

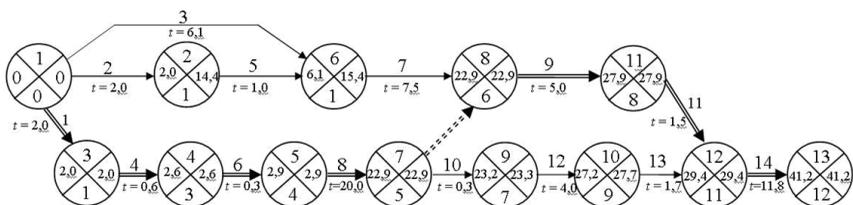


Рисунок 6.1 – Сетевой график обработки состава в парке приема

Одним из основных факторов, влияющих на качество сортировочного процесса, является выбор режимов торможения отцепов. В настоящей модели скорости выхода из ВТП и СТП для каждого состава должны быть заданы в информационном файле. Требуемая скорость выхода из ПТП рассчитывается автоматически в процессе моделирования исходя из расположения вагонов на путях сортировочного парка.

Выбор рациональных скоростей выхода из ВТП и СТП, обеспечивающих требования интервального регулирования, является достаточно сложной задачей. Очевидно, что для надежного разделения отцепов состава необходимо определить такие режимы их торможения, при которых все интервалы на разделительных стрелках достигают максимума. Однако добиться максимальных значений для всех интервалов невозможно, т.к. увеличение одного из них может привести к соответствующему уменьшению другого интервала в следующей паре отцепов. Поэтому решение данной задачи заключается в определении таких режимов торможения, при которых достигается равенство интервалов между отцепами на разделительных стрелках; при этом каждый состав рассматривается как система взаимосвязанных отцепов.

Для решения указанной задачи используется итерационный метод [84], который позволяет найти в каждом составе группы последовательных отцепов, близких по условиям разделения, и установить для них такие

режимы торможения, при которых интервалы на разделительных стрелках для всех пар отцепов группы одинаковы. Для реализации данного метода было разработано программное обеспечение, которое позволяет на основе данных о каждом отцепе состава и условиях отпуска, определять скорости выхода, обеспечивающие максимальные интервалы между оцепами на разделительных стрелках.

При реализации режимов торможения осуществляется сопоставление заданной скорости выхода отцепа и его текущей скорости. Если текущая скорость отцепа в зоне действия тормозной позиции превышает расчетную, то осуществляется его торможение; как только скорость отцепа становится равной или меньше расчетной, торможение прекращается. Следует заметить, что инерционность замедлителей вызывает погрешности в реализации режимов торможения. В этой связи для уменьшения указанных погрешностей скорости выхода отцепов из ТП в модели задаются с учетом некоторого постоянного упреждения.

Для исключения выжимания замедлителями колесных пар вагонов сила давления тормозных балок на боковую поверхность колес не должна превышать нагрузку от колесной пары на рельсы более чем в 3 раза, поэтому ступень торможения каждого отцепа принимается в соответствии с его весовой категорией.

В данной эргатической модели показатели работы сортировочного комплекса существенно зависят от действий ЛВМ. Это связано с большим числом технологических операций, которые выполняются только по его команде. К этим операциям относятся: открытие входных и горочных сигналов, заезд горочного локомотива в тупик и под состав, выбор скорости отпуска, осаживание вагонов на путях сортировочного парка, выставка составов в парк отправления. С целью обеспечения одинаковых условий моделирования при различных вариантах исходных данных принят определенный порядок действий ЛВМ в ряде ситуаций работы сортировочного комплекса.

ЛВМ выбирает путь приема и открывает сигнал сразу после получения сообщения о появлении поезда на подходе к станции, что позволяет избежать снижения скорости и последующей остановки прибывающих поездов перед входным сигналом с запрещающим показанием. В случае занятости всех путей парка приема ЛВМ открывает входной сигнал сразу после освобождения одного из них.

Надвиг состава начинается при смене показания горочного светофора с запрещающего на разрешающее; при этом сигнал открывается только после окончания обработки состава и прицепки к нему горочного локомотива. Поэтому, если в парке приема имеется готовый к роспуску состав, то сразу после окончания роспуска очередного состава ЛВМ дает команду горочному локомотиву следовать на путь размещения данного состава. Указанный порядок действий ЛВМ позволит достичь уменьшения простоя составов в ожидании расформирования.

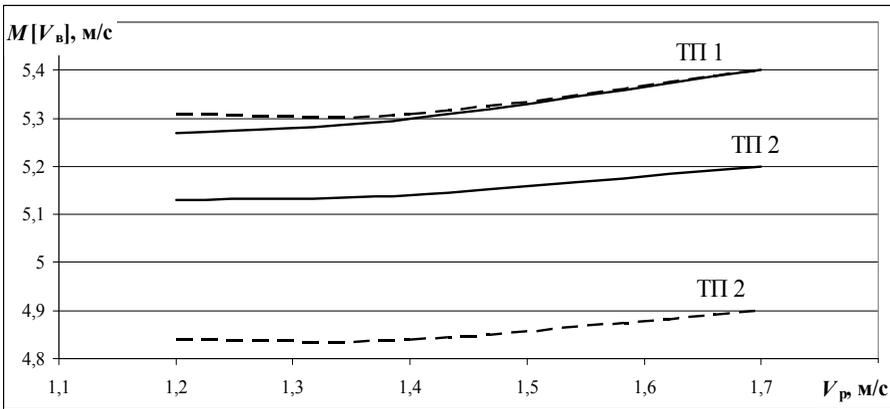
Перестановка составов в парк отправления производится, если на сортировочном пути накопилось 55 и более вагонов, о чем уведомляется ЛВМ; при этом, в случае наличия окон их необходимо предварительно ликвидировать. Если суммарная длина отцепов в составе, имеющих назначение на некоторый путь сортировочного парка, превышает длину свободного участка этого пути, то необходимо до начала роспуска произвести осаживание вагонов на данном пути. Кроме того, при наличии свободного локомотива по команде ЛВМ можно ликвидировать окна на других сортировочных путях. При этом, осаживание может выполняться как до конца сортировочного пути, так и на некотором его участке, в зависимости от ситуации в сортировочном комплексе.

С целью сокращения простоя вагонов рекомендуется в первую очередь производить осаживание на путях, где накоплено достаточное для перестановки в парк отправления количество вагонов. Затем выполняется подготовка сортировочных путей для роспуска очередного состава. При этом осаживание выполняется на путях с недостаточной для накопления отцепов длиной свободного участка  $L_{св}$ . На остальных сортировочных путях осаживание производится в последнюю очередь при наличии для этого соответствующего резерва времени. Следует заметить, что в отдельных случаях с помощью осаживания не удастся обеспечить необходимую для безопасного роспуска длину свободного участка пути. При этом необходимо ожидать перестановки вагонов с данного пути в парк отправления, что является основной причиной увеличения простоя составов в ожидании расформирования.

Таким образом, изложенный порядок действий ЛВМ позволяет унифицировать процесс моделирования для сравнения условий функционирования сортировочного комплекса при различных параметрах входящего потока поездов.

## 6.2. Анализ влияния скорости роспуска на показатели работы горки

Известно, что режим торможения отцепов на ВТП и СТП существенно зависит от выбранной скорости роспуска состава  $V_p$ . При этом на процесс торможения влияют множество случайных факторов (основное сопротивление вагонов  $w_0$ , сопротивление среды и ветра  $w_{св}$ , сила тормозного нажатия замедлителей и др.), вследствие чего расчетные скорости выхода отцепов из ВТП и СТП могут отличаться от реализованных. На рис. 6.2 показаны зависимости математического ожидания  $M[V_B]$  скоростей выхода из ВТП и СТП от скорости роспуска составов.



**Рисунок 6.2** – Графики зависимостей расчетных и фактических скоростей выхода  $M[V_B] = f(V_p)$  из ВТП и СТП

На рис. 6.2 сплошной линией показаны зависимости расчетных значений  $M[V_B]$ , пунктирной линией – реализованных величин  $M[V_B]$ . Как видно из рисунка, на ВТП расчетные и реализованные скорости выхода практически одинаковы, в то время как на СТП происходит излишнее торможение отцепов, вследствие чего математическое ожидание скорости выхода из СТП уменьшается на 0,25-0,3 м/с. Указанное обстоятельство приводит к тому, что в некоторых случаях интервалы  $\delta t$  на разделительных стрелках становятся меньше минимально допустимых, что приводит к неразделениям отцепов.

Кроме того, скорость роспуска составов  $V_p$  непосредственно влияет на величину интервалов  $\delta t$ . Как показали исследования, с увеличением  $V_p$  наблюдается значительное уменьшение среднего интервала на стрелках разделения. В табл. 6.3 показано распределение случайной величины интервалов  $\delta t$  при различных значениях скорости роспуска  $V_p$ ; гистограммы распределения величин интервалов представлены в Приложении Б, рис. Б.1.

Таблица 6.3

Распределение интервалов  $\delta t$  на стрелках разделения

№№ разрядов	Границы разряда $\delta t$ , с	$V_p = 1,2$ м/с		$V_p = 1,4$ м/с		$V_p = 1,7$ м/с	
		Кол-во набл., $K_j$	Параметры	Кол-во набл., $K_j$	Параметры	Кол-во набл., $K_j$	Параметры
1	0 – 3	3	$M[\delta t] = 11,45$ с	20	$M[\delta t] = 8,87$ с	61	$M[\delta t] = 6,21$ с
2	3 – 6	39		76		282	
3	6 – 9	137		301		233	
4	9 – 12	251	$D[\delta t] = 16,49$ с <sup>2</sup>	171	$D[\delta t] = 11,49$ с <sup>2</sup>	74	$D[\delta t] = 7,77$ с <sup>2</sup>
5	12 – 15	122		76		14	
6	15 – 18	77	$\sigma[\delta t] = 4,06$ с	20	$\sigma[\delta t] = 3,39$ с	5	$\sigma[\delta t] = 2,79$ с
7	18 – 21	30		4		0	
8	>21	18		5		0	

Как видно из таблицы, с увеличением скорости роспуска существенно возрастает число малых интервалов на разделительных стрелках. Если при  $V_p = 1,2$  м/с наблюдалось всего 3 интервала длительностью менее 3 с, то при  $V_p = 1,7$  м/с их число увеличилось в 20 раз.

На рис. 6.3 показана зависимость математического ожидания интервала  $\delta t$  от скорости роспуска  $V_p$ .

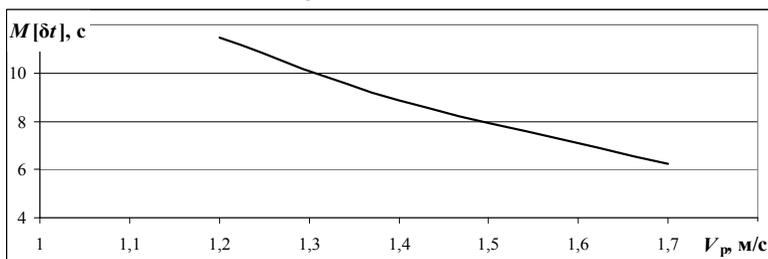


Рисунок 6.3 – График зависимости  $M[\delta t]$  от скорости роспуска  $V_p$

Как видно из графика, при увеличении  $V_p$  с 1,2 м/с до 1,7 м/с величина математического ожидания интервала на разделительных стрелках уменьшилась на 5,3 с или на 46%. Это обстоятельство приводит к росту числа неразделений отцепов. Так, если при  $V_p = 1,2$  м/с наблюдалось 4 неразделения, то с увеличением  $V_p$  до 1,7 м/с их число достигает 9; т.о. вероятность неразделения увеличивается с 0,006 до 0,013. Одновременно с увеличением  $V_p$  значительно уменьшается среднее квадратическое отклонение величины  $\delta t$  (см. табл. 6.3), характеризующее возможный разброс значений интервала.

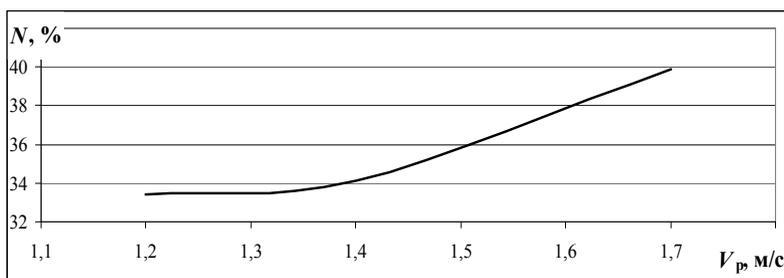
Одной из важных характеристик качества сортировочного процесса является скорость соударения отцепов  $V_c$  на сортировочных путях. В соответствии с [1]  $V_c$  не должна превышать 5 км/ч. Однако в реальных условиях функционирования сортировочных горок скорость соударения в большинстве случаев превышает допустимую [86]. Величина  $V_c$  зависит от множества факторов: скорости роспуска составов, принятых режимов торможения, погодных условий и др. В табл. 6.4 приведены распределения случайной величины скорости соударения отцепов при различных скоростях роспуска составов, полученные в результате моделирования. Гистограммы распределения случайной величины скорости соударения при различной скорости роспуска составов приведены в Приложении Б на рис. Б.2. Установлено, что случайная величина  $V_c$  подчиняется логнормальному закону распределения.

Таблица 6.4

Распределения случайной величины скорости соударения отцепов  $V_c$

№№ разрядов	Границы разряда $V_c$ , м/с	$V_p = 1,2$ м/с		$V_p = 1,4$ м/с		$V_p = 1,7$ м/с	
		Кол-во набл., $K_j$	Параметры	Кол-во набл., $K_j$	Параметры	Кол-во набл., $K_j$	Параметры
1	0 – 0,8	91	$M[V_c] =$	80	$M[V_c] =$	89	$M[V_c] =$
2	0,8 – 1,6	274	$= 1,459$ м/с	275	$= 1,499$ м/с	258	$= 1,519$ м/с
3	1,6 – 2,4	132	$D[V_c] =$	126	$D[V_c] =$	156	$D[V_c] =$
4	2,4 – 3,2	46	$= 0,564$ (м/с) <sup>2</sup>	58	$= 0,573$ (м/с) <sup>2</sup>	54	$= 0,592$ (м/с) <sup>2</sup>
5	3,2 – 4,0	16	$\sigma[V_c] =$	15	$\sigma[V_c] =$	18	$\sigma[V_c] =$
			$= 0,751$ м/с		$= 0,757$ м/с		$= 0,769$ м/с

Как видно из приведенной таблицы, с увеличением скорости роспуска  $V_p$  происходит незначительное увеличение математического ожидания скорости соударения отцепов  $M[V_c]$  на сортировочных путях. Так, если при  $V_p = 1,2$  м/с величина  $M[V_c]$  составила 1,459 м/с, то при  $V_p = 1,7$  м/с значение  $M[V_c]$  увеличилось до 1,519 м/с; одновременно с этим возрастает величина среднего квадратического отклонения скорости соударения, которая составляет соответственно 0,751 м/с и 0,769 м/с. Данное обстоятельство приводит к увеличению числа отцепов, которые имеют скорости соударения выше 1,5 м/с. Как показано на рис. 6.4, с изменением  $V_p$  от 1,2 м/с до 1,7 м/с число отцепов с недопустимыми скоростями  $V_c$  увеличивается на 6-7%.



**Рисунок 6.4** – Зависимость числа отцепов, имеющих скорость соударения выше допустимой, от  $V_p$

Одним из показателей, который характеризует качество сортировочного процесса, является количество и величина окон между отцепами на сортировочных путях. Установлено, что случайная величина образующихся окон имеет гамма-распределение (табл. 6.5).

Как видно из таблицы, с увеличением  $V_p$  количество окон уменьшается. Если при  $V_p = 1,2$  м/с их число составляло 156, то при  $V_p = 1,7$  м/с число окон снизилось до 136. Кроме того, наблюдается сокращение математического ожидания длины окна соответственно со 151,5 м до 142,4 м. При этом, количество окон длиной менее 70 м составляет 45-55% от общего их числа. В Приложении Б на рис. Б.3 приведены гистограммы распределения величины окон при различных скоростях роспуска составов.

Распределение случайной величины окон  $L_{ок}$  на путях  
сортировочного парка

№№ разрядов	Границы разряда $L_{ок}$ , м	$V_p = 1,2$ м/с		$V_p = 1,4$ м/с		$V_p = 1,7$ м/с	
		Кол-во набл., $K_j$	Параметры	Кол-во набл., $K_j$	Параметры	Кол-во, $K_j$	Параметры
1	0 - 70	82	$M[L_{ок}] =$ $= 151,5$ м  $D[L_{ок}] =$ $= 32233$ м <sup>2</sup>  $\sigma[L_{ок}] =$ $= 179,5$ м  $n = 156$	82	$M[L_{ок}] =$ $= 143,6$ м  $D[L_{ок}] =$ $= 28979$ м <sup>2</sup>  $\sigma[L_{ок}] =$ $= 170,2$ м  $n = 152$	71	$M[L_{ок}] =$ $= 142,4$ м  $D[L_{ок}] =$ $= 29837$ м <sup>2</sup>  $\sigma[L_{ок}] =$ $= 172,7$ м  $n = 136$
2	70 - 140	22		31		22	
3	140 - 210	13		9		12	
4	210 - 280	4		5		7	
5	280 - 350	7		7		5	
6	350 - 420	7		6		4	
7	420 - 490	6		5		4	
8	490 - 560	1		3		3	
9	560 - 630	3		3		4	
10	630 - 700	7		5		4	

При анализе образующихся окон были определены такие показатели, как средняя величина окна  $l_{ок}$ , приходящаяся на один отцеп и на один физический вагон. На рис. 6.5 показаны графики зависимости средней величины окна, приходящегося на один отцеп (график 1) и на один вагон (график 2).

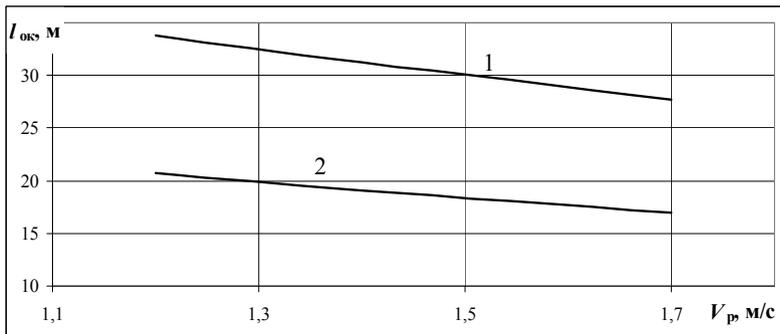


Рисунок 6.5 – Графики зависимости удельной величины окна от скорости роспуска  $V_p$

Как видно из рисунка, с увеличением  $V_p$  с 1,2 м/с до 1,7 м/с величина  $l_{ок}$ , приходящаяся на один отцеп, уменьшилась на 6,1 м/отцеп или на 18%. При этом, соответственно, длина окна, приходящаяся на один вагон, снизилась на 3,7 м/вагон.

Установлено, что часть окон, образующихся на сортировочных путях, ликвидируется в процессе роспуска составов вследствие проталкивания остановившихся отцепов. В этой связи при обработке результатов моделирования были выделены окна, которые не ликвидировались в процессе роспуска составов (вторичные окна); их количество и величина определялись перед каждым осаживанием вагонов на путях. Распределение вторичных окон при различных скоростях роспуска составов приведено в табл. 6.6; гистограммы распределения величин вторичных окон показаны в Приложении Б на рис. Б.4.

Таблица 6.6

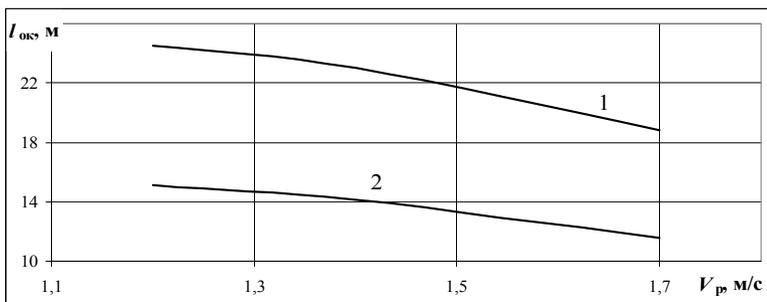
Распределение окон  $L_{пр}$  с учетом проталкивания отцепов

№№ разрядов	Границы разряда $L_{ок}$ , м	$V_p = 1,2$ м/с		$V_p = 1,4$ м/с		$V_p = 1,7$ м/с	
		Кол-во набл., $K_j$	Параметры	Кол-во набл., $K_j$	Параметры	Кол-во набл., $K_j$	Параметры
1	0 - 70	59		56		52	
2	70 - 140	16	$M[L_{пр}] = 154,6$ м	24	$M[L_{пр}] = 146,6$ м	16	$M[L_{пр}] = 136,0$ м
3	140 - 210	5		4		10	
4	210 - 280	5	$D[L_{пр}] = 31480$ м <sup>2</sup>	5	$D[L_{пр}] = 27844$ м <sup>2</sup>	4	$D[L_{пр}] = 25355$ м <sup>2</sup>
5	280 - 350	8		5		4	
6	350 - 420	5		7		2	
7	420 - 490	4	$\sigma[L_{пр}] = 177,4$ м	2	$\sigma[L_{пр}] = 166,9$ м	4	$\sigma[L_{пр}] = 159,2$ м
8	490 - 560	2		3		0	
9	560 - 630	2	$n = 111$	3	$n = 110$	3	$n = 97$
10	630 - 700	4		2		2	

Как видно из таблицы, с увеличением скорости роспуска, снижается количество вторичных окон и математическое ожидание их величины. Так, в результате проталкивания число окон на сортировочных путях уменьшилось на 28% (см. табл. 6.5). В то же время, с увеличением скорости  $V_p$  сокращается средняя длина вторичного окна  $l_{ок}$  (рис. 6.6), приходящаяся на один отцеп (график 1) и на один физический вагон (график 2). При этом с увеличением скорости роспуска с 1,2 м/с до 1,7 м/с величина

$l_{ок}$ , приходящаяся на 1 отцеп и 1 вагон уменьшилась соответственно на 5,7 м/отцеп и 3,5 м/вагон.

Следует заметить, что количество и величина вторичных окон могут служить характеристикой объема маневровой работы по осаживанию вагонов на путях сортировочного парка. Таким образом, как показали исследования, с увеличением скорости роспуска составов уменьшаются расходы на осаживание вагонов в сортировочном парке.



**Рисунок 6.6** – Графики зависимости удельной величины вторичного окна от скорости роспуска  $V_p$

Для торможения вагонов при их скатывании с сортировочной горки необходимо затрачивать определенные энергоресурсы. Для производства сжатого воздуха, который используется в пневматических замедлителях, расходуется электрическая энергия. Расход электроэнергии на торможение отцепов пропорционален числу включений замедлителей  $K_{вкл}$ . В этой связи в табл. 6.7 показано количество включений замедлителей на каждой тормозной позиции, которое имело место при расформировании всей совокупности составов.

*Таблица 6.7*

Количество включений замедлителей

	$V_p = 1,2$ м/с	$V_p = 1,4$ м/с	$V_p = 1,7$ м/с
ВТП	1229	1251	1273
СТП	507	486	440
ПТП	448	443	452
Всего	2184	2180	2165

Как показали исследования, при принятом режиме торможения отцепов на ВТП и СТП, с увеличением скорости  $V_p$  число включений замедлителей на ВТП возрастает, на СТП – уменьшается. При этом число включений замедлителей парковой тормозной позиции практически не изменяется. Следует отметить, что среднее количество включений замедлителей, отнесенное на 1 отцеп, практически не зависит от принятой скорости роспуска и составляет 3,09-3,12 включений на отцеп.

Таким образом, проведенные исследования позволили установить зависимости показателей работы горки от скорости роспуска составов; полученные результаты могут быть использованы при определении рациональной скорости роспуска составов.

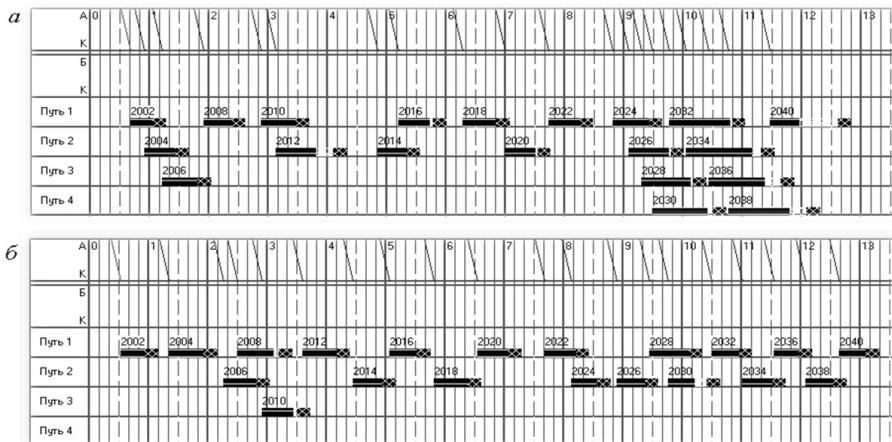
### **6.3. Исследование влияния скорости роспуска на величину простоя составов в парке приема**

Основным качественным показателем работы сортировочной станции является среднее время нахождения транзитного вагона с переработкой на станции; при этом одной из составляющих данного показателя является время нахождения вагона в парке приема  $T_{пп}$ . Величина  $T_{пп}$  состоит из времени на выполнение технологических операций  $T_{то}$  и времени ожидания  $T_{ож}$  обработки. Ожидание возникает вследствие занятости исполнителя (бригады ПТО, ПКО, горочного локомотива) обслуживанием другого объекта. Кроме того, как указывалось ранее, увеличение  $T_{ож}$  может происходить в случае ожидания уборки накопленного состава с пути сортировочного парка, если в очередном составе есть отцепы назначением на данный путь, а длина свободного его участка  $L_{св}$  недостаточна для накопления вагонов.

На рис. 6.7 показан обобщенный план-график обработки поездов в парке приема при различной неравномерности  $k = 1$  (рис. 6.7, а),  $k = 4$  (рис. 6.7, б) и одинаковой интенсивности  $\lambda = 1,5$  поезда/ч. Как видно из рисунка, с увеличением неравномерности потока поездов (параметр  $k$ ) существенно увеличивается время нахождения составов в парке приема.

Среднее время обслуживания одного состава  $T_{то}$  при некоторой скорости роспуска  $V_p$  является постоянной величиной, которая не зависит от неравномерности и интенсивности прибытия поездов. При этом с увеличением  $V_p$  горочный технологический интервал уменьшается. Это означает, что

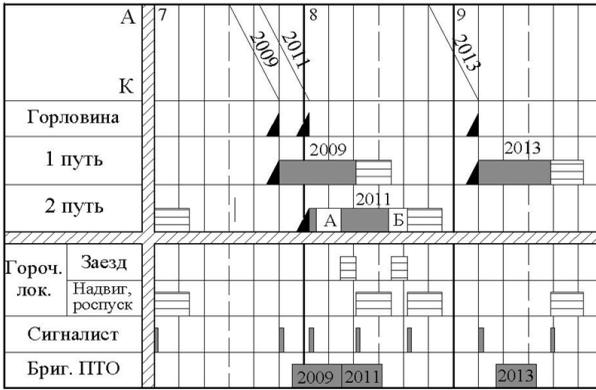
время  $T_{то}$  обратно пропорционально величине  $V_p$ . Например, при увеличении скорости роспуска с 1,2 м/с до 1,7 м/с среднее время обработки состава уменьшилось на 4,0 мин.



**Рисунок 6.7** – Обобщенный план-график обработки поездов в парке приема:  
 а) при  $k = 1$ ; б) при  $k = 4$

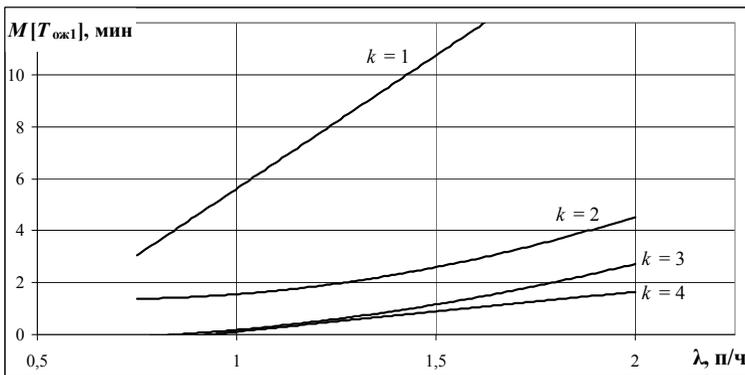
С целью изучения влияния скорости роспуска  $V_p$  на работу сортировочного комплекса целесообразно разделить  $T_{ож}$  на время межоперационных простоев в парке приема  $T_{ож1}$  и ожидание надвига  $T_{ож2}$ . Очевидно, что на  $T_{ож1}$  принятая скорость роспуска составов  $V_p$  не оказывает влияния (если это не приводит к задержкам приема поездов). Основными факторами, определяющими величину  $T_{ож1}$ , являются интенсивность  $\lambda$  и неравномерность  $k$  входящего потока поездов. На фрагменте плана-графика обслуживания поездов в парке приема (рис. 6.8) показан межоперационный простой  $T_{ож1}$  (А) и простой в ожидании надвига  $T_{ож2}$  (Б).

Как видно из рисунка, при интенсивном подходе поездов наблюдается межоперационный простой (А) состава № 2011; это происходит по причине занятости бригады ПТО обработкой состава № 2009. После окончания обработки состав № 2011 не может сразу надвигаться на горку, поскольку горочный локомотив занят надвигом состава № 2009, вследствие чего имеет место ожидание надвига (Б).



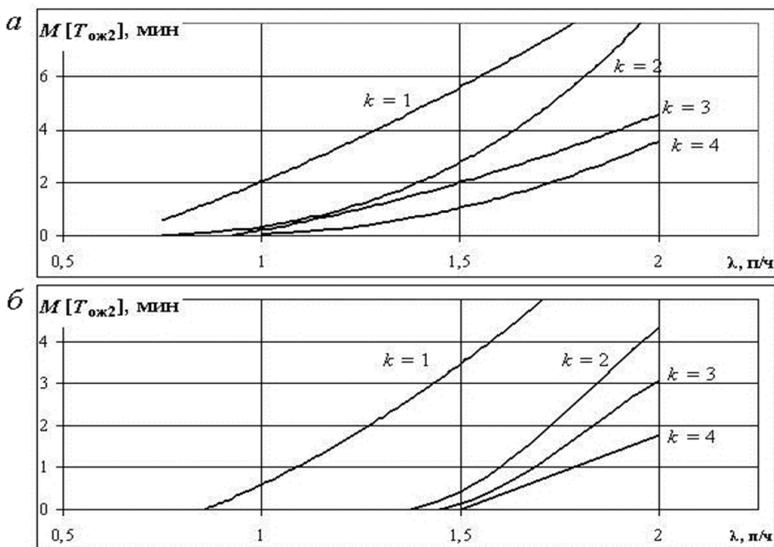
**Рисунок 6.8** – Фрагмент плана-графика обслуживания поездов в парке приема

На рис. 6.9 показана зависимость среднего времени межоперационных простоев  $T_{ож1}$  от величины  $\lambda$  при различной неравномерности  $k$ . Как видно из рисунка, средняя величина времени межоперационных простоев одного состава  $T_{ож1}$  возрастает с увеличением интенсивности и неравномерности поступления поездов в парк приема. Причем,  $T_{ож1}$  резко возрастает при максимальной неравномерности. Так, если при  $k=1$  и  $\lambda = 1,5$  поезда/ч величина  $T_{ож1}$  составляет 24-27% от общего времени обработки, то при  $k=4$  – только 2-3%. Снижение величины  $T_{ож1}$  достигается путем увеличения групп в бригаде или числа бригад ПТО и ПКО.



**Рисунок 6.9** – Влияние интенсивности прибытия поездов на величину  $T_{ож1}$  при различной неравномерности потока

Величина простоя в ожидании надвига  $T_{ож2}$  зависит как от параметров входящего потока поездов  $k$ ,  $\lambda$ , так и от скорости роспуска  $V_p$ . На рис. 6.10 показано влияние интенсивности прибытия поездов на среднее время простоя в ожидании надвига при  $V_p = 1,2$  м/с (рис. 6.10, а) и  $V_p = 1,7$  м/с (рис. 6.10, б).



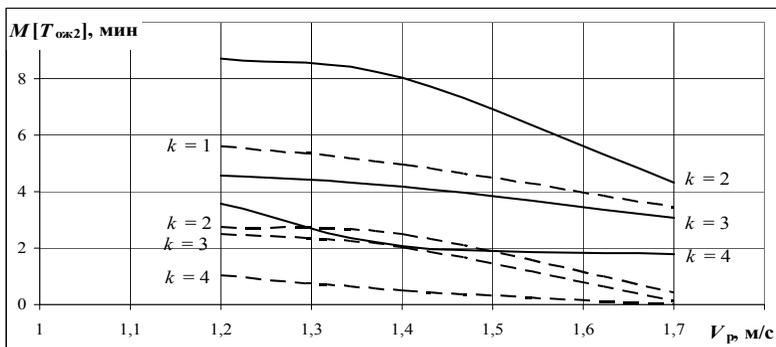
**Рисунок 6.10** – Графики зависимости времени ожидания надвига  $M[T_{ож2}]$  от интенсивности прибытия поездов:  
 а)  $V_p = 1,2$  м/с; б)  $V_p = 1,7$  м/с

Из графиков видно, что с увеличением интенсивности и неравномерности наблюдается рост средней продолжительности ожидания расформирования. Причем, при малых значениях  $\lambda$  простой в ожидании расформирования отсутствует.

С целью анализа влияния скорости роспуска на величину простоя  $T_{ож2}$  на рис. 6.11 приведены графики зависимости  $M[T_{ож2}](V_p)$  при  $\lambda = 2$  поезда/ч (сплошные линии) и  $\lambda = 1,5$  поезда/ч (пунктирные линии).

Анализ представленных графиков позволяет сделать вывод о том, что при высоких скоростях роспуска простой в ожидании расформирования и средняя продолжительность межоперационных простоев приближи-

тельно одинаковы; с уменьшением  $V_p$  величина  $M[T_{ож2}]$  увеличивается. При значительной неравномерности входящего потока поездов ( $k = 1$ ) величина межоперационных простоев существенно превышает продолжительность обработки.



**Рисунок 6.11** – График зависимости времени ожидания надвига  $M[T_{ож2}]$  от скорости роспуска

Таким образом, выполненные исследования показали, что в условиях малой интенсивности и неравномерности ( $\lambda = 1$  поезд/ч и  $k > 2$ ) нерационально увеличивать скорость роспуска, поскольку это не ведет к уменьшению простоя  $T_{ож}$ . При интенсивности  $\lambda = 1,5$  поездов/ч увеличение  $V_p$  с 1,2 м/с до 1,7 м/с обеспечивает снижение простоя составов в парке приема на 2-2,5 мин. При большей интенсивности и неравномерности ( $\lambda = 2$  поездов/ч и  $k < 2$ ) указанное увеличение скорости  $V_p$  позволит сократить простой каждого состава на 4 мин и более. Следовательно, наибольший эффект от применения высокой скорости роспуска достигается при высокой неравномерности и интенсивности поступления поездов в расформирование.

На основании выполненных исследований были получены зависимости показателей работы сортировочного комплекса (средней величины интервала на разделительных стрелках, средней скорости соударения отцепов, величины и количества окон на сортировочных путях, а также простоя составов в парке приема в отдельных фазах обслуживания) от скорости роспуска составов. Указанные зависимости могут быть использованы для прогнозирования работы комплекса при различных значениях скорости роспуска составов.

## РАЗДЕЛ 7

### ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ РЕЖИМОВ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ В УСЛОВИЯХ НЕРАВНО- МЕРНОСТИ ВХОДЯЩЕГО ПОТОКА ПОЕЗДОВ

В современных условиях эксплуатация сортировочных комплексов характеризуется значительной неравномерностью входящего потока поездов. В этой связи возникает необходимость оперативного изменения режима работы комплекса в соответствии с интенсивностью поступления поездов в расформирование. Одним из основных управляемых параметров при выборе режима функционирования сортировочного комплекса является скорость роспуска  $V_p$ , величина которой оказывает значительное влияние на качество сортировочного процесса.

Так, в период сгущенного прибытия поездов применение высокой скорости роспуска позволит сократить простой составов в ожидании расформирования и избежать задержек поездов на подходах к станции. В то же время, с увеличением скорости роспуска возрастает вероятность неразделений отцепов, а также увеличивается средняя скорость их соударения на сортировочных путях, что повышает риск повреждения вагонов и грузов. Кроме того, при указанном режиме функционирования сортировочного комплекса возрастают затраты на расформирование составов. Поэтому в условиях отсутствия очереди в парке приема целесообразно применение пониженной скорости роспуска. Это позволит улучшить условия интервального и прицельного регулирования скорости отцепов и достичь экономии энергоресурсов, затрачиваемых на процесс сортировки.

Таким образом, актуальной является задача выбора рациональной скорости роспуска конкретного состава в зависимости от текущей ситуации в сортировочном комплексе. Применение такой дифференцированной скорости в условиях неравномерности входящего потока поездов позволит наиболее рационально использовать технический потенциал сортировочного комплекса.

## 7.1. Показатели работы сортировочного комплекса в условиях дифференцированной скорости роспуска

С целью определения эффективности применения дифференцированной скорости роспуска был принят следующий порядок выбора режима функционирования сортировочного комплекса:

- при наличии в парке приема одного состава, готового к роспуску, величина  $V_p$  принимается равной 1,2 м/с;
- при наличии в парке приема двух составов, один из которых готов к роспуску, величина  $V_p$  принимается равной 1,4 м/с;
- при наличии трех и более составов в парке приема, величина  $V_p$  принимается равной 1,7 м/с.

Такой подход к выбору скорости роспуска позволяет учитывать текущую ситуацию в сортировочном комплексе. С использованием указанного подхода было выполнено моделирование функционирования сортировочного комплекса при различной интенсивности  $\lambda$  и неравномерности (параметр Эрланга  $k$ ) входящего потока поездов. В таблице 7.1 указано число составов  $N(V_p)$ , которые были расформированы со скоростью  $V_p$  при различных параметрах входящего потока ( $\lambda = 1; 1,5; 2$  поездов/ч и  $k = 1 \dots 4$ ). В последней строке таблицы приведена средняя скорость роспуска составов для данного потока поездов.

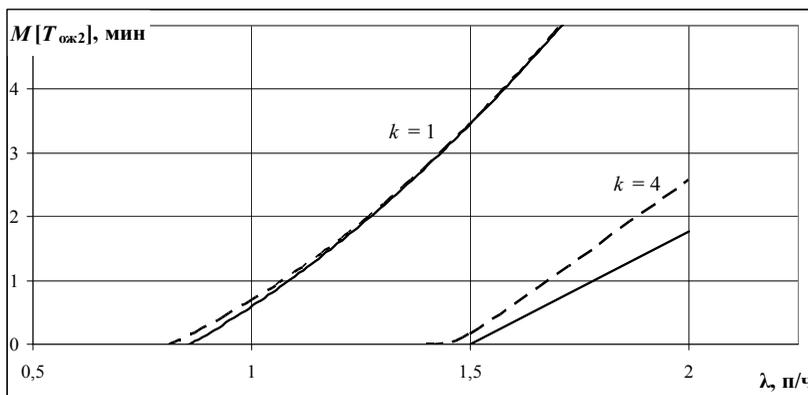
Таблица 7.1

Распределение количества составов, расформированных с различными скоростями, при различных параметрах входящего потока

N	k = 1		k = 2			k = 3			k = 4		
	$\lambda=1$	$\lambda=1,5$	$\lambda=1$	$\lambda=1,5$	$\lambda=2$	$\lambda=1$	$\lambda=1,5$	$\lambda=2$	$\lambda=1$	$\lambda=1,5$	$\lambda=2$
$N_{(1,2)}$	9	8	17	14	9	17	12	7	18	15	5
$N_{(1,4)}$	6	5	2	4	4	3	7	8	2	5	11
$N_{(1,7)}$	5	7	1	2	7	0	1	5	0	0	4
$\bar{V}_p$	1,39	1,42	1,24	1,29	1,41	1,23	1,30	1,40	1,22	1,25	1,41

Как видно из таблицы, с ростом интенсивности и неравномерности прибытия поездов увеличивается количество составов, расформированных с высокой скоростью, что приводит к росту средней скорости роспуска составов  $\bar{V}_p$ .

Поскольку математическое ожидание времени межоперационных простоев в парке приема  $M[T_{ож1}]$  не зависит от скорости роспуска  $V_p$ , то зависимости  $M[T_{ож1}](\lambda)$ , полученные в предыдущем разделе, остаются неизменными (см. рис. 6.9). В то же время, величина  $V_p$  оказывает существенное влияние на простой составов в ожидании расформирования  $M[T_{ож2}]$ . На рис. 7.1 показаны графики зависимости математического ожидания простоя в ожидании надвига  $M[T_{ож2}]$  от интенсивности входящего потока поездов при  $k = 1$  и  $k = 4$ .



**Рисунок 7.1** – График зависимости  $M[T_{ож2}]$  от интенсивности  $\lambda$

Как видно из рисунка, средняя величина простоя  $M[T_{ож2}]$  при дифференцированной скорости роспуска составов (пунктирная линия) незначительно увеличилась по сравнению с простоем  $M[T_{ож2}]$ , который имел место при роспуске составов с постоянной скоростью  $V_p = 1,7$  м/с (сплошная линия). При этом средняя скорость роспуска уменьшилась на  $0,25 \dots 0,45$  м/с.

В табл. 7.2 приведены показатели работы сортировочного комплекса при постоянных скоростях роспуска составов и дифференцированной скорости (нижняя строка) в условиях  $\lambda = 2$  поезда/ч и  $k = 2$ .

Как видно из таблицы, математическое ожидание простоя составов в парке приема  $M[T_{ож}]$  при дифференцированной скорости роспуска несколько выше, чем при максимальной скорости  $V_p = 1,7$  м/с, однако данная

величина меньше, чем при  $V_p = 1,4$  м/с. Кроме того, при дифференцированной скорости роспуска наблюдается увеличение среднего интервала на разделительных стрелках  $M[\delta t]$  и снижение числа интервалов  $N_{\text{инт}}$  длительностью менее 3 с по сравнению с интервалами, которые имели место при постоянной скорости роспуска  $V_p = 1,7$  м/с.

Таблица 7.2

Показатели работы сортировочного комплекса

$M[V_p]$ , м/с	$M[T_{\text{ож}}]$ , мин	$M[\delta t]$ , с	$N_{\text{инт}}$ , с	$M[V_c]$ , м/с	$\sigma[V_c]$ , м/с	$M[L_{\text{ок}}]$ , м	$M[L_{\text{пр}}]$ , м
1,2	13,3	11,45	3	1,459	0,751	151,5	154,6
1,4	12,6	8,87	20	1,499	0,757	143,6	146,6
1,7	8,9	6,21	61	1,519	0,769	142,4	136,0
1,415	11,6	9,10	27	1,488	0,759	146,7	146,5

Учитывая тот факт, что сортировочный комплекс работает в условиях значительной интенсивности  $\lambda$  и неравномерности  $k$  входящего потока поездов, были проведены исследования влияния указанных параметров на показатели работы комплекса. В табл. 7.3 приведены показатели работы сортировочного комплекса при различных значениях параметров  $\lambda$ ,  $k$  и соответствующей им средней скорости роспуска составов.

Таблица 7.3

Показатели работы в условиях дифференцированной скорости роспуска

$k$	$\lambda$	$V_p$ , м/с	$M[T_{\text{ож}}]$ , мин	$M[\delta t]$ , с	$N_{\text{инт}}$ , с	$M[V_c]$ , м/с	$\sigma[V_c]$ , м/с	$M[L_{\text{ок}}]$ , м	$M[L_{\text{пр}}]$ , м
1	1	1,385	7,0	9,4	23	1,486	0,757	146,9	147,6
	1,5	1,425	15,7	9,0	28	1,49	0,759	146,3	146,1
2	1	1,245	1,9	10,9	8	1,466	0,753	150,3	152,9
	1,5	1,290	4,8	10,4	12	1,473	0,754	149,0	151,1
	2	1,415	11,6	9,1	27	1,488	0,759	146,7	146,5
3	1	1,230	0,2	11,1	6	1,465	0,752	150,3	153,4
	1,5	1,295	3,8	10,3	12	1,476	0,754	148,3	150,9
	2	1,405	6,8	9,1	24	1,49	0,758	146,1	146,8
4	1	1,220	0,2	11,2	5	1,463	0,752	150,7	153,8
	1,5	1,250	2,1	10,8	7	1,469	0,753	149,5	152,6
	2	1,410	4,0	9,0	24	1,493	0,758	145,3	146,5

Как показал анализ, использование дифференцированной скорости роспуска ведет к улучшению одних и ухудшению других показателей работы сортировочного комплекса. Кроме того, возможен другой подход к выбору скорости роспуска составов в зависимости от ситуации в сортировочном комплексе, что также повлияет на показатели его работы. Таким образом, только из полученного набора показателей определить лучший вариант управления выбором скорости роспуска не представляется возможным. Для решения данной задачи целесообразно использовать экономический подход и установить тот вариант управления, при котором достигается минимальная величина эксплуатационных расходов на расформирование составов.

## 7.2. Техничко-экономическое обоснование выбора скорости роспуска

Экономическая эффективность выбора скорости роспуска составов в зависимости от ситуации в сортировочном комплексе может быть оценена суммарной величиной эксплуатационных расходов  $\mathcal{E}_{ск}$ , связанных с расформированием составов. Учитывая, что на процесс функционирования сортировочного комплекса влияют случайные факторы, эксплуатационные расходы определяются не по одному составу, а как среднее значение на множестве реализаций процесса расформирования за период моделирования

$$e_{ск} = \frac{\mathcal{E}_{ск}}{N_{пер}}, \quad (7.1)$$

где  $N_{пер}$  – число, составов расформированных за период моделирования.

Эксплуатационные расходы по варианту могут быть определены как

$$\mathcal{E}_{ск} = \mathcal{E}_{ман} + \mathcal{E}_{т} + \mathcal{E}_{повр} + \mathcal{E}_{пр}, \quad (7.2)$$

где  $\mathcal{E}_{ман}$  – расходы на выполнение маневровой работы;

$\mathcal{E}_{т}$  – расходы, связанные с торможением отцепов;

$\mathcal{E}_{повр}$  – расходы, вызванные потерями от повреждения вагонов на горках при их соударениях с повышенной скоростью;

$\mathcal{E}_{пр}$  – расходы, связанные с простоем вагонов в парках приема и сортировочном.

Для решения поставленной задачи выполняются детальные расчеты расходов на маневровую работу с использованием системы единичных норм [90]:

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_{\text{ман}} = & R_{\text{л}} e_{R_{\text{л}}} + R_{\text{с}} e_{R_{\text{с}}} + R_{\text{т}} e_{R_{\text{т}}} + G e_G + t (e_{\mu\text{л}} + e_{\mu\text{с}} + m e_{n\text{л}} \cdot 10^{-3}) + \\ & + l (e_{\mu\text{с}} \cdot 10^{-3} + m e_{n\text{с}} \cdot 10^{-3} + (P + Q) e_{pl} \cdot 10^{-6}), \end{aligned} \quad (7.3)$$

где  $R_{\text{л}}$  – механическая работа маневрового локомотива, тыс. ткм;

$R_{\text{с}}$  – механическая работа сил основного сопротивления, тыс. ткм;

$R_{\text{т}}$  – механическая работа сил торможения, тыс. ткм;

$e_{R_{\text{л}}}$ ,  $e_{R_{\text{с}}}$ ,  $e_{R_{\text{т}}}$  – единичные нормы расходов, относимых соответственно на механическую работу маневрового локомотива, работу сил основного сопротивления и сил торможения, грн/тыс. ткм;

$G$  – расход дизельного топлива, т;

$e_G$  – расходы, грн. на 1 т дизельного топлива;

$t$  – продолжительность маневрового полурейса, ч;

$m$  – число вагонов в составе;

$l$  – длина полурейса, км;

$e_{\mu\text{л}}$ ,  $e_{\mu\text{с}}$ ,  $e_{n\text{л}}$  – единичные нормы расходов соответственно на 1 локомотиво-ч, 1 бригадо-ч и на 1000 вагоно-ч;

$e_{\mu\text{с}}$ ,  $e_{n\text{с}}$  – единичные нормы расходов соответственно на 1000 локомотиво-км и вагоно-км;

$e_{pl}$  – единичная норма расходов на  $10^6$  т·км брутто.

С помощью выражения (7.3) определяются расходы на каждый маневровый полурейс с подразделением по видам (заезд, надвиг, роспуск, осаживание, вытягивание вагонов из сортировочного парка) с последующим их суммированием за весь период моделирования.

Значения параметров  $R_{\text{л}}$ ,  $R_{\text{с}}$ ,  $R_{\text{т}}$  должны определяться в процессе имитационного моделирования работы сортировочного комплекса отдельно для каждого маневрового перемещения с учетом параметров маршрута и режима движения состава.

Расход топлива  $G$  рассчитывается в соответствии с Правилами тяговых расчетов [91] в зависимости от типа используемых локомотивов.

Затраты на электроэнергию для регулирования скорости скатывания

отцепов при расформировании состава определяются по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{эл}} = e_{\text{эл}}(q_{\text{лг}} n_{\text{зг}} + q_{\text{лп}} n_{\text{зп}}), \quad (7.4)$$

где  $e_{\text{эл}}$  – стоимость 1 кВт·ч электроэнергии, грн;

$q_{\text{лг}}, q_{\text{лп}}$  – затраты электроэнергии при одном срабатывании замедлителя, установленного, соответственно, на спускной части горки и сортировочных путях, кВт·ч;

$n_{\text{зг}}, n_{\text{зп}}$  – число включений замедлителей по маршруту скатывания, соответственно, на спускной части горки и сортировочных путях за период моделирования.

Расходы на ремонт поврежденных за период моделирования вагонов могут быть определены как [8]:

$$\mathcal{E}_{\text{повр}} = 0,00000143 \cdot e_{\text{р}} \cdot n_{\text{ваг}} \cdot \bar{V}_{\text{с}}^{3,865}, \quad (7.5)$$

где  $e_{\text{р}}$  – средняя стоимость ремонта одного поврежденного вагона, тыс. грн;

$n_{\text{ваг}}$  – общее число вагонов в составах, расформированных за период моделирования;

$\bar{V}_{\text{с}}$  – средняя скорость соударения отцепов.

Расходы, связанные с простоем вагонов в парках сортировочного комплекса (парк приема и сортировочный парк) могут быть определены как

$$\mathcal{E}_{\text{пр}} = e_{\text{вч}} \sum_{i=1}^{m_{\text{ваг}}} t_i, \quad (7.6)$$

где  $t_i$  – время нахождения одного вагона в сортировочном комплексе;

$m_{\text{ваг}}$  – общее число вагонов, которое было убрано из сортировочного парка в парк отправления за период моделирования;

$e_{\text{вч}}$  – стоимость 1 вагоно-часа, грн.

Для расчета расходов, связанных с простоем вагонов в парках сортировочного комплекса, в модели необходимо фиксировать момент  $T_{\text{при}}$  поступления каждого вагона в парк приема (момент прибытия соответ-

ствующего поезда) и момент  $T_{\text{оти}}$  его уборки из сортировочного парка (момент начала перестановки в парк отправления); тогда время  $t_i$  можно определить как:

$$t_i = T_{\text{оти}} - T_{\text{при}} \quad (7.7)$$

Таким образом, данная методика позволит достаточно точно определить эксплуатационные расходы сортировочного комплекса за период моделирования по всем сравниваемым вариантам режимов расформирования составов и выбрать лучший вариант, обеспечивающий минимум указанных расходов.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Правила и нормы проектирования сортировочных устройств на железных дорогах Союза ССР. ВСН 207 - 89. - М.: Транспорт, 1992. - 104 с
2. Правдин Н.В. Анализ существующих методов расчета сортировочных горок. // Транспорт: наука, техника, управление – 2004, № 5, с. 22-27
3. Бессоненко С. А. Комплексный расчет уклонов продольного профиля спускной части и высоты сортировочной горки по вероятностным показателям. // Транспорт: наука, техника, управление – 2006, № 7, с. 12-19
4. Правдин Н. В. Определение уклонов скоростных участков и тормозных позиций на спускной части сортировочной горки [Текст] / Н. В. Правдин, С. А. Бессоненко // Транспорт: наука, техника, управление – 2008. - № 9. - с. 6-10
5. Правдин Н. В. Расчет параметров сортировочной горки с учетом случайных ходовых свойств отцепов [Текст] / Н. В. Правдин, С. А. Бессоненко // Транспорт: наука, техника, управление – 2007. - № 7. - с. 8-15
6. Бессоненко С. А. Оптимизация параметров сортировочной горки по времени расформирования составов. // Транспорт: наука, техника, управление – 2007, № 9, с. 30-34
7. Архангельский Е. В., Сухопяткин А. Н. Расчет и проектирование сортировочных горок повышенной, большой и средней мощности / Учебное пособие, М.: 1994.
8. Пособие по применению правил и норм проектирования сортировочных устройств. // Муха Ю.А., Тишков Л.Б., Шейкин В.П. и др. – М: Транспорт, 1994. – 220 с.
9. Дашков М.Г. К вопросу проектирования ступенчатого профиля спускной части сортировочной горки. // Повышение эффективности эксплуатационной работы железных дорог. – Межвуз. сб. научн. тр. Новосибирск, 1987.
10. Топчієв М.П. Аналіз конструкції поздовжнього профілю насувної частини сортувальних пристроїв станцій залізниць України / М.П. Топчієв, В.С. Алейник, І.В. Берестов, М.І. Данько, О.М. Огар // Збірник наукових праць / УкрДАЗТ. - Харків, 2004. - Вип. 62. с.67-75.

11. Божко Н. П. Исследование конструкций плана и профиля сортировочных горок с помощью ЭВМ / Совершенствование технологии перевозок и увеличение пропускной способности железных дорог // Труды МИИТа, М. 1983. – вып. 736 с.14-16.

12. Божко Н. П. Оптимизация конструкции продольного профиля сортировочной горки Совершенствование технических устройств и технологии управления процессом расформирования составов на сортировочных горках: Межвуз. сб. научн. тр. – Днепропетровск: ДИИТ, 1986. –с. 13-25.

13. Огарь А.Н. Методика оптимизации значений уклонов элементов продольного профиля сортировочных горок. // Информационно-управляющие системы на железнодорожном транспорте, 2001. №3 с. 18 – 22.

14. Берестов И. В. Теоретические основы оптимизации параметров сортировочных горок // Информ.-управл. системы на ж.-д. трансп. – 1997. – №4. – с. 34 – 37.

15. Розсоха О.В. Напрямки удосконалення конструкцій гіркових горловин сортувальних пристроїв з позиції ресурсозбереження / О.М. Огар, О.В. Розсоха // Восточно-Европейский журнал передовых технологий. – 2007. – № 5/2(29). с. 54-58.

16. Данько М.І. Дослідження ефективності застосування нових гіркових горловин. / М.І. Данько, І.В. Берестов, О.М. Огар, О.В. Розсоха // Залізничний транспорт України – 2008, № 1, с.18-21.

17. Огар О.М., Розсоха О.В. Сфери застосування нових гіркових горловин // Зб. наук. праць. – Донецьк: ДонІЗТ, 2009. – Вип. 17. с. 5–8

18. Огар О.М., Мойсеєнко В. І., Розсоха О.В. Аналіз існуючих методів оцінки конструкцій гіркових горловин Зб. наук. праць. – Харків: УкрДАЗТ, 2009. – Вип. 102. с. 5–14.

19. Данько М.І. Математична модель визначення раціонального варіанту механізації сортувальних гірок при застосуванні нових конструкцій гіркових горловин / М.І. Данько, О.М. Огар, О.В. Розсоха // Зб.наук.праць. – Донецьк: ДонІЗТ. – 2009. – Вип.19 – с. 5-12.

20. Бузанов С.П., Карпов А.М., Рыцарев М.А. Проектирование механизированных и автоматизированных сортировочных устройств. М.: Транспорт, 1965

21. Павлов В.Е. Элементы оптимального проектирования плана

горловины автоматизированной сортировочной горки. // Железнодорожные системы автоматики и телемеханики с применением бесконтактных элементов: Сб. научн. тр. ЛИИЖТа. - Вып. 314. - Л.: Транспорт, 1971. - с. 148 - 155.

22. Савченко И.Е. Усовершенствованный метод расчета элементов плана горочной горловины сортировочного парка / И.Е. Савченко, В.К. Ивашкевич, И.С. Романов, А.В. Минеев // Межвуз. сб. науч. трудов. – Москва: МИИТ. – 1976. – Вып. 507. – с. 17-22

23. Ивашкевич В.К. Основы методики поисковой оптимизации при аналитическом расчете координат головы сортировочного парка / В.К. Ивашкевич // Труды МИИТа. – Москва. – 1976. – Вып. 548. – с. 91-94.

24. Мацкель С.С. Расчет углов поворота кривых при проектировании плана головы сортировочного парка с помощью ЭВМ / С.С. Мацкель, У.Т. Туляганов // Методич. указание: Ташк. ин-т инж-в ж.-д. транспорта, кафедра ж.-д. станций и узлов. – Ташкент, 1976. – 21 с.

25. Муха Ю.А., Бобровский В.И. Использование ЭВМ при расчете плана горочной горловины сортировочного парка // Применение вычислительной техники в учебном процессе: Труды вузов МПС. - Вып. 591. - М.: МИИТ. - 1977. - с. 140 - 147.

26. Чернов В.Н. Автоматизация масштабного проектирования и расчета сортировочных горок. Вестник Ростовского гос. у-та путей сообщ. 2004, №4 с.83-87.

27. Иванков А.Н., Иванкова Л.Н. Проектирование сортировочных горок: Учебное пособие. – Иркутск: ИрГУПС, 2005. – 137 с.

28. Акулиничев В. М., Колодий Л. П. Расчет и проектирование сортировочных горок большой и средней мощности: Учебное пособие. – М.: 1981. – 60 с.

29. Бобровский В.И., Колесник А.И., Ельникова Л.О. Область допустимых углов поворота кривых в горочной горловине // Проблемы и перспективы развития железнодорожного транспорта: Тезисы LXX Международной научно-практической конференции. – Д. :ДИИТ, 2010 – с. 117-118.

30. Бобровский В. И. Автоматизация проектирования стрелочных горловин сортировочных парков [Текст] / В. И. Бобровский // Совершенствование технических устройств и технологии управления

процессом расформирования составов на сортировочных горках: Межвуз. сб. научн. тр. – Д.: ДИИТ, 1986. – с. 42–49

31. Бобровський В. І, Колесник А. І. Определение рациональных параметров кривых спускной части горочной горловины // Интеграция Украины в международную транспортную систему: Тезисы II-й междунар. научно-практ. конф. – Д.: ДНУЖТ, 2010. – с. 19-20.

32. Берестов І.В. Нормування енерговитрат гіркових електровозів [Текст] / І. Берестов, С. Похилко // Збірник наукових праць Київського університету економіки і технологій транспорту. Сер. Транспортні системи і технології. - К. : КУЕТТ, 2004. - Вип. 5. - с. 9-15.

33. Похилко, С. П. Визначення оптимальних режимів роботи електровозу ВЛ8 при виконанні гіркових операцій [Текст] / С.П. Похилко // Інформ.-керуючі системи на залізн. трансп. - 2005. - №1/2. - с. 107-112

34. Данько, М. І. Підхід до прогнозування паливно-енергетичних витрат при розформуванні составів [Текст] / М.І. Данько, В.Ф. Чеклов // Інформ.-керуючі системи на залізн. трансп. - 2004. - №2. - с. 58-62

35. Калабухін, Ю. С. Методологія та результати оцінки техніко-економічних показників використання сучасних маневрових тепловозів для роботи на маневровій гірці [Текст] / Ю. С. Калабухін // Збірник наукових праць Української державної академії залізничного транспорту. - Харків, 2009. - Вип. 110. - с. 19-21

36. Бледный, А. М. Исследование режимов работы маневровых локомотивов на сортировочных горках / А.М. Бледный // Вопросы механизации и автоматизации сортировочного процесса на железнодорожных станциях : Труды ДИИТа / ДИИТ. - Днепропетровск, 1975. - Вып. 160/8. - с. 67-77

37. Бледный А. М. Техничко-економическое обоснование оптимальных параметров маневровых локомотивов для горочной работы / А.М. Бледный // Вопросы механизации и автоматизации сортировочного процесса на станциях : Труды ДИИТа. - Днепропетровск, 1976. - Вып. 181/10. - с. 75-91

38. Назаров Л. С., Назаров С. Л. Повышение эффективности маневровой работы [Текст] / Назаров Л. С., Назаров С. Л.// Ж.-д. трансп.. - 2001- № 8, - с. 56-57

39. Топчиев Н. П. Совершенствование технологии работы технических средств сортировочных станций на основе

ресурсосбережения [Текст] / Н.П. Топчиев // Новини науки Придніпров'я. Сер. Інж. дисципліни. - 2004. - №2. - с. 44-47

40. Долаберидзе А. М. Совершенствование технологии работы сортировочной горки [Текст] : сборник научных трудов / А.М. Долаберидзе, В.И. Крячко // Автоматизированные системы управления технологическими процессами на сортировочных станциях магистрального и промышленного транспорта: Межвузов. сб. науч.тр. / ДИИТ. - Днепрпетровск, 1985. - Вып. 244/14. - с. 68-74

41. Баратова Н.В., Вахитова Л.В. К вопросу о повышении перерабатывающей способности сортировочной горки при параллельном роспуске составов. / ҚазҰту хабаршысы – Вестник КазНТУ. – Алматы, 2010. – Вып 1. – с. 45-50.

42. Александрова Н.Б., Кокоша К.В. Повышение перерабатывающей способности сортировочной горки при параллельном роспуске составов / Актуальные проблемы развития транспортного комплекса: Материалы 5 Всероссийской научно-практической конференции, Самара, 25-27 февр., 2009. Самара: СамГУПС. 2009, с. 5-7

43. Луханін М. І. Оптимізація процесу розформування составів на сортувальних станціях [Текст] : сборник научных трудов / М.І. Луханін, В.Ф. Чеклов, С.П. Похилко // Зб. наук. праць / Донец. ін-т заліз. трансп. УкрДАЗТу. - Донецьк, 2006. - Вип. 5. - с. 54-61

44. Шейкин В.П. Механизация сортировочных горок. // Ж.-д. трансп. -1995- № 10, - с. 72-74.

45. Кобзев В.А. Новый вагонный замедлитель КЗ-5 для сортировочных горок // Автоматика, связь, информатика, 2000. №11 с. 8 – 10.

46. Моргачев В.Д. и др. Создание эффективных электромагнитных вагозамедлителей // Автоматика, телемеханика и связь, 1991. №9 с. 6 – 7.

47. Нагорный Е.В., Мороз В.И. и др. Разработка конструкции вагонного замедлителя для систем АРС на сортировочных горках // Залізничний транспорт України, 1998. №4-5 с. 31 – 33

48. Шейкин В.П. Снижение расхода энергоресурсов для торможения вагонов на сортировочных горках. // Вестник ВНИИЖТа – 1996 - №3 - с. 24-27

49. Шейкин В.П. Влияние способов управления вагонными замедлителями на расход энергоресурсов // Вестник ВНИИЖТ, 1981. №5, с. 15 – 17.

50. Образцов В.Н. К вопросу о тяговых расчетах сортировочных горок // Труды МИИТа. - Вып. 9. - М., 1928. - с. 129 - 152.

51. Шафит Е.М. Дифференциальные уравнения скатывания отцепов с сортировочной горки при различных способах аппроксимации продольного профиля // Вопросы механизации и автоматизации сортировочных горок: Труды ДИИТ. - Вып. 52. - М.: Транспорт, 1965. - с. 55 - 72.

52. Муха Ю. А., Бобровский В. И. Моделирование на ЭЦВМ процесса скатывания отцепов с сортировочной горки // Вопросы механизации и автоматизации сортировочного процесса на станциях: Труды ДИИТа. - Вып. 90/6. - Днепропетровск, 1969. - с. 53 - 63.

53. Бобровский В. И. Оценка эффективности систем автоматизации сортировочного процесса методом моделирования: Дис. канд. техн. наук: 05.22.08. - Днепропетровск, 1973. - 236 с.

54. Ахвердиев К.С., Алибеков Б.И., Жуков В.П. Оптимальный горочный профиль и динамика скатывания отцепа по нему // Транспорт: наука, техника, управление, ВИНТИ. - 1991. - №8. - с. 13 - 18.

55. Тененбаум Э. М., Скиба Е. П., Москвичева Т. Е. Исследование автоматизированного роспуска составов на имитационной модели Автоматизированные системы управления технологическими процессами на сортировочных станциях магистрального и промышленного транспорта: Межвуз. сб. науч. тр. - Вып. 244/14. - Днепр: ДИИТ, 1985. - с. 37 - 45

56. Бобровский В.И., Горбачева И.А., Муратов А.А. Моделирование управляемого скатывания отцепов на автоматизированных сортировочных горках Механизация и автоматизация сортировочного процесса на станциях: Межвуз. сб. науч. тр. / ДИИТ. - Днепропетровск, 1983. - Вып. 229/15. - с. 22-29

57. Божко Н.П. Моделирование работы тормозных позиций на сортировочной горке // Механизация и автоматизация сортировочного процесса на станциях: Межвуз. сб. науч. тр. / ДИИТ. - Днепропетровск, 1978. - Вып. 197/12. - с. 73-87.

58. Рогов Н.В., Божко Н.П., Козаченко Д.Н. Имитационная модель скатывания отцепов с регулируемой зоной торможения Проблемы и перспективы развития ж.д. транспорта: Тезисы LXV междунар. научно-практ. конф. – Д.: ДИИТ, 2005. – с. 109-110.

59. Жуковицкий И. В. Разработка стохастической имитационной модели цифровой системы управления замедлителями тормозной позиции // Информ.-управл. системы на ж.-д. трансп. – 1999. – №2. – с. 9 – 13.

60. Жуковицкий И. В. Цифровая система управления скоростью движения объекта на базе управляющей ЭВМ // Праці V конференції з автоматичного управління «Автоматика–98»: Київ, ч. IV. – 1998. с.86–92.

61. Бобровський В.І., Козаченко Д.М., Коробйова Р.Г. Моделювання роботи вагонних уповільнювачів в задачах дослідження сортувального процесу // Заліз. тр-т України. – 2010. - №1. – с. 5 – 8.

62. Устенко А. Б., Муратов А. А., Жуковицкий И. В. К вопросу об использовании микроЭВМ для управления вагонозамедлителями Межвуз. сб. науч. тр. / ДИИТ. - Днепропетровск, 1990. - Вып. 279/17. - с. 26-31.

63. Шелухин В. И., Малышев И. Н. Универсальный модуль управления тормозными позициями // Автоматика, связь, информатика – 2000. – №5. – с.12-14.

64. Мойсенко В. И., Рябчук Н. Н. Управление тормозными средствами сортировочной горки на базе энергетической модели отцепа // Инф.-керуючі системи на залізнич. трансп.. 2000, № 4, с. 104-105.

65. Тененбаум Э. М., Москвичева Т. Е. Организация имитационной модели управляемого роспуска составов Автоматизированные системы управления технологическим процессами на железнодорожных станциях: Межвуз. сб. научн. тр. - Вып. 224/11. - Днепропетровск: ДИИТ, - 1982. - с. 61 - 69.

66. Кирлан А. И. Цифровая модель горки для исследования алгоритмов управления горочными процессами // Автоматизация управления и совершенствование эксплуатационной работы железных дорог: Сб. научн. тр. - Вып. 13. - Свердловск: УО ЦНИИ МПС, 1969. - с. 112 - 114.

67. Муха Ю. А., Бобровский В. И. Выбор оптимальных значений регулируемых параметров системы АЗСР ЦНИИ при ее внедрении // Вопросы механизации и автоматизации сортировочного процесса на железнодорожных станциях: Труды ДИИТа. - Вып. 160/8. - Днепропетровск, 1975. - с. 44 - 64.

68. Муха Ю.А., Бобровский В.И. Программа моделирования процесса скатывания отцепов с сортировочной горки на ЭЦВМ «Урал - 3» // Механизация и автоматизация сортировочного процесса на станциях:

Труды ДИИТа. - Вып. 97. - М.: Транспорт, 1970. - с. 37 - 54.

69. Пилипченко П. А. Моделирование на ЭЦВМ роспуска составов на сортировочной горке // Вопросы механизации и автоматизации сортировочного процесса на станциях: Труды ДИИТа. - Вып. 125/7. - Днепропетровск. - 1971. - с. 33 - 42.

70. Муха Ю.А., Бобровский В.И., Попов С.А. Цифровая модель процесса роспуска составов на автоматизированных сортировочных горках // Вопросы механизации и автоматизации сортировочного процесса на станциях: Труды ДИИТа. - Вып. 181/10. - Днепропетровск. - 1976. - с. 23 - 40.

71. Козаченко Д.Н., Божко Н.П., Рогов Н. В Совершенствование имитационной модели расформирования составов на сортировочных горках Проблемы та перспективи розвитку транспортних систем: Тези доп. другої наук.-практ. конф. – К.: КУЕТТ, 2004. – с. 150–151.

72. Чепцов М. Н. Моделирование движения отцепа на сортировочной горке с применением нейронных сетей. // Инф.-керуючі системи на залізнич. трансп.. 2000, № 4, с. 110.

73. Сукач Е.И. Стенд имитационного моделирования сортировочной станции железнодорожной сети. // Проблеми програмування. Моделі та засоби паралельних і розподілених програм. – 2009 – №2, с. 81 – 89.

74. Карасев С. В. Влияние конструкции горки, структуры вагонопотока и внешней среды на качество заполнения путей сортировочного парка: Автореф. Дис. канд. техн. наук: 05.22.08. - Новосибирск, 2003. - 203 с.

75. Бобровский В.И. Эргатические модели сортировочных горок. // Инф.-керуючі системи на залізнич. трансп.. 2001. - № 5 - с. 7-11.

76. Луханін М. І., Селецький В. С. Удосконалена модель підсистеми розформування поїздів на сортувальній станції // Инф.-керуючі системи на залізнич. трансп.. 2000. - № 6 - с. 71-74.

77. Лебединская Е.Н. Разработка адаптивной автоматической системы управления работой сортировочной горки / Лебединская Е.Н., Н.Н. Новгородов, Л.В. Пальчик, Е.Г. Шепилова, А.А. Явна // Вестник ВНИИЖТа – 1999 - №3 - с. 32-34

78. Конструкции и параметры стрелочных горловин автоматизированных и механизированных сортировочных горок: Альбом схем. - Л.: Гипротрансигнальсвязь, 1983. - 75 с

79. Автоматизация и механизация переработки вагонов на станциях / Ю.А. Муха, И.В. Харланович, В.П. Шейкин и др. – М.: Транспорт, 1985. – 248 с.

80. Модели, методы и алгоритмы автоматизированного проектирования железнодорожных станций: Монография // Бобровский В.И, Козаченко Д.Н., Вернигора Р.В., Малашкин В.В. – Дн-вск: Изд-во Маковецкий. 2010 – 156 с.

81. Бобровский В. И, Кудряшов А. В. Оптимизация режимов расформирования составов на сортировочных горках // Вісник Дніпропетр. нац. ун-ту заліз. трансп. ім. акад. В. Лазаряна. – Вип. 32 – Д.: Вид-во Дніпропетр. нац. ун-ту заліз. трансп. ім. акад. В. Лазаряна, 2010. – с. 224-229

82. Муха Ю.А. Исследование динамических качеств сортировочной горки // Вопросы механизации и автоматизации сортировочного процесса на железнодорожных станциях: Труды ДИИТа. - Вып. 168/9. - Днепропетровск. - 1975. - с. 19 - 29.

83. Бобровский В.И., Козаченко Д.Н. Математическая модель для оптимизации интервального регулирования скорости отцепов на горках // Информационно-управляющие системы на железнодорожном транспорте. -2003.-№3.-с.3-8.

84. Оптимизация режимов торможения отцепов на сортировочных горках: Монография // Бобровский В. И, Козаченко Д.Н., Божко Н.П., Рогов Н. В., Березовый Н.И., Кудряшов А. В. – Дн-вск: Изд-во Маковецкий. 2010 – 260 с.

85. Бобровский В. И, Вернигора Р. В., Кудряшов А. В., Ельникова Л. О. Ограничения режимов торможения отцепов на сортировочных горках // Вісник Дніпропетр. нац. ун-ту заліз. трансп. ім. акад. В. Лазаряна. – Вип. 27 – Д.: Вид-во Дніпропетр. нац. ун-ту заліз. трансп. ім. акад. В. Лазаряна, 2009.– с. 30-35.

86. Козаченко Д. М. Модель колійного розвитку для імітаційного моделювання гіркових процесів // Вісник Дніпропетровського національного університету залізничного транспорту імені академіка В. Лазаряна. – Вип. 29 – Д.: Вид-во Дніпропетр. нац. ун-ту заліз. трансп. ім. акад. В. Лазаряна, 2009., с 53-57

87. Козаченко Д. М. Оптимизация продольного профиля железнодорожных станций // Актуальные проблемы развития

транспортных систем и строительного комплекса: Труды международн. научн.–практ конф. – Гомель: БелГУТ, 2001, с 235-236

88. Козаченко Д. М. Моделювання скочування відчепа як динамічної системи взаємопов'язаних вагонів // Збірник наукових праць Донецького інституту залізничного транспорту української державної академії залізничного транспорту. – вип. 20 – вид-во ДонІЗТ, 2009, с 5-15

89. Муха, Ю. А. Скорости соударения отцепов и «окна» образующиеся на путях сортировочного парка [Текст] / Ю. А. Муха, В. И. Бобровский, В. З. Яневич, А. М. Бледный // Вопросы механизации и автоматизации сортировочного процесса на железнодорожных станциях: Тр. ДИИТа. - Вып. 160/8. - Д.: ДИИТ. - 1975. - С. 98-102

90. Методические указания по сравнению вариантов проектных решений железнодорожных линий, узлов и станций.-М.: ВПИТРАНССТРОЙ,1988.- 468 с.

91. Правила тяговых расчетов для поездной работы. – М.: Транспорт, 1985. 287 с.

## ПРИЛОЖЕНИЕ А

### Динамика скатывания расчетных отцепов с горки при различных вариантах профиля

В приложении приведены графики скорости  $V(S)$  и времени  $t(S)$  свободного скатывания отцепов, а также разностей значений их скорости  $\Delta V(S)$  и времени  $\Delta t(S)$  при различных вариантах профиля горки, параметрах отцепов и условий их скатывания, полученных в результате имитационного моделирования.

Данные об уклонах элементов профиля скоростного участка горки по вариантам 3-х рассмотренных групп приведены в табл. А.1.

Таблица А.1

Уклоны элементов профиля скоростного участка горки

Группа	Вариант	Уклоны	
		$i_1$	$i_2$
1	1	48,90	23,90
	2	43,90	
	3	38,90	
2	1	48,90	23,90
	2		21,42
	3		18,94
3	1	48,90	23,90
	2	43,90	26,38
	3	38,90	28,86

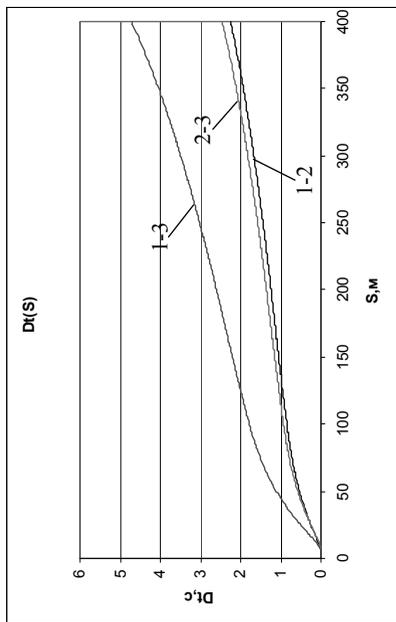
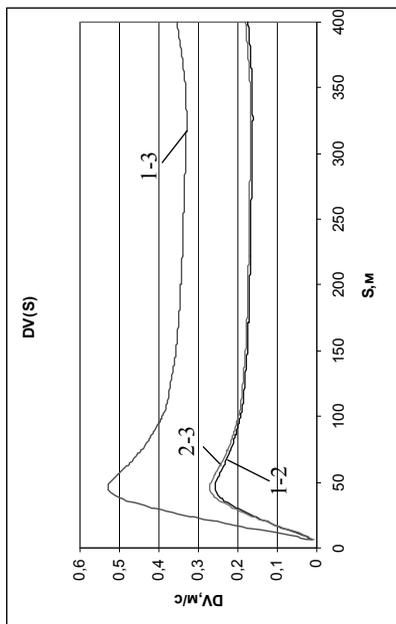
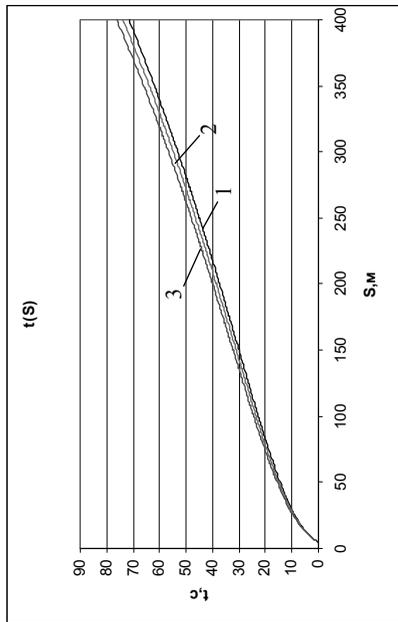
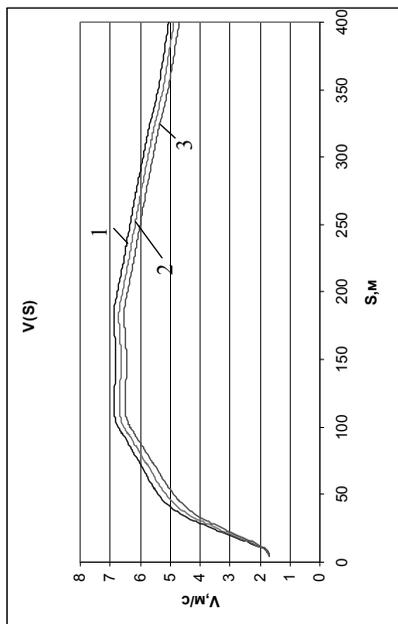
На каждом рисунке приведено по 4 семейства графиков:

- графики скорости скатывания  $V(S)$ ;
- графики времени скатывания  $t(S)$ ;
- графики разностей скорости скатывания  $\Delta V(S)$ ;
- графики разностей времени скатывания  $\Delta t(S)$ .

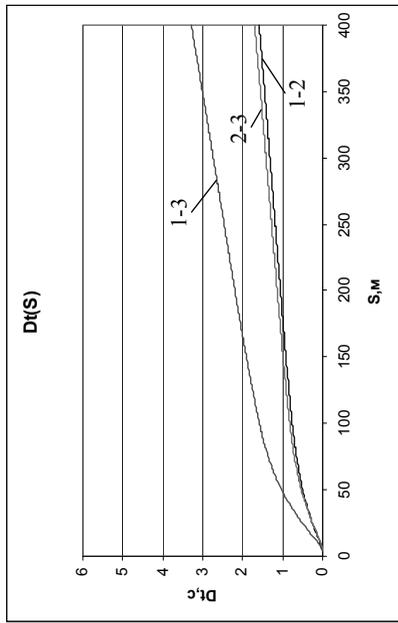
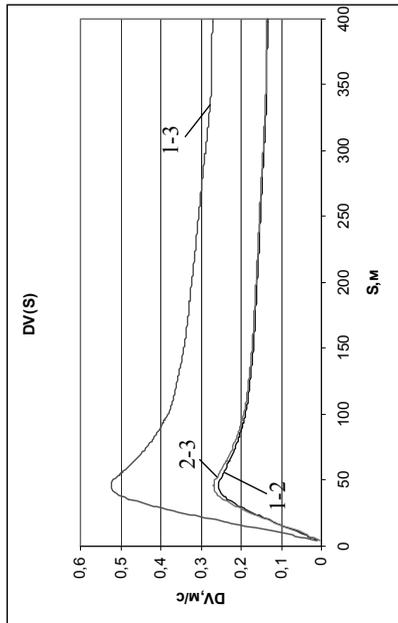
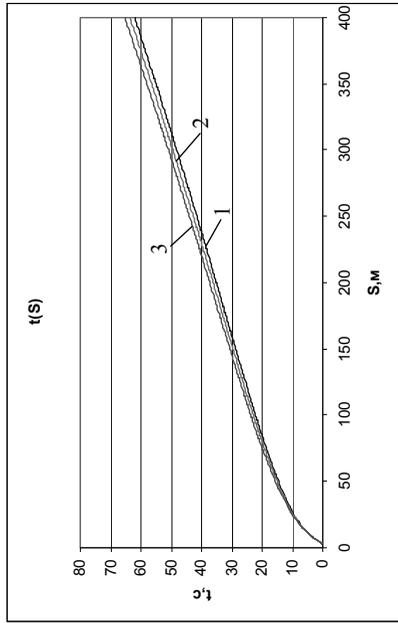
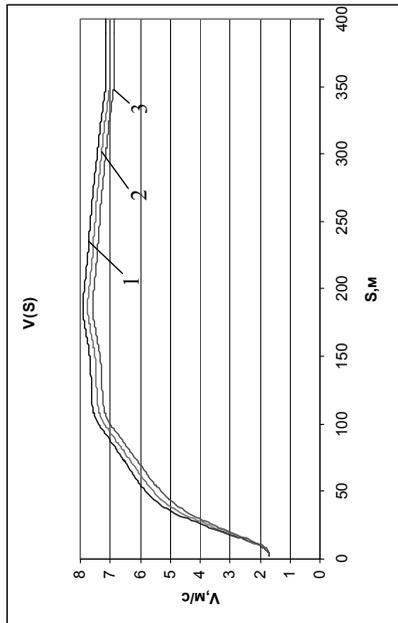
Каждое семейство графиков скорости и времени включает 3 графика для 3-х различных конструкций профиля одной группы вариантов, полученных при скатывании одного из расчетных отцепов (ОП, ОХ) в заданных условиях (благоприятные, неблагоприятные).

Каждое семейство графиков разностей значений скорости и времени включает 3 графика:

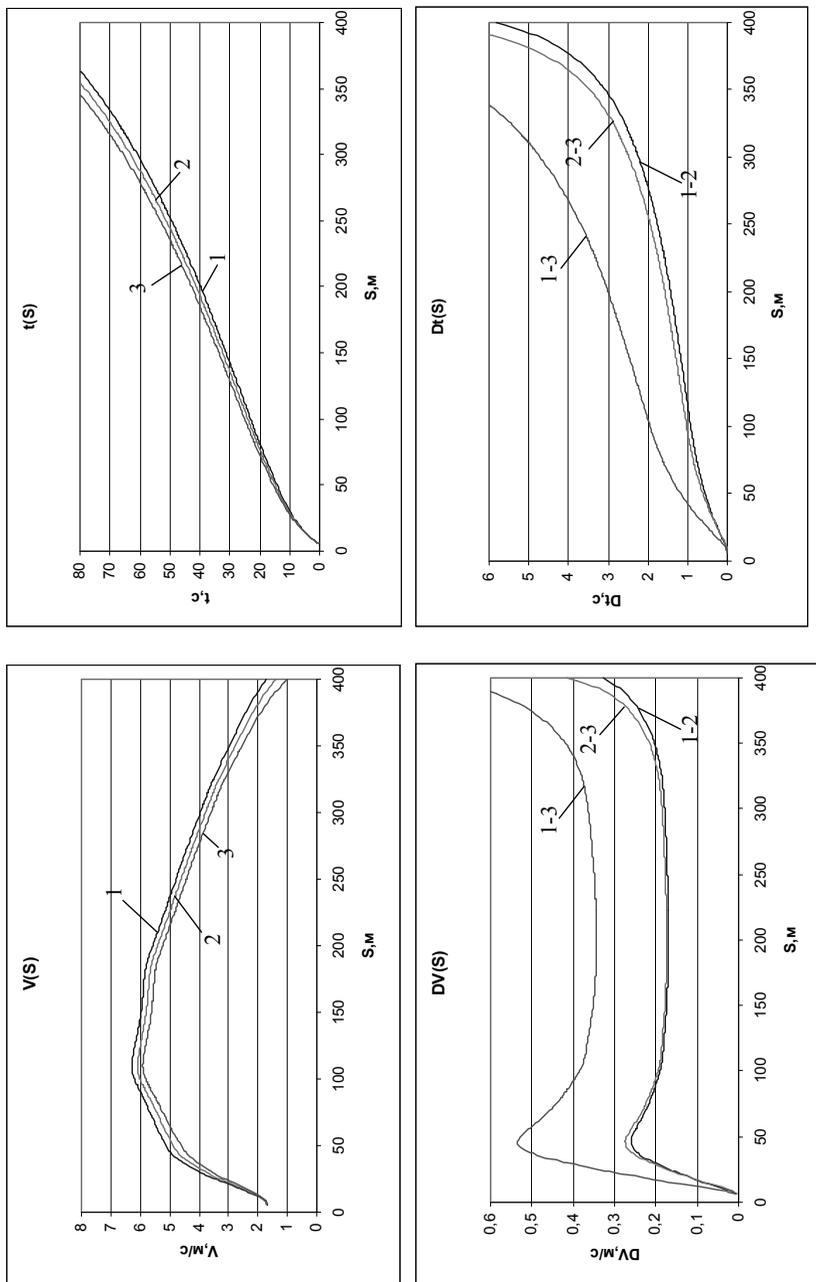
- разности значений скорости  $\Delta V(S)$  (времени  $\Delta t(S)$ ) скатывания, полученных при вариантах 1-2 профилей группы;
- то же, при вариантах 2-3;
- то же, при вариантах 1-3.



**Рисунок А.1** – Динамика скатывания отцела ОП в благоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 1



**Рисунок А.2** – Динамика скатывания отледа ОХ в благоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 1



**Рисунок А.3** – Динамика скатывания отцела ОП в неблагоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 1

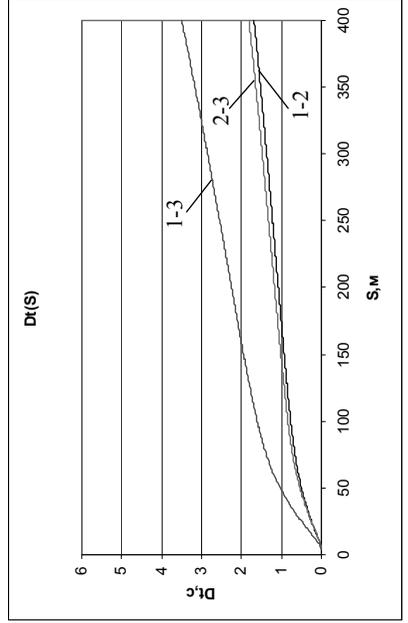
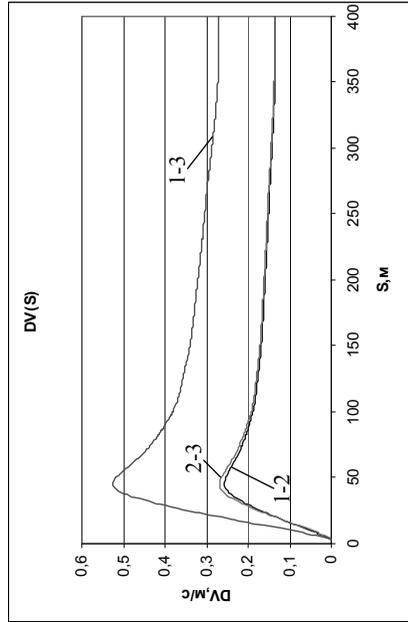
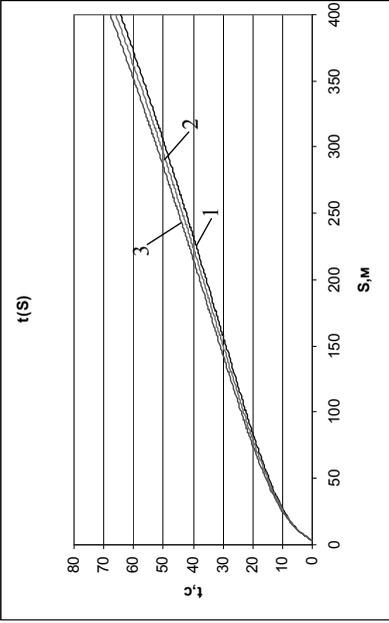
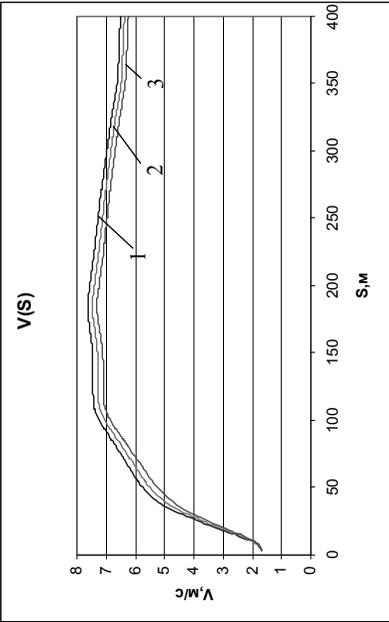


Рисунок А.4 – Динамика скатывания отцела ОХ в неблагоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 1

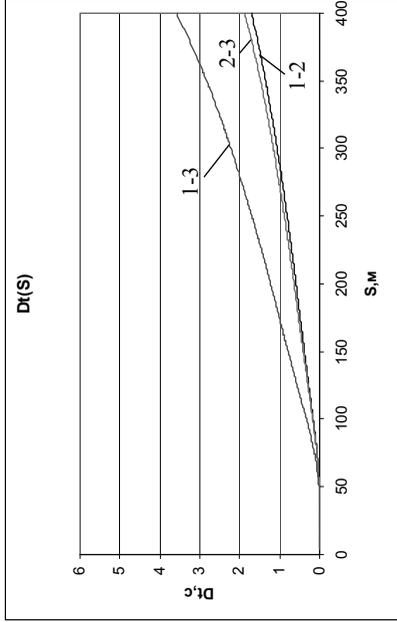
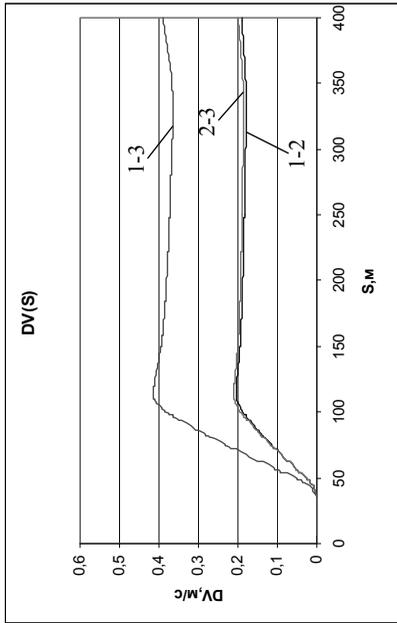
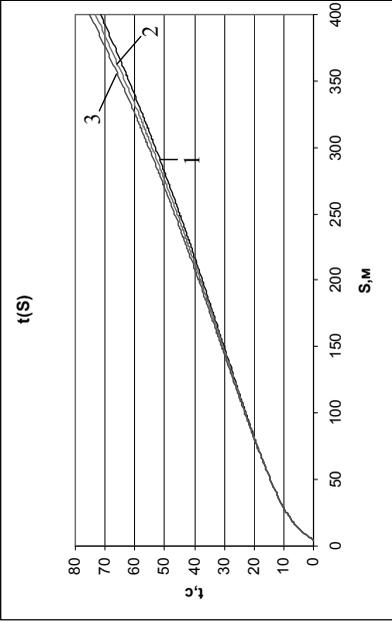
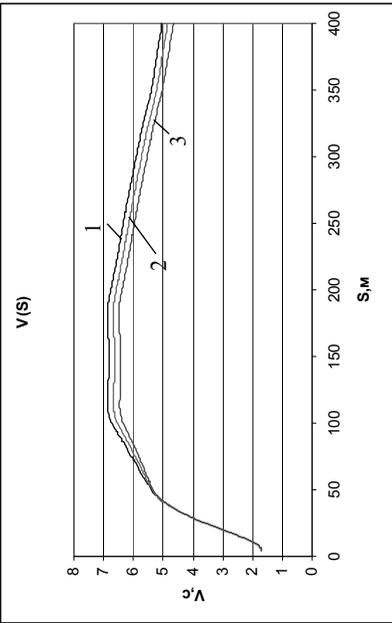


Рисунок А.5 – Динамика скатывания отцела ОП в благоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 2

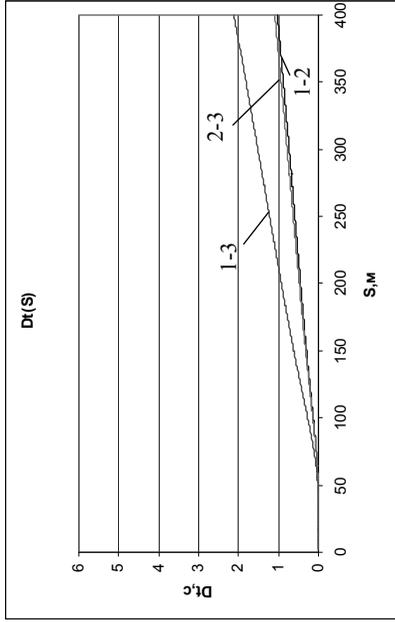
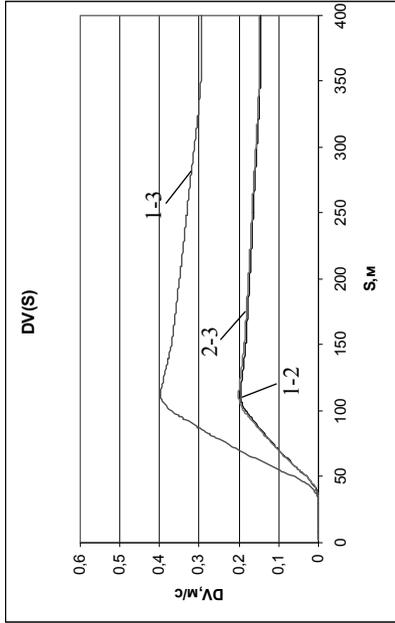
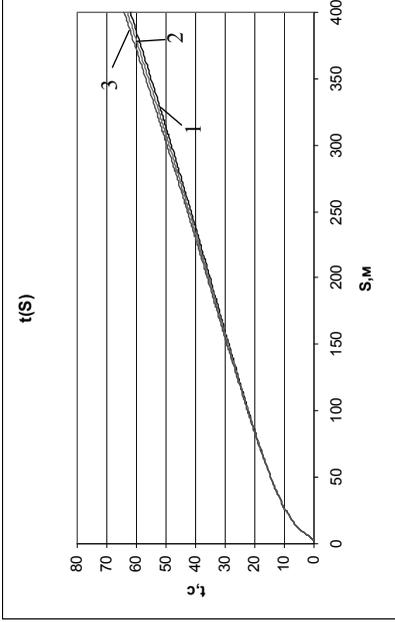
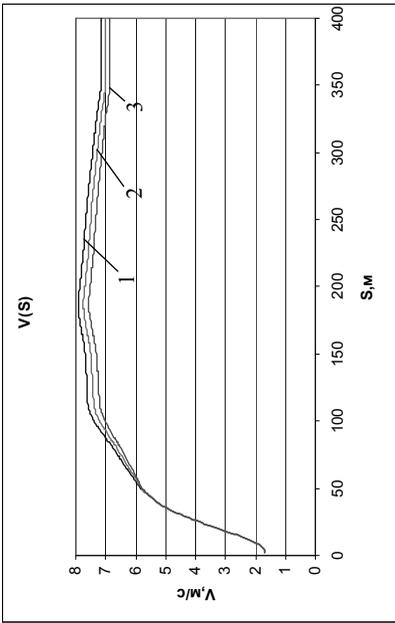


Рисунок А.6 – Динамика скатывания отцепла ОХ в благоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 2

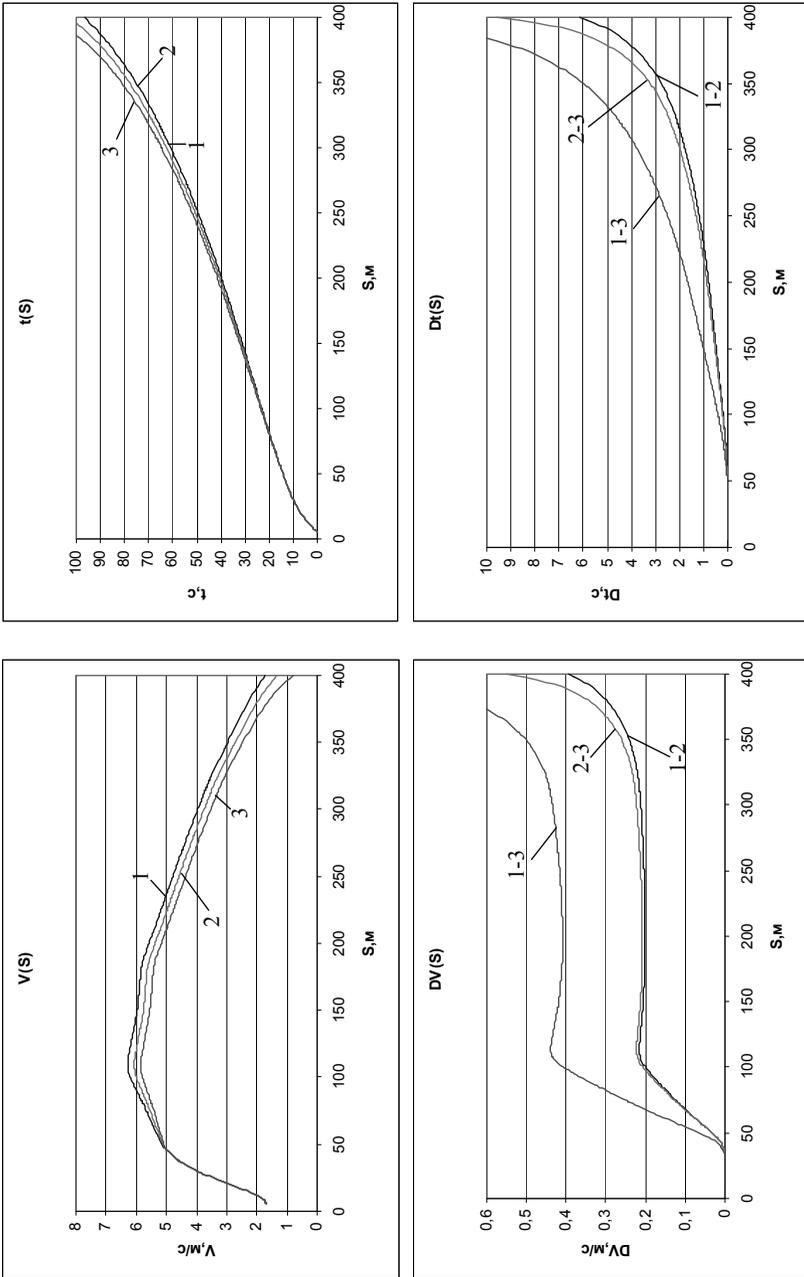
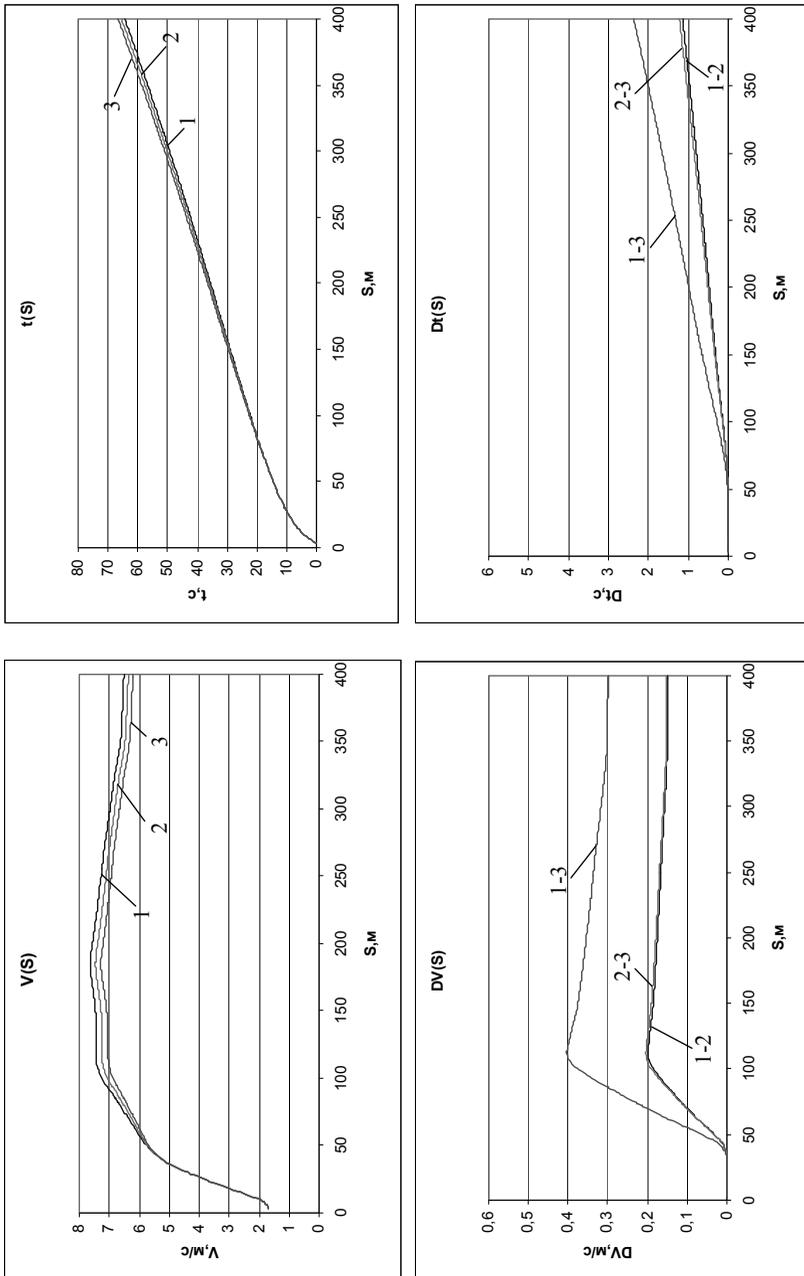


Рисунок А.7 – Динамика скатывания отцепа ОП в неблагоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 2



**Рисунок А.8** – Динамика скатывания отцепа ОХ в неблагоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 2

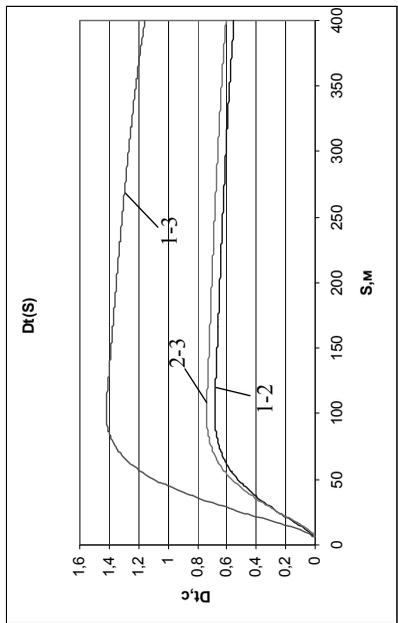
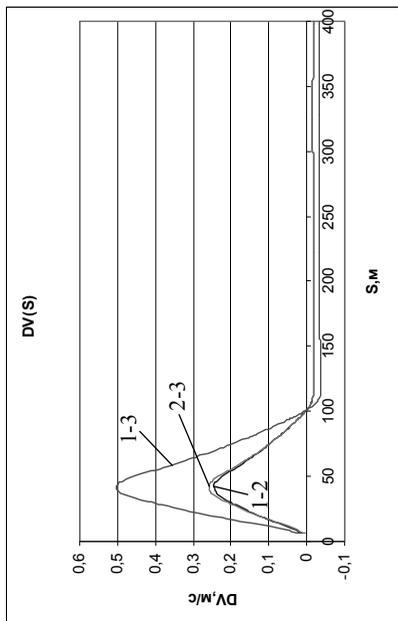
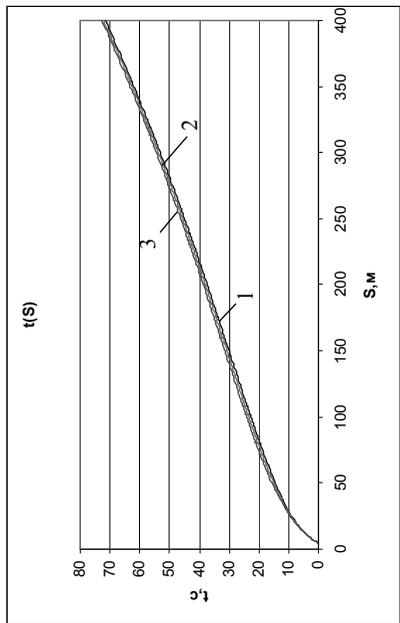
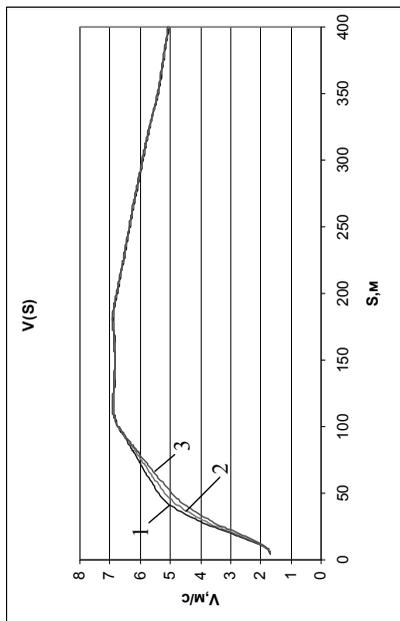


Рисунок А.9 – Динамика скатывания отщела ОП в благоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 3

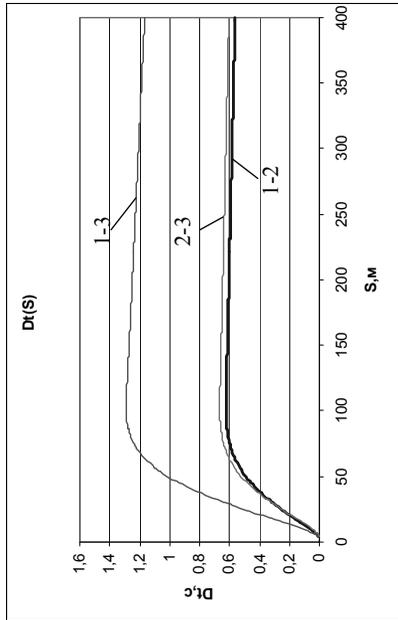
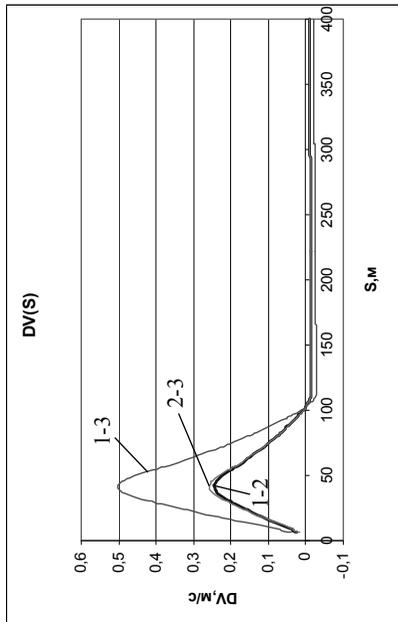
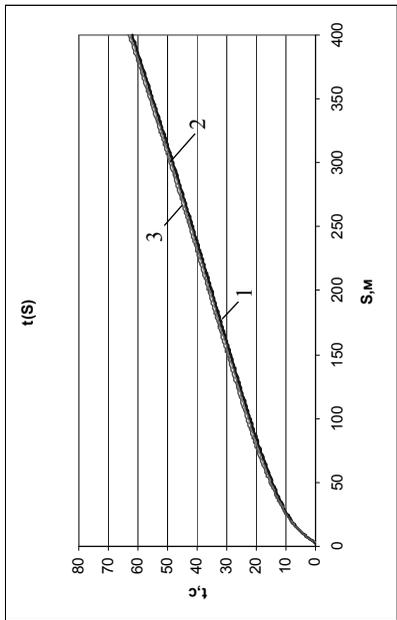
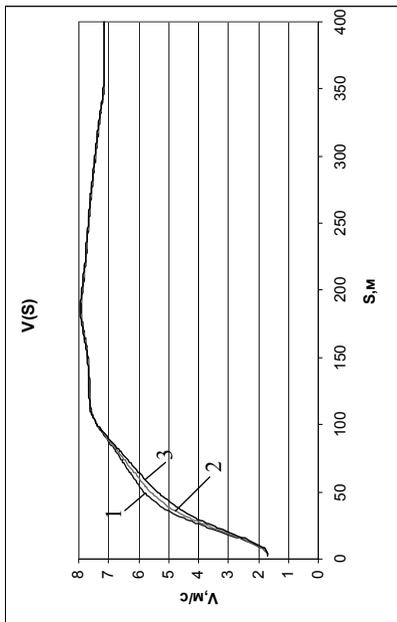


Рисунок А.10 – Динамика скатывания отцепа ОХ в благоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 3

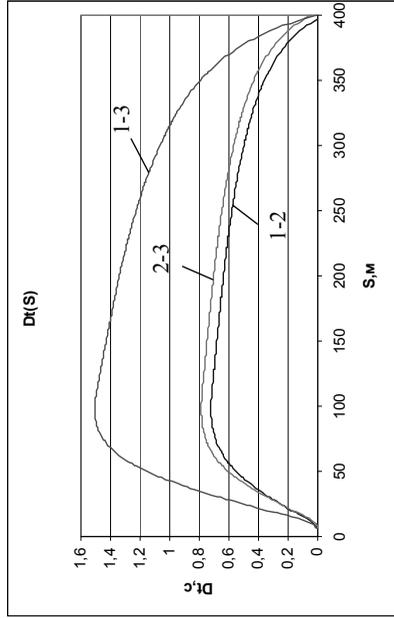
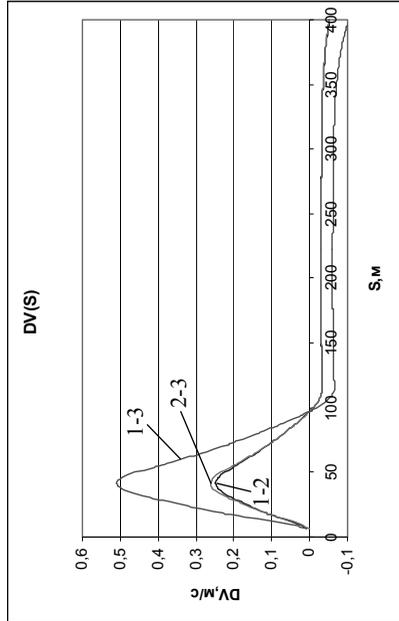
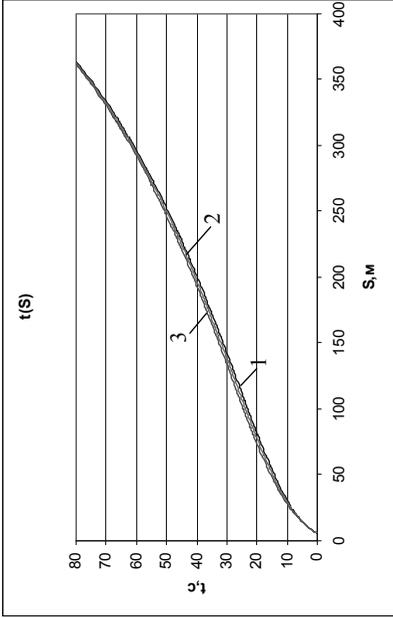
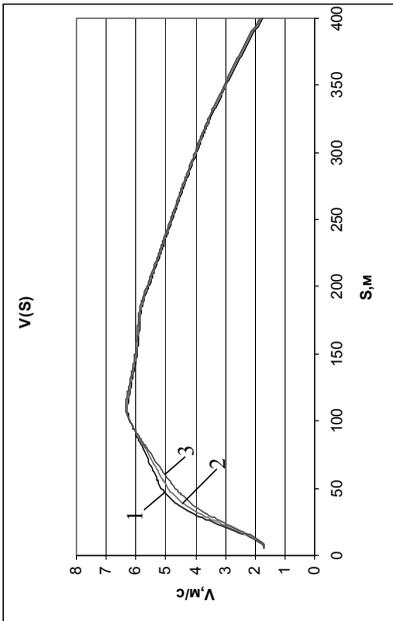


Рисунок А.11 – Динамика скатывания отцепа ОП в неблагоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 3

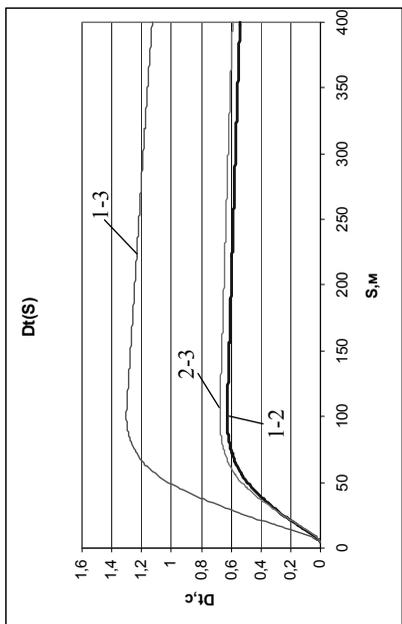
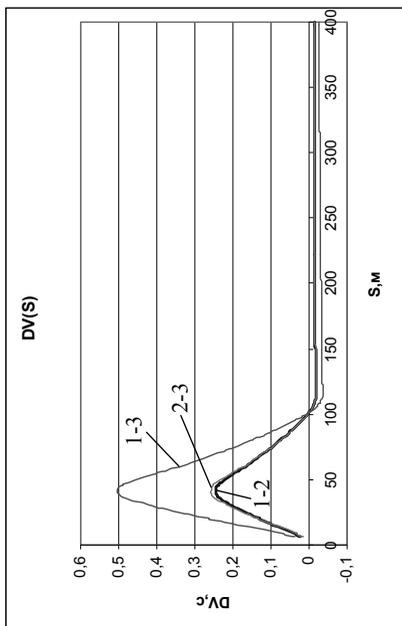
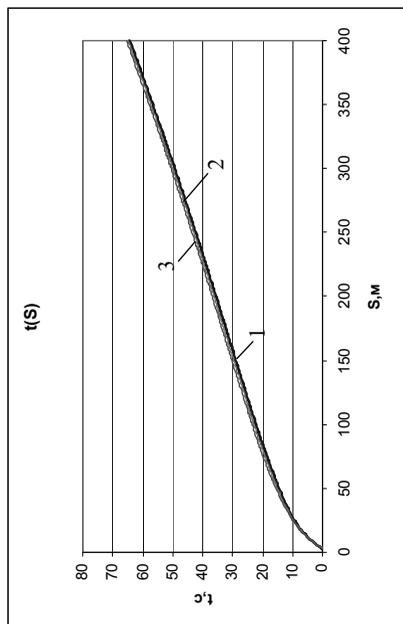
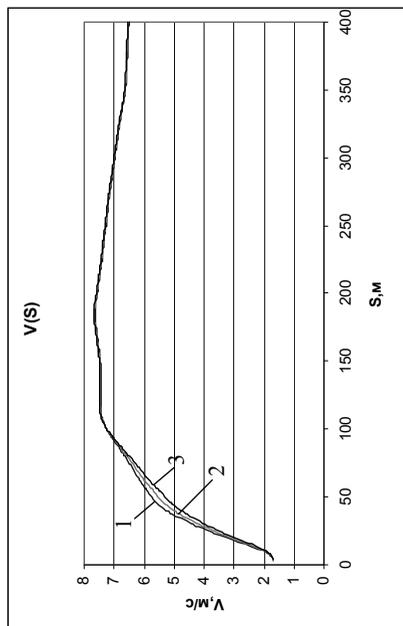


Рисунок А.12 – Динамика скатывания отцепа ОХ в неблагоприятных условиях при 3-х вариантах профиля группы 3

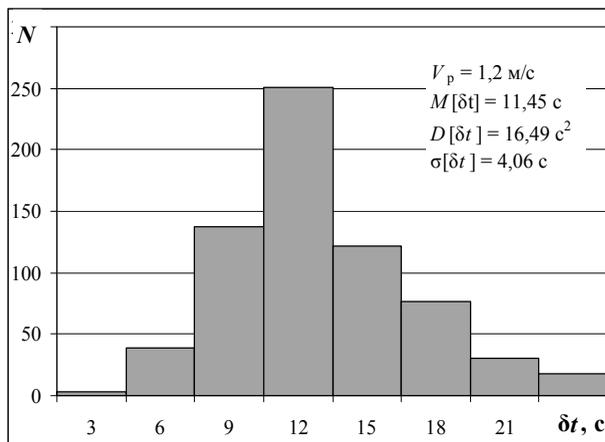
## ПРИЛОЖЕНИЕ Б

### Результаты моделирования работы сортировочной горки

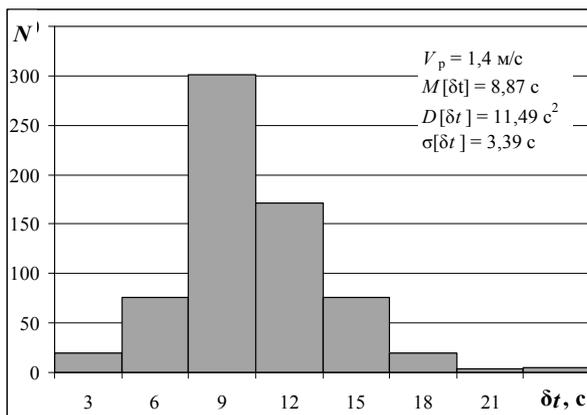
В приложении приведены гистограммы распределения случайных величин, характеризующие качество расформирования составов, которые были получены в результате имитационного моделирования работы сортировочного комплекса. К таким величинам относится интервал между скатывающимися отцепами на разделительных стрелках, скорость соударения отцепов, а также длина первичных и вторичных окон между отцепами на сортировочных путях.

Указанные распределения были получены при разных скоростях ролпуска составов. Таким образом, каждый рисунок содержит по три гистограммы, каждая из которых построена по данным результатов моделирования соответственно при скорости ролпуска 1,2 м/с, 1,4 м/с и 1,7 м/с.

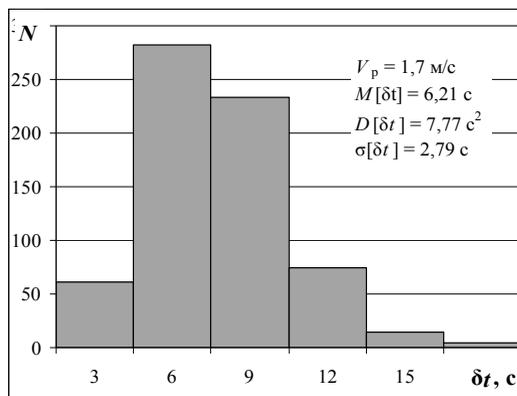
*a*



*б*

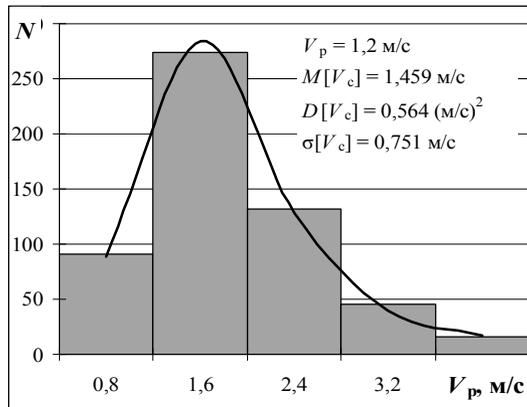


*в*

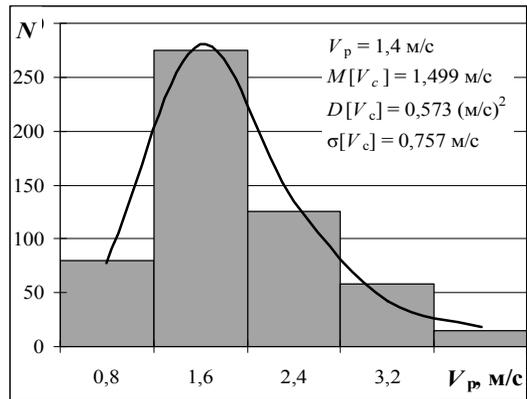


**Рисунок Б.1** – Гистограммы распределения интервалов на разделительных стрелках:  
а)  $V_p = 1,2 \text{ м/с}$ ; б)  $V_p = 1,4 \text{ м/с}$ ; в)  $V_p = 1,7 \text{ м/с}$

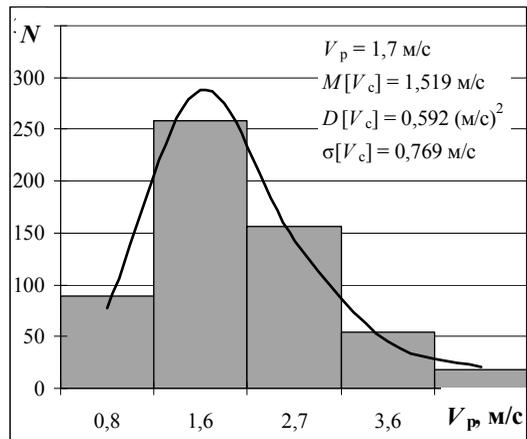
*a*



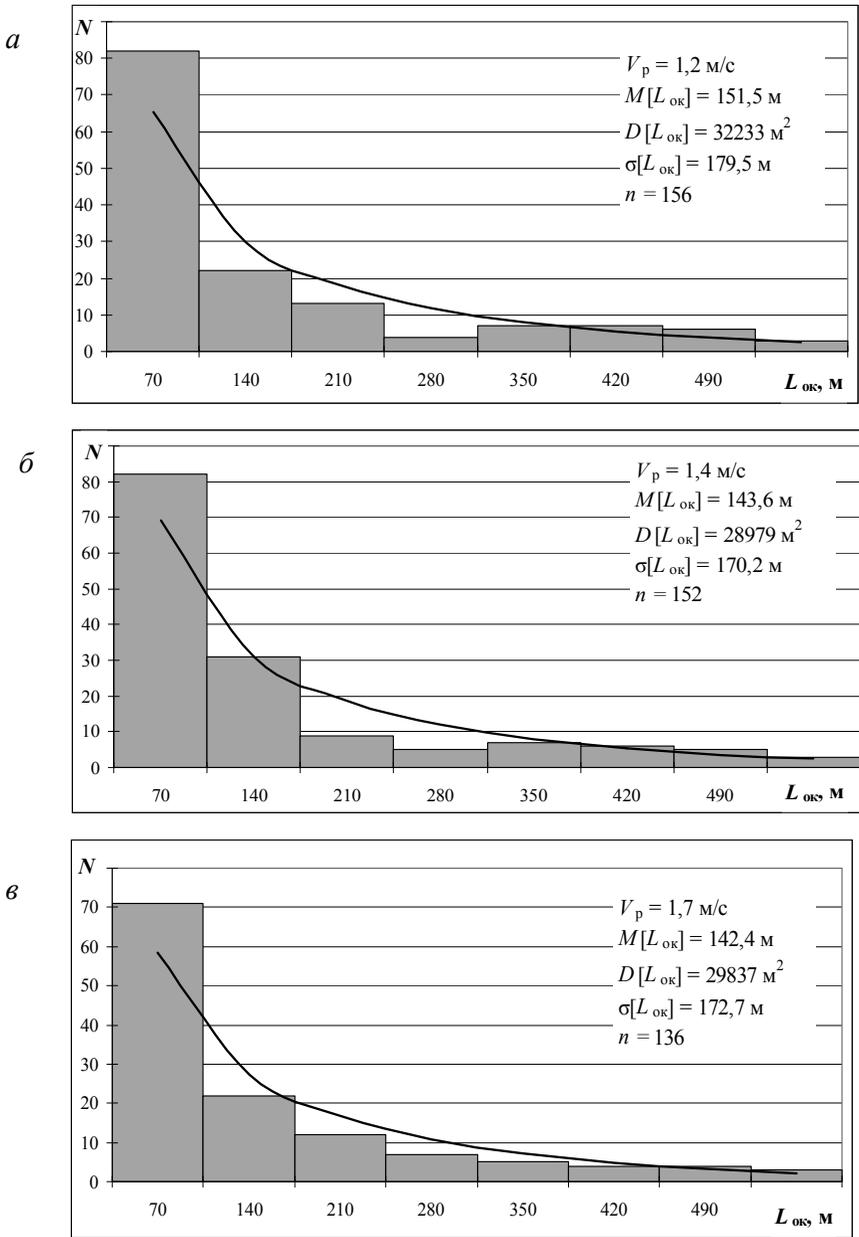
*б*



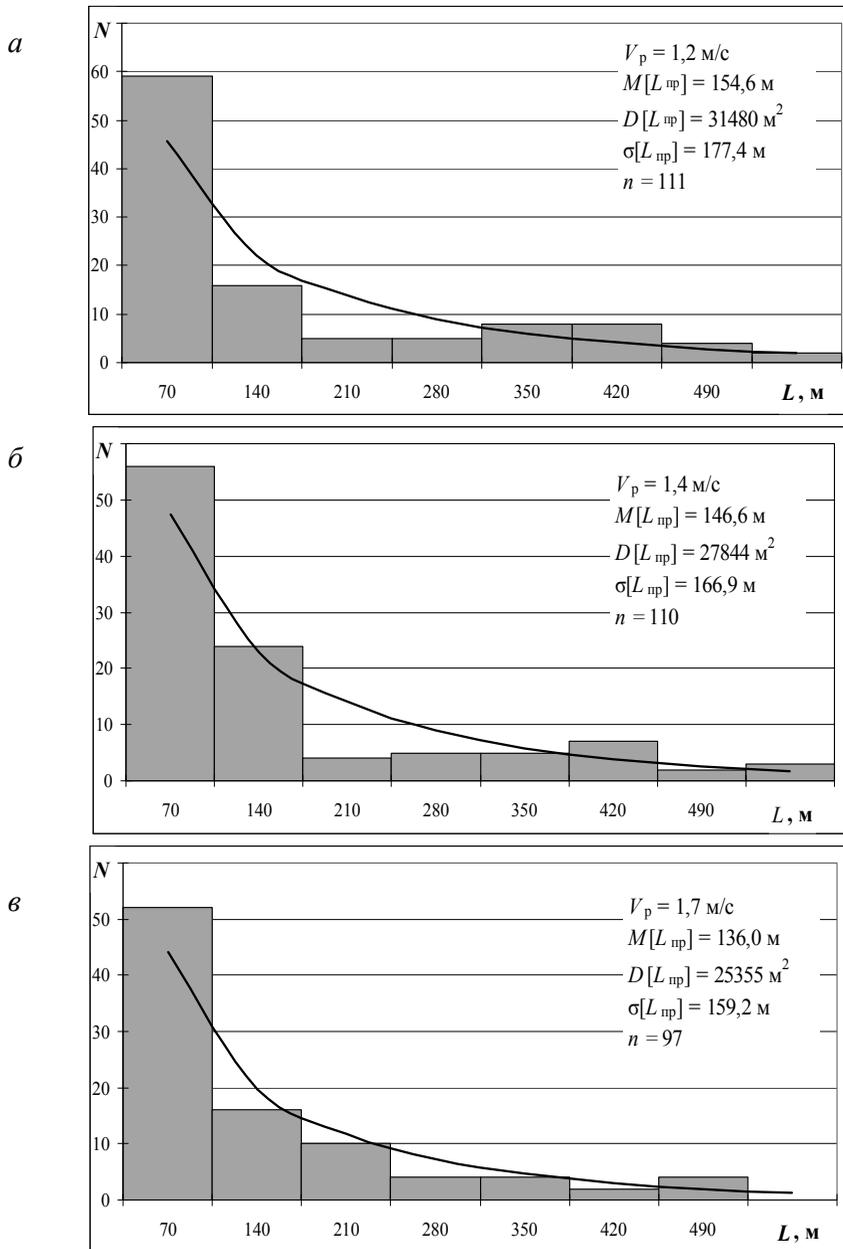
*в*



**Рисунок Б.2** – Гистограммы распределения скоростей соударения отцепов:  
*a)*  $V_p = 1,2 \text{ м/с}$ ; *б)*  $V_p = 1,4 \text{ м/с}$ ; *в)*  $V_p = 1,7 \text{ м/с}$



**Рисунок Б.3** – Гистограммы распределения окон:  
 а)  $V_p = 1,2 \text{ м/с}$ ; б)  $V_p = 1,4 \text{ м/с}$ ; в)  $V_p = 1,7 \text{ м/с}$



**Рисунок Б.4** – Гистограммы распределения окон с учетом проталкивания:  
 а)  $V_p = 1,2 \text{ м/с}$ ; б)  $V_p = 1,4 \text{ м/с}$ ; в)  $V_p = 1,7 \text{ м/с}$

ДЛЯ ЗАМЕТОК

ДЛЯ ЗАМЕТОК

ДЛЯ ЗАМЕТОК

НАУЧНОЕ ИЗДАНИЕ

*В. И. БОБРОВСКИЙ, Д. Н. КОЗАЧЕНКО, А. И. КОЛЕСНИК,  
Е. Б. ДЕМЧЕНКО, А. С. ДОРОШ*

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И ТЕХНОЛОГИИ РАБОТЫ  
СОРТИРОВОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ СТАНЦИЙ**

МОНОГРАФИЯ

(на русском языке)

Редакторы *С. В. Мямлин, А. А. Мищенко*  
Ответственный за выпуск *А. А. Мищенко*  
Компьютерная верстка *А. А. Заиченко*  
Дизайн обложки *А. А. Заиченко*

Издательство Маковецкий Юрий Вадимович  
Свидетельство ДК № 2665 от 25.10.2006 г.  
49000, Украина, г. Днепропетровск, ул. Плеханова, 16, к.14  
Тел. (056) 798-33-64, факс (0562) 36-79-93

Отпечатано:

Издательство ЧФ «Стандарт-Сервис»  
Свидетельство ДК № 3197 от 28.05.2008 г.  
г. Днепропетровск, ул. Плеханова, 2, оф. 48.  
тел. (056) 370-30-22.

Подписано в печать 20.12.2012. Формат 29,7x42 <sup>1</sup>/<sub>4</sub>.  
Бумага офсетная. Печать - ризограф. Услов.печ.л. 13,63.  
Тираж 300 экз. Заказ № 60 от 27.12.2012 г.

ISBN 978-966-1507-38-7