ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ
УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ТУЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

На правах рукописи

ОВСЯННИКОВ ДМИТРИЙ СЕРГЕЕВИЧ

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЙ МНОГОДВИГАТЕЛЬНЫЙ ЭЛЕКТРОПРИВОД СКРЕБКОВОГО КОНВЕЙЕРА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

2.4.2 - Электротехнические комплексы и системы

ДИССЕРТАЦИЯ
на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук, доцент
Шпрехер Д.М.

Тула – 2025 г

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 5

Глава 1 Скребковый конвейера как основной элемент электротехнического комплекса подземной угледобычи 13

1.1 Общее состояние вопроса и перспективы развития конструкций современных скребковых конвейеров 13

1.2. Основные проблемы современных электроприводов скребковых конвейеров и современные пути их решения 17

1.2.1 Способы ограничения пусковых токов в электроприводе скребкового конвейера 18

1.2.2 Способы согласованного управления в многодвигательном электроприводе 28

1.2.3 Повышение энергоэффективности горного производства 29

1.3 Выводы по главе 1 32

Глава 2 Разработка математической и имитационной модели частотно регулируемого многодвигательного электропривода скребкового конвейера 34

2.1 Обобщённая структура построения модели 34

2.2 Разработка математической модели механической части электропривода скребкового конвейера 36

2.3 Разработка математической модели электрической части электропривода скребкового конвейера 45

2.4 Разработка математической модели для исследования формирования погонной загрузки и электропотребления электроприводом СК 47

2.5 Разработка имитационной модели 51

2.5.1 Имитационная модель механической части электропривода конвейера 51

2.5.2 Имитационная модель электрической части электропривода конвейера 53

2.5.3 Имитационная модель формирования погонной загрузки и

электропотребления электроприводом СК 55
2.6 Проверка адекватности разработанных моделей 59
2.7 Выводы по главе 2 63
Глава 3 Исследование и разработка ресурсосберегающего алгоритма управления очистным комбайном и скребковым конвейером 65
3.1 Постановка задачи исследования 65
3.2 Результаты исследования 66
3.3 Разработка и техническая реализация ресурсосберегающего алгоритма управления электроприводом скребкового конвейера 71
3.4 Выводы по главе 3 78
Глава 4 Исследование согласованного способа управления многодвигательным электроприводом скребкового конвейера 80
4.1. Обоснование необходимости управления балансом мощности в многодвигательном электроприводе скребкового конвейера 80
4.2 Количественная оценка неравномерного распределения мощности 81
4.3 Выравнивание по способу ведущий-ведомый 87
4.4 Выравнивание по способу падения скорости 88
4.5 Скользящий режим выравнивания 91
4.6 Сравнение способов выравнивания мощности 96
4.7 Выводы по главе 4 107
Глава 5 Исследование процесса пуска многодвигательного скребкового конвейера 109
5.1 Состояние вопроса 109
5.2 Формулировка требований 110
5.3 Разработка метода двухэтапного пуска 112
5.3.1. Пуск на пониженную скорость 112
5.3.2. Разгон до номинальной скорости 117
5.4 Моделирование разработанного метода пуска 120
5.5 Выводы по главе 5 126
Заключение 127

Список сокращений и условных обозначений 129
Список литературы 130
Приложение А 145

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. Скребковые конвейеры (СК) широко используются в горнодобывающей промышленности и на промышленных предприятиях для транспортировки сыпучих материалов, таких как уголь, железная руда, порода, щебень и металлические детали и т.д. На угольных шахтах в настоящее время применение СК является основным способом транспортировки угля при выемке его очистным комбайном (ОК) в механизированном забое. В сложных и изменчивых условиях работы и переменной загрузки СК в механизированном забое угольных шахт его безопасная и надежная работа имеет решающее значение для производительности очистного комплекса и всей угольной шахты.

Как правило, электропривод СК является многодвигательным и включает головной и хвостовой приводы, каждый из которых может иметь минимум по два приводных электродвигателя (ЭД), работающих на ведущие звездочки. Головной и хвостовой приводы конвейера соединены упругой тяговой цепью с прикрепляющимися скребками, перемещающими груз вдоль решетка.

На протяжении многих лет ряд технических компаний во всем мире вели разработки электроприводов (ЭП) СК и их систем управления, например: Siemens (Германия), Mitsubishi (Япония), Rockwell Automation (США), Omron (Япония), ABB (Швейцария) и др. Наиболее значимый вклад в данной области внесли теоретические результаты и практические разработки таких ученых как Бабокин Г.И., Ещин Е.К., Гливанский А.А., Галкин, В.И., Дмитриев В.Г., Дьячков В.К., Запенин И.В., Козярук А.Е., Кубрин С.С., Мещеряков В.Н., Осичев А.В., Певзнер Л.Д., Соловьев А.С., Спиваковский А.О., Тарасов Ю.Д., Шахмейстер Л.Т., Шевырёв Ю.В., Blaschke F., Bose B.K., Holts J., Leonard W., Zhan Zhang, Guomundur Amar, Butko A. и др.

Несмотря на большой объем проведенных работ, и полученные результаты исследований, остался ряд нерешенных задач, связанных с ресурсосбережением при случайном характере грузопотока и повышением срока эксплуатации

конвейера, путем снижения динамических нагрузок. Так к настоящему времени не решены вопросы, связанные с проектированием системы управления многодвигательным ЭП СК для: уменьшения пускового тока и уровня динамических усилий в тяговом органе (ТО) при пуске конвейера; выравнивания нагрузок между приводными ЭД в многодвигательном ЭП СК; ресурсосбережения при управлении скоростью движения ТО СК и скоростью подачи ОК. Таким образом, разработка методики проектирования ресурсосберегающей системы управления скребковым конвейером является актуальной **научной задачей**, имеющей большое значение для угольной промышленности.

Целью работы повышение ресурсосбережения скребкового конвейера очистного забоя на основе предложенной методики проектирования системы управления многодвигательным электроприводом.

Идея работы заключается в том, что повышение ресурсосбережения в многодвигательном электроприводе скребкового конвейера очистного забоя достигается за счет реализации алгоритма скоординированного регулирования скоростей ЭД СК и ЭД подачи ОК, метода двухэтапного частотного пуска СК и способа согласованного управления приводными ЭД конвейера.

Для достижения поставленной цели в диссертационном исследовании были сформулированы следующие **задачи:**

1. Анализ особенностей условий эксплуатации СК с целью определения путей повышения ресурсосбережения.

2. Разработка математической и на ее основе имитационной модели частотно-регулируемого многодвигательного электропривода СК.

3. Разработка методики проектирования ресурсосберегающей системы управления многодвигательным ЭП СК включающей в себя:

– алгоритм скоординированного управления электроприводами СК и ОК,

– метод частотного пуска электропривода СК,

– способ согласованного управления многодвигательным ЭП СК.

Объект исследования: многодвигательный ЭП СК и его система управления (СУ) в составе очистного механизированного комплекса (ОМК) угольной шахты.

Предмет исследования: электромеханические процессы, возникающие в ЭП СК в условиях случайного характера грузопотока.

Новые научные результаты, выносимые на защиту:

1. Разработаны математическая и на ее основе имитационная модели частотно-регулируемого многодвигательного электропривода СК, *отличающиеся* тем, что они учитывают распределённые параметры ТО и величину распределения погонной нагрузки на СК и *позволяют* рассчитывать динамические процессы в ЭП с учётом положения ОК в лаве, его скорости подачи и взаимного направления движения ОК и ТО СК.

2. Разработана методика проектирования ресурсосберегающей системы управления многодвигательным ЭП СК включающей:

– новый алгоритм скоординированного регулирования скоростей ЭД СК и ЭД подачи ОК при их совместной работе в очистном забое, *позволяющий* уменьшить удельный расход электроэнергии ЭП СК и расстояние пробега ТО СК за один проход ОК за счет изменения скорости перемещения ТО в зависимости от направления и величины скорости подачи ОК;

– метод двухэтапного частотного пуска ЭП СК, *отличающийся* применением регулятора скорости на основе скользящего режима управления и *позволяющий* обеспечить плавное переключение между этапами пуска для снижения углового рывка и динамических усилий в ЭП конвейера;

– способ согласованного управления многодвигательным ЭП СК, *отличающийся* использованием регулятора выравнивания на основе скользящего режима управления и *позволяющий* обеспечить равномерное распределение нагрузки между приводными ЭД в статических и динамических режимах работы.

Теоретическая значимость работы: заключается в научном обосновании методики проектирования ресурсосберегающей системы управления для объектов поточно-транспортных систем с распределёнными параметрами.

Практическая значимость работы.

1. Разработано программное обеспечение, позволяющее рассчитывать динамические процессы в ЭП и определять распределение погонной нагрузки на СК.

2. Разработано устройство автоматического управления ОК и конвейером.

Методы исследования. Методологической основой исследования послужили работы ведущих ученых в области разработки системы управления электроприводом горных машин. В работе использовались признанные научные методы анализа и исследования режимов работы конвейерных систем, теории автоматического управления, теоретические методы построения математических моделей. При разработке и исследовании систем управления, моделей и алгоритмов использованы методы идентификации, компьютерного моделирования.

Достоверность результатов исследования

Степень достоверности результатов проведенных исследований подтверждается совпадением результатов имитационных экспериментов, полученных путем применения модельно-ориентированного проектирования в математическом пакете *Matlab,* с данными натурных экспериментов, взятых из открытых источников.

Достоверность новизны технических решений подтверждается 1 патентом РФ на изобретение и 2 свидетельствами о государственной регистрации программ для ЭВМ.

Соответствие паспорту специальности.

Работа соответствует 1 и 3 пунктам паспорта научной специальности 2.4.2 – Электротехнические комплексы и системы: п.1 паспорта специальности – Развитие общей теории электротехнических комплексов и систем, изучение системных свойств и связей, физическое, математическое, имитационное и компьютерное моделирование компонентов электротехнических комплексов и систем; п.3 – Разработка, структурный и параметрический синтез

электротехнических комплексов и систем, их оптимизация, а также разработка алгоритмов эффективного управления.

Реализация и внедрение результатов работы. Внедрены и используются результаты, полученные при разработке методики проектирования ресурсосберегающей системы управления многодвигательным ЭП СК, при эксплуатации поточно-транспортных систем АО «Щекиноазот» и при проектировании новых комплексов горных машин ООО «Электротехническая промышленная компания». Результаты данного исследования применяются в учебном процессе кафедры «Электротехника и электрооборудование» Тульского государственного университета по дисциплине «Основы автоматизированного вентильного электропривода» и «Автоматизация управления системами электроснабжения».

Апробация работы. Основные результаты работы докладывались и обсуждались на международных научно-технических конференциях: «Automation» RusAutoCon 2021 (г. Сочи, 2021 г.), «Industrial Engineering» ICIE-2023 (г. Сочи, 2023 г.), «Industrial Engineering» ICIE-2024 (г. Сочи, 2024 г.).

Личный вклад автора: Разработаны математическая и на её основе имитационная модели функционирования СК во всех режимах эксплуатации, включая распределение погонной нагрузки на ТО и потребление электроэнергии его ЭП за цикл добычи ОК; предложен алгоритм скоординированного регулирования скоростей ЭД СК и ЭД подачи ОК; разработан метод двухэтапного частотного пуска многодвигательного ЭП СК; предложен способ согласованного управления многодвигательным ЭП СК.

Публикации. Основное содержание диссертации изложено в 23 печатных работах, в том числе 15 публикаций в научных журналах, входящих в перечень ВАК, 2 публикации в изданиях, входящих в международную реферативную базу данных и систему цитирования *Scopus*, 2 свидетельства о государственной регистрации программ для ЭВМ, 3 доклада на международных конференциях, 1 патент на изобретение.

Объём и структура работы. Диссертационная работа состоит из введения, пяти глав, заключения, списка сокращений и условных обозначений, списка литературы и приложений. Диссертация изложена на 150 страницах машинописного текста и содержит 84 рисунка, 9 таблиц и 1 приложение, список литературы включает 142 наименования.

Во введении обоснована актуальность диссертационной работы, определены цель и задачи исследований, показаны их научная новизна и практическая значимость. Сформулированы положения, выносимые на защиту.

В **первой главе** представлено общее состояние вопроса и перспективы развития ЭП современных СК. Показано, что динамика развития угольной промышленности движется в направлении отработки лав длинными столбами, с длиной лавы до 400 м и увеличением установленной мощности оборудования очистного забоя. Получение такой мощности ЭП, в условиях ограничения оборудования по габаритам, стало возможным при применении многодвигательного ЭП. Поэтому современный высокопроизводительный ЭП СК для тяжелых условий эксплуатации включает по два приводных блока, расположенных в голове и хвосте.

Также в данной главе приводится анализ достоинств и недостатков существующих способов ограничения пусковых токов и борьбы с неравномерностью загрузок приводных ЭД, а также задач повышения ресурсосбережения горного производства.

Таким образом, анализ состояния вопроса в области многодвигательного ЭП СК позволил обосновать и сформулировать задачи исследования.

Во **второй главе** проводится поэтапная разработка математической и на её основе имитационной модели ЧРЭП многодвигательного СК с учетом основных факторов и явлений, характерных для приводов горных машин.

Разработаны математическая и на её основе имитационная модели частотно-регулируемого многодвигательного электропривода конвейера. Полученные модели позволяют рассчитывать динамические процессы в ЭП и определять погонную нагрузку на СК.

Проведена проверка разработанной имитационной модели в *Matlab/Simulink* при различных режимах работы СК.

Третья глава посвящена исследованию и разработке алгоритма скоординированного регулирования скоростей ЭП СК и ЭП подачи ОК при их совместной работе в очистном забое.

Проведено моделирование совместной работы СК и ОК с целью расчета распределения погонной нагрузки на ТО СК и электрической энергии, потребляемой его ЭП. По диаграммам мощности была определена электрическая энергия, потребляемая ЭП СК за цикл работы ОК, включая зарубку, и удельный расход электрической энергии ЭП СК. Это позволило сформулировать алгоритм скоординированного регулирования скоростей ЭП СК и ЭП подачи ОК при их совместной работе в очистном забое.

В **четвёртой главе** разработан способ согласованного управления многодвигательным ЭП СК.

Исследованы факторы, влияющие на неравномерное распределение нагрузки между ЭД, сделан вывод о необходимости применения векторной системы управления.

Разработан способ выравнивания механической мощности между ЭД на основе скользящего режима, который в сравнении с ранее известными способами показал более высокое быстродействие и точное поддержание развиваемой мощности между ЭД.

Пятая глава посвящена решению задачи разработки метода двухэтапного безударного пуска СК, как наиболее частого режима при эксплуатации СК.

Разработан метод двухэтапного пуска, включающий: плавное нарастание момента ЭД, использование скользящего режима для безударного переключения между этапами пуска, разгон по косинусно-трапецеидальной форме ускорения. Разработанный метод двухэтапного пуска позволяет уменьшить величину углового рывка в ЭП СК и прикладываемый динамический момент.

В заключении излагаются итоги выполненного исследования, рекомендации, перспективы дальнейшей разработки темы.

В приложении представлены дополнительные материалы и копии актов об использовании результатов работы.

ГЛАВА 1 СКРЕБКОВЫЙ КОНВЕЙЕР КАК ОСНОВНОЙ ЭЛЕМЕНТ ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ

1.1 Общее состояние вопроса и перспективы развития конструкций современных скребковых конвейеров

Несмотря на глобальную тенденцию отказа от углеводородного топлива в пользу более экологически чистых топливно-энергетических ресурсов, спрос на уголь и развитие угольной промышленности, вероятно, сохранятся в ближайшие десятилетия. В [1] указывают на две основные причины этого явления. Во-первых, возрастает потребность в электроэнергии по мере развития экономики России, о чем свидетельствует схема и программа развития единой энергетической системы на 2021-2027 годы [2]: «Величина спроса на электрическую энергию по ЕЭС России к концу прогнозного периода оценивается в размере 1159,905 млрд. кВт·ч, что больше объема потребления электрической энергии 2020 года на 126,187 млрд кВт·ч. Превышение уровня 2020 года составит в 2027 году 12,2 % при среднегодовом приросте за период – 1,7 %». Вторая причина - необходимость обеспечения увеличивающейся потребности в газовом топливе в европейских странах и странах азиатско-тихоокеанского. Этим объясняется стратегия как наращивания объема добычи угля, так и замещение им доли природного газа. Уголь в России уже давно является надежной гарантией экономического и социального развития, национальной энергетической безопасности и стабильного энергоснабжения [2]. Если все количество мировых энергоресурсов приравнять к 100%, то на долю угля к 2040 г. будет приходиться 25%, нефти – 27%, газа – 25%, не ископаемых видов топлива – 23% [3].

Подземная добыча – это наиболее старый и технологический способ получения угольного сырья, основанный на применении очистных механизированных комплексов (ОМК), в состав которых, если рассматривать классическую компоновку, входит выемочная машина, представляющая собой очистной комбайн или струговую установку, механизированная крепь, состоящая из ряда гидравлических опор, забойный скребковый конвейер и вспомогательное

оборудование – рисунок 1.1. Таким образом, ОК и СК это две главные машины, участвующие в производственном процессе по добыче и транспортировке угля.

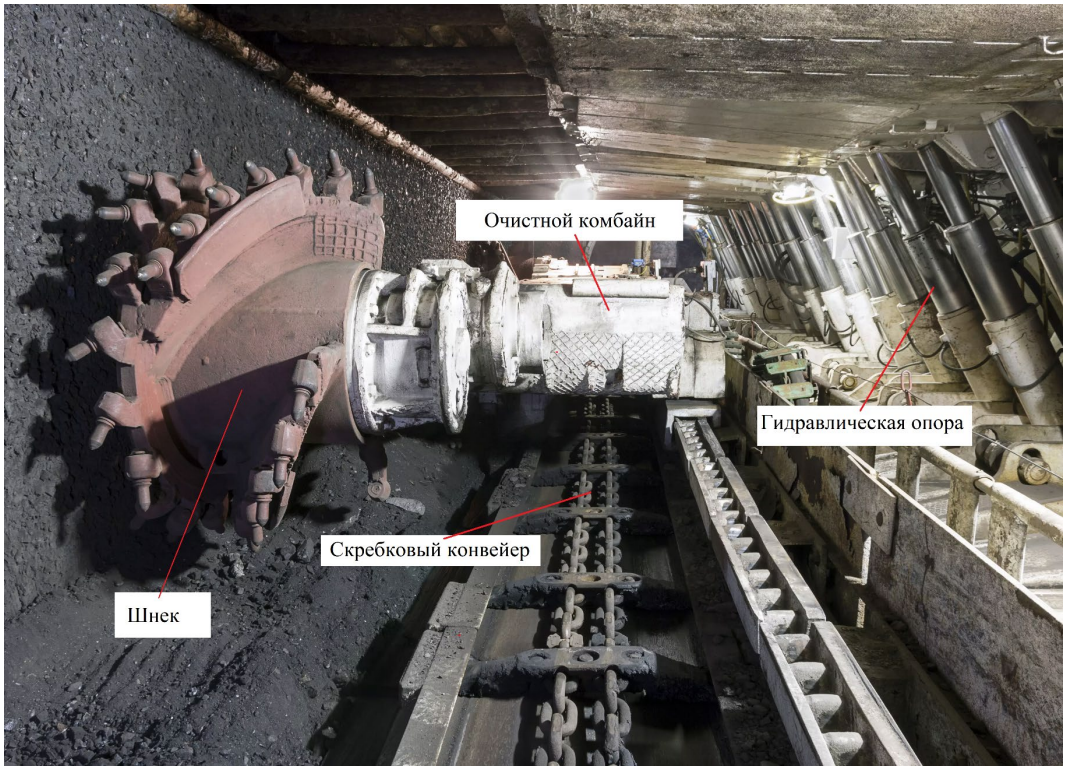


Рисунок 1.1 – Основное оборудование очистного механизированного комплекса

ОК обеспечивает отбойку угля из пачки пласта и погрузку его на СК исполнительным органом, включающим два шнека, расположенных по концам корпуса комбайна, функция гидравлической опоры заключается в поддержке и управлении кровлей, для гарантирования безопасности персонала и оборудования. Сочетание нескольких гидравлических опор создают рабочее пространство достаточное для работы шахтеров. СК является основным средством доставки угля от очистного комбайна (струга) до транспортных средств конвейерного штрека (перегружателя и ленточного конвейера) [4]. Вторая его функция – служить в качестве направляющей для передвижения комбайна и точкой опоры для движения гидравлической опоры вперед.

Таким образом, СК – это транспортирующее устройство непрерывного действия, в котором перемещение насыпных грузов осуществляется по неподвижному желобу – рештаку, с помощью скребков, закрепленных на одной или нескольких тяговых цепях и погруженных в слой насыпного груза [5] –

рисунок 1.2. От надежной работы СК зависит производительность очистного комплекса и угольной шахты в целом.

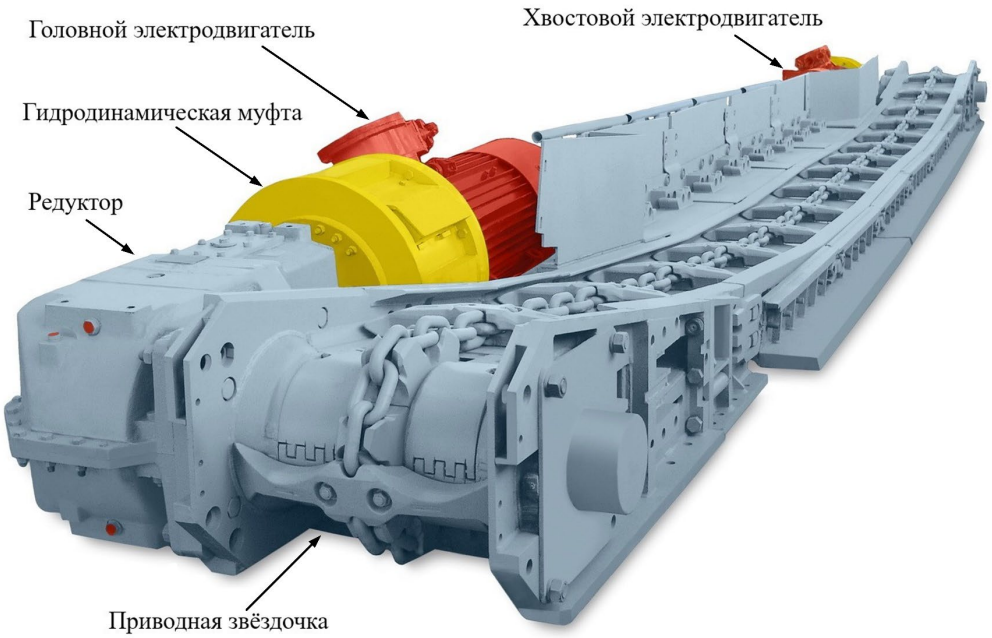


Рисунок 1.2 – Внешний вид двухприводного скребкового конвейера

История развития подземной угледобычи характеризуется постоянным совершенствованием и обновлением горно-шахтного оборудования, начало которому положили научно-теоретические и практические исследования таких ведущих ученых и специалистов как Спиваковский А.О., Дьячков В.К., Штокман И.Г., Иванченко Ф.К., Давыдов Б.Л., Скородумов Б.А., Кузнецов Б.А., Биличенко Н.Я., Шахмейстер Л.Г., Чугреев Л.И. и многие другие [4 - 11]. Длина первых серийно-выпускаемых конвейеров не превышала 100 м, производительность – 350 т/ч, суммарная мощность приводов составляла несколько десятков киловатт, а для их питания применялось напряжение 380 В [12].

Современное состояние и динамика развития угольной промышленности требуют постоянного увеличения объёмов добычи угля, улучшения технико-экономических показателей очистных участков и повышения производительности оборудования механизированного комплекса. Это достигается переходом на отработку лав длинными столбами, до 3000 м, с длиной лавы до 400 м и увеличением установленной мощности оборудования очистного забоя.

Так, длина современных СК возросла до 250-350 м, производительность до 2000-3000 т/ч, энерговооруженность 400-800 кВт при напряжении шахтной электросети 660/1140В. Установленная мощность ОК достигла 2200 кВт, СК до 1000-2500 кВт, увеличивается мощность перегружателя, насосных станций орошения и высокого давления и другого оборудования [13]. Повышение мощности и производительности оборудования на зарубежных шахтах сопровождается стремлением к более высоким уровням напряжения (от 950/2300 до 3300/4160 В) [14].

Получение такой мощности ЭП, в условиях ограничения оборудования по габаритам, стало возможным при применении многодвигательного ЭП. Поэтому современный высокопроизводительный ЭП СК для тяжелых условий эксплуатации включает по два приводных блока, расположенных в голове и хвосте. Каждый приводной блок конвейера состоит из приводного вала со звездочкой, редуктора, соединительной муфты и асинхронного электродвигателя (ЭД) с короткозамкнутым ротором. Тяговый орган, в свою очередь, состоит из двух параллельно расположенных тяговых цепей, с укрепленными на них перегородками - скребками, огибающими концевые (головную и хвостовую) звездочки – рисунок 1.3 [15].

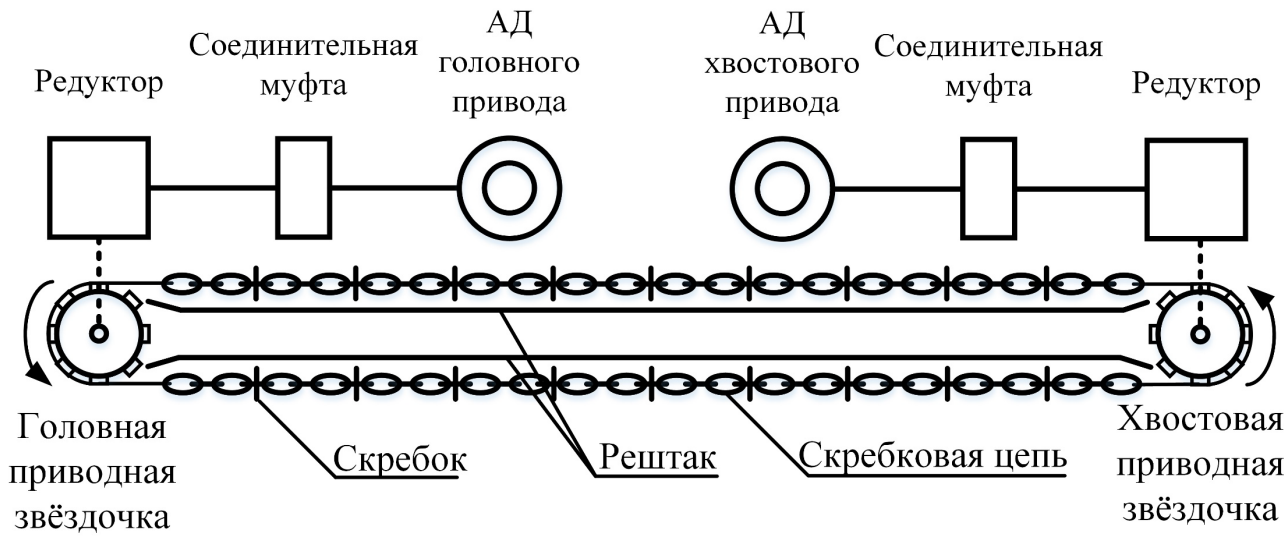


Рисунок 1.3 – Структурная схема двухприводного нерегулируемого скребкового конвейера

Горнотехнические условия современных шахт ставят перед производителями задачу поиска новых технологий для разработки узлов и деталей, что позволило бы увеличить производительность, энерговооруженность, надежность, длину и ресурс СК. Вместе с тем, возрастают требования к применяемым системам электроприводов, которые должны обеспечить требуемые режимы работы конвейеров при минимальных динамических нагрузках [16].

1.2. Основные проблемы современных электроприводов скребковых конвейеров и современные пути их решения

Особенностью эксплуатации забойных СК является значительный диапазон их нагрузки – от нагрузки холостого хода до номинальной, в зависимости от положения ОК, и до пиковых нагрузок, возникающих при стопорении рабочего органа [17]. Вместе с тем, существующие системы электроприводов и элементы конструкций, предназначенные, в первую очередь, для обеспечения технологических режимов работы конвейеров зачастую становятся источникам нежелательных дополнительных динамических нагрузок, приводящих к накоплению усталостных повреждений. Это способствует интенсивному износу и поломкам, в результате чего снижается надежность и ресурс забойного транспорта [16].

Значительную долю рабочего цикла СК составляют режимы пуска и остановки, достигая до 150-300 раз в сутки [18]. Кроме того, эксплуатация конвейера характеризуется широким диапазоном изменения моментов сопротивления при пуске. Действие знакопеременных электромагнитных моментов, создаваемых пусковыми токами асинхронного двигателя (АД) с короткозамкнутым ротором, которыми оснащены СК, негативным образом сказывается на ресурсе АД, элементах редуктора и ТО, в основном скребковой цепи СК, вызывая их усталостные повреждения, преждевременный износ и, в конечном итоге, приводит к отказам и простоям ОМК [19]. На динамику процесса пуска электропривода влияет множество факторов: загрузка и длина конвейера,

коэффициент сопротивления движению цепи в верхней и нижней ветвях, угол падения пласта и направление транспортировки горной массы; усилия предварительного натяжения цепи; разрыв во времени пуска головного и хвостового приводов и др. [20].

1.2.1 Способы ограничения пусковых токов в электроприводе скребкового конвейера

Для обеспечения надежного пуска СК применяются специальные взрывозащищенные асинхронные двигатели серии ЭДКОФ, обладающие высокой перегрузочной способностью и высоким пусковым моментом, кратность которого достигает $M_{пуск}/M_{ном}$=2,5-3 [17]. Однако прямой пуск конвейера, даже на холостом ходу, приводит к возникновению динамических нагрузок в трансмиссии и цепи за счет пульсаций электромагнитного момента асинхронного двигателя, амплитуда которых в 3-5 раз превышает значение пускового момента по статической характеристике [21]. При пуске перегруженного конвейера динамический крутящий момент в таких двигателях в 6,6 раза превышает $M_{ном}$, что может привести к порыву цепи конвейера, а также резко сократить срок службы редукторов [21]. Большие пусковые токи кратностью $I_{пуск}/I_{ном}$=6-6,5 являются причиной повреждения изоляции статорной обмотки асинхронного двигателя, а также интенсивного термического старения [16]. В 90% случаев повреждения взрывозащищенных двигателей приходятся на обмотку статора (замыкание обмотки на корпус, межвитковое замыкание, сильный перегрев) при среднем сроке службы 6-8 месяцев [22].

Не редки случаи, когда одновременный пуск соизмеримых по мощности электродвигателей забойных машин приводит к значительной просадке напряжения в мягкой шахтной электросети. Так, прямой пуск перегруженного конвейера из-за больших пусковых токов может сопровождаться снижением напряжения на 25-45% от номинального в сетях на 380 В и до 25% в электросетях на 660 В [12]. Это приводит к нарушению режимов работы механизмов очистного забоя, а перегруженный двухприводной СК может не запуститься.

На сегодняшний день для ограничения пускового тока и обеспечения плавности пуска СК в его электроприводе применяется гидромуфта с постоянным заполнением [16, 23].

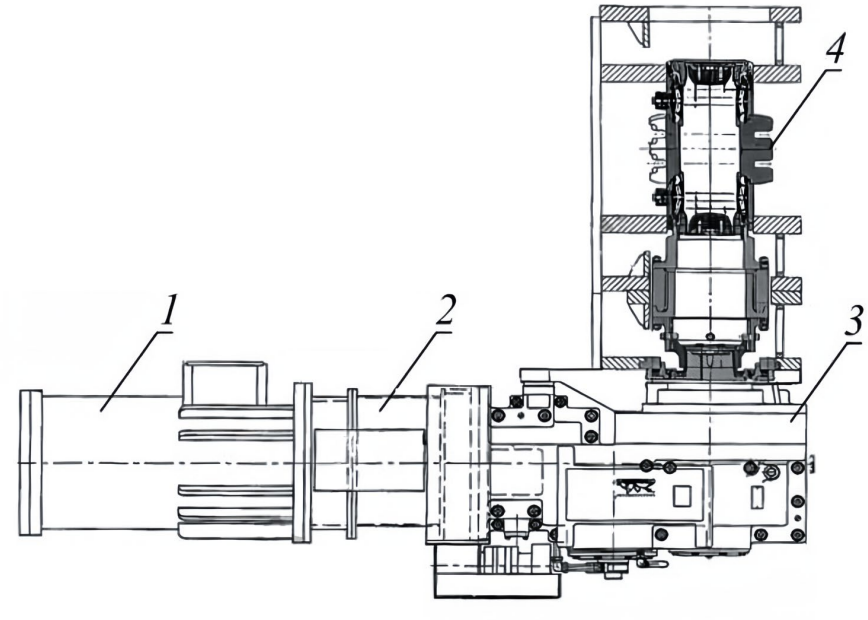


Рисунок 1.4 – Гидромуфта в составе приводного блока конвейера: 1 – асинхронный двигатель;2 – гидромуфта; 3 – редуктор; 4 – звездочка.

На рисунке 1.4 показан приводной блок скребкового конвейера, который состоит из асинхронного двигателя 1, гидромуфты 2, редуктора 3 и приводной звездочки 4. Тяговое усилие от звездочки зацеплением передается на цепь с закрепленными на ней скребками, которые перемещают уголь.

Применение гидромуфты в СК позволяет значительно снизить динамические нагрузки, возникающие от пульсаций электромагнитного момента АД при пуске, за счет демпфирования пульсирующих колебаний гидромуфта увеличивает срок службы приводных АД в 5-6 раз, цепи – в 2-3 раза [16,21,22, 24].

Рассмотрение совместной работы асинхронного двигателя и гидромуфты рисунок 1.5 показывает, что разгон двигателя (парабола 1) и выход на рабочий участок механической характеристики происходит при минимальной нагрузке. Ведомая часть гидромуфты начинает вращаться только после того, как разгон двигателя практически завершен и двигатель работает с номинальной скоростью. Поэтому для разгона механизма используется не пусковой момент двигателя, а

значительно больший. Это свойство гидромуфты позволяет выбирать двигатель меньшей мощности и габаритов [25].

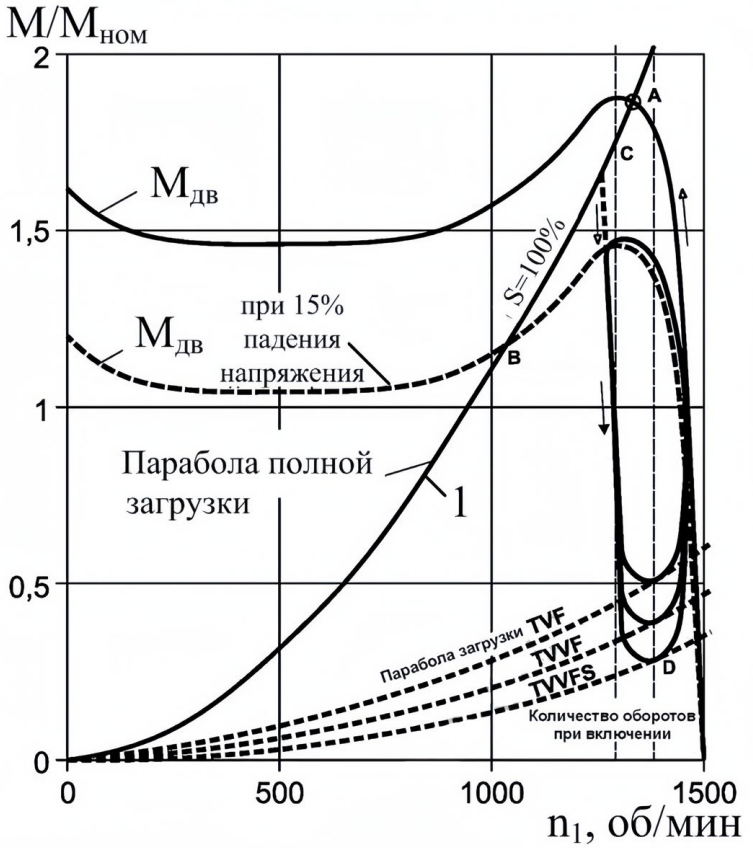


Рисунок 1.5 – Характеристика совместной работы двигателя и гидромуфты

Однако снижение напряжения на 25-45% в мягкой шахтной сети резко ухудшает условия запуска асинхронного двигателя, момент которого становится меньше. Это приводит к увеличению длительности запуска конвейера, усиленному нагреву обмоток двигателя и рабочей жидкости гидромуфты. Кроме того, пуск перегруженного конвейера может вовсе не состояться [21, 22].

Однако ее пусковые и защитные функции реализуются не в полной мере. Механическая характеристика гидромуфты позволяет осуществить разгон при малой нагрузке АД, однако создает условия для резкого наброса вращающего момента на трансмиссию при достижении двигателем номинальной скорости. Высокий момент инерции гидромуфты приводит к увеличению растягивающих усилий тягового органа при стопорении, что может способствовать порыву цепи [26]. Кроме того, гидравлические муфты имеют высокие потери энергии, из-за больших скольжений в переходных и установившихся режимах работы, что

приводит к перегреву и отказам в работе [27, 28].

Выше указанные недостатки устранены в современных регулируемых гидромуфтах с изменяющимся наполнением, выпускаемых фирмой *Voith Turbo* (Германия) [29] – рисунок 1.6.

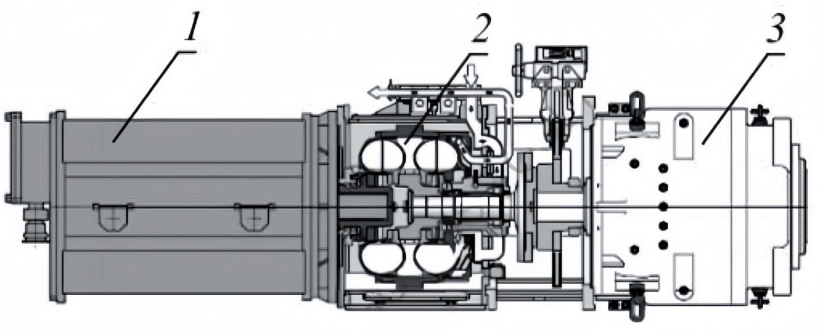


Рисунок 1.6 – Гидромуфта 562 DTPPWL.2 в составе приводного блока конвейера: 1 – асинхронный двигатель; 2 – гидромуфта; 3 – редуктор

Рабочей жидкостью в проточных гидромуфтах *Voith Turbo* является вода. Величина передаваемого от асинхронного двигателя 1 к редуктору 3 момента плавно регулируется за счет изменения уровня наполнения рабочей камеры посредством блока клапанов, который содержит электромагнитные клапаны наполнения и слива, датчики температуры и давления, а также необходимую дроссельную и регулирующую аппаратуру [29]. Непосредственно на корпусе устанавливается модуль интеллектуального управления (IKM), который управляет режимами работы гидромуфты в соответствии с заданными внешними характеристиками.

Из рассмотрения совместной работы асинхронного двигателя и гидромуфты рисунок 1.7 видно, что разгон двигателя происходит в облегченных условиях при минимальном заполнении рабочей камеры (парабола 1), последующее заполнение которой приводит к плавному и быстрому нарастанию момента, передаваемого на цепь. За счет неполного заполнения рабочей камеры также достигается устойчивая работа конвейера на пониженной скорости. Кроме того, корректировкой уровня заполнения обеспечивается выравнивание нагрузок в многоприводном электроприводе конвейера при работе гидромуфты на естественных механических характеристиках [30].

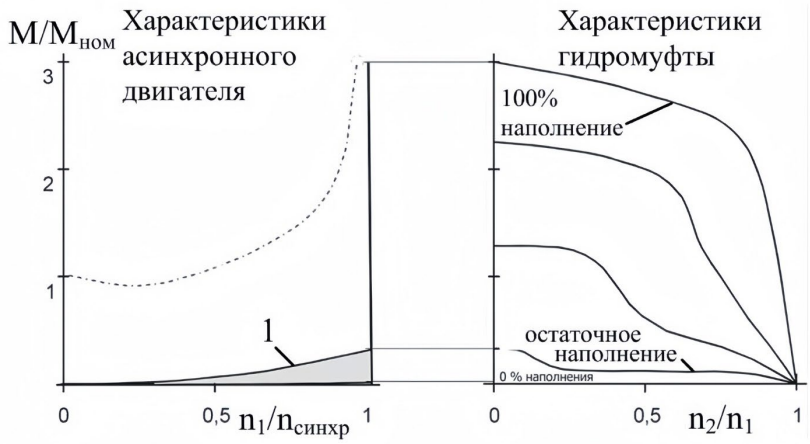


Рисунок 1.7 – Внешние характеристики гидромуфты 562 DTPPWL.2

Основным преимуществом проточных гидромуфт является обеспечение длительной работы двигателя при полностью заполненной рабочей камере и застопоренном рабочем органе конвейера. В этом случае нагретая рабочая жидкость отводится во внешний контур теплообменника, а включение плунжерного насоса оптимизирует подачу свежей воды [30]. Таким образом, снимаются ограничение количества пусков перегруженного конвейера или стопорений.

Недостатком проточных гидромуфт является их значительный момент инерции в заправленном состоянии. В случае стопорения рабочего органа, динамические усилия, вызванные резким замедлением вращающихся частей привода, могут привести к недопустимому по величине усилию растяжения цепи и ее порыву. Поэтому для снижения динамических нагрузок производители рекомендуют установку дополнительной предохранительной муфты на низкооборотной стороне редуктора между выходным его валом и валом приводной звездочки [30].

Применение двухскоростного двигателя позволяет решить задачу и по снижению динамических нагрузок в ТО органе без применения упругих звеньев (гидромуфт или электромагнитных муфт) путем выполнения определенной последовательности включения ЭД головного и хвостового привода на первую и вторую скорость [16].

В настоящее время для выполнения указанных требований в приводах СК

применяют двухскоростные АД. У этих двигателей в пазах статора уложено две обмотки с соотношением числа пар полюсов 1:3. Такое техническое решение, при всей своей простоте, имеет ряд недостатков:

- стоимость двухскоростных двигателей значительно выше, чем односкоростных, что определено затратами активных материалов и трудозатратами при изготовлении.

Так в двухскоростном АД ЭКВФ315М12/4 затраты на черные металлы больше на 40 %, на цветные металлы на 20 % и на электроизоляционные материалы - на 60 %, по сравнению с односкоростным двигателем ЭДКОФВ315М4, имеющим те же характеристики, что и двигатель ЭКВФ315М12/4 при большей скорости. Также значительно возрастают трудозатраты на укладку обмоток.

- в двухскоростном приводе нет возможности использовать гидромуфты для защиты тягового органа от динамических перегрузок при заклинивании его [16].

Эти недостатки двухскоростных приводов СК заставляют искать новые решения.

Наибольшей эффективностью по снижению динамических нагрузок при внезапном заклинивании цепи обладают современные CST (*Controlled Start Transmission* – передача с управляемым пуском) приводы, которые производятся специально для скребковых конвейеров мощностью от 300 кВт и до 2000 кВт. На сегодняшний день CST приводы выпускают всемирно известная корпорация Caterpillar (США, Иллинойс), а также компания Baldor Electric Company (США, Арканзас) совместно с фирмой ABB (Швейцария).

CST привод (рисунок 1.8) состоит из планетарного редуктора, у которого выходной вал может отделяться от входных ступеней с помощью многодисковой фрикционной муфты сцепления под действием гидростатического привода. Таким образом, большие маховые массы привода отсекаются и не принимают участия в процессе заклинивания цепи. Проведенное в [31] компьютерное моделирование скребкового конвейера мощностью 800 кВт с CST приводом показало, что пиковые динамические нагрузки при заклинивании цепи в три раза меньше по

сравнению с аналогичными в конвейере с традиционной гидромуфтой.



Рисунок 1.8 – CST привод фирмы CAT

Контроль скорости входного и выходного валов, температуры и давления масла в гидросистеме, управление клапанами и поршнем многодисковой фрикционной муфты осуществляется от PLC (программируемого логического контроллера), который может связывать до 4 аналогичных CST приводов и позволяет выровнять нагрузки в них [32].

Система управления CST обеспечивает пуск двигателя на холостом ходу (что снижает нагрузку на шахтную сеть) с последующим приложением максимального момента к цепи конвейера, разгоняя ее с линейным ускорением, что снижает колебания возникающих упругих усилий [32].

Однако CST привод не обеспечивает длительной работы конвейера на пониженной скорости, поскольку большой передаваемый момент на низкооборотной стороне редуктора вызывает интенсивный износ дисков муфты сцепления и ее нагрев. Отвод тепла в этом случае происходит через теплообменник за счет насоса, а для нормального функционирования муфты

необходимо создание замкнутого контура подачи масла до 2000 л/мин в зависимости от мощности и количества CST приводов [32].

Указанный недостаток CST привода устраняется за счет системы с двухскоростными асинхронными двигателями с короткозамкнутым ротором без гидромуфты. Данные двигатели содержат две статорные обмотки с различным числом полюсов и обеспечивают устойчивую работу конвейера в двух скоростных режимах. Это позволяет осуществить пуск конвейера до пониженной скорости для проведения наладочных работ или доставки вспомогательных материалов в забой, после чего перейти в технологический режим транспортирования угля [33].

Однако, алгоритмы запуска на низкую скорость и перехода на высокую скорость забойных СК индивидуальны в зависимости от горнотехнических условий эксплуатации конкретной машины.

Применение релейно-контакторных схем и устройства плавного пуска частично решают проблемы обеспечения пусковых процессов конвейерных систем [20]. Однако, добиваясь выигрыша в ограничении броска пускового тока, данный способ пуска имеет следующие недостатки: снижение перегрузочной способности АД; пуск сопряжен со значительным снижением коэффициента мощности; в выходном напряжении тиристорного преобразователя напряжения (ТПН) присутствуют высшие гармоники, которые увеличивают потери в АД [34].

Пусковые токи, ударные моменты, потери мощности и потребление реактивной мощности могут быть снижены при плавном изменении частоты напряжения статора АД с помощью преобразователя частоты (ПЧ). При частотном пуске плавно повышается частота питающего электродвигатель переменного напряжения от нуля до номинальной. Частота вращения поля статора также плавно изменяется от нуля до синхронной. Ротор, следуя за полем статора, также при этом плавно разгоняется [28].

Применение частотно-регулируемого электропривода, позволит сразу решить такие задачи как: выравнивание нагрузок электродвигателей многодвигательного электропривода СК, ограничение динамических нагрузок в

элементах трансмиссии ЭП, повышение энергоэффективности и надежности при эксплуатации СК, путём регулирования скорости транспортировки угля, обеспечения быстрого и безопасного пуска приводных ЭД конвейера.

Частотный привод позволит исключить малонадёжную гидромуфту и импортный блок CST, уменьшить величину пусковых токов, тем самым исключив просадку напряжения в шахтной сети, выровнять нагрузку между ЭД, осуществить синхронный пуск всех двигателей, необходимый для уменьшения величины динамических усилий в тяговом органе СК.

Несмотря на явные преимущества, данный метод пока является дорогостоящим, требующим установки ПЧ на каждый двигатель (ввиду невозможности выравнивания нагрузки при использовании группового подключения), взрывозащищённое исполнение ПЧ рисунок 1.9, наличие фильтров высших гармоник, применение экранированного кабеля.



Рисунок 1.9 – Взрывозащищённое исполнение преобразователя частоты

Однако, именно применение частотно-регулируемого электропривода становится наиболее популярным, как при проектировании новых забоев, так и при модернизации старых.

Анализу динамических характеристик скребковых конвейеров при пуске посвящено большое количество исследований [35 – 37].

В [35] была исследована и разработана система плавного пуска СК с изменением задания скорости привода по линейному закону. В [36] разработана модель и исследованы динамические характеристики СК при полной загрузке в условиях прямого пуска, управляемого пуска, свободного хода, торможения и перезапуска. В [37, 38] при исследовании пусковых режимов рассматривается СК с одним приводным блоком, у которого ТО представлен как система с двумя сосредоточенными массами. В [39] исследован частотный пуск электропривода СК с одним приводным блоком и изменением формы частоты на выходе преобразователя частоты (ПЧ), и полученные выводы были применены к СК с синхронными двигателями [40]. Однако в указанных работах авторы в основном приводили результаты, свидетельствующие о трудностях пуска СК, но не предлагали реальные способы и пути решения этой задачи.

В [28] при моделировании частотного пуска асинхронного электропривода СК с двумя приводными блоками были установлены зависимости максимальных значений токов электродвигателей и усилия в цепи ТО от интенсивности пуска при его изменении в пределах от 5 до 50 Гц/с, и начальной загрузки конвейера от холостого хода до номинала. Кроме того, было предложено изменять в начале пуска СК интенсивность пуска электропривода в зависимости от его загрузки.

В работе [41] исследован двухступенчатый пуск, при котором первоначально происходит пуск на низкую скорость в течение некоторого времени с малой интенсивностью, а дальнейшее увеличение скорости происходит по *S* образной кривой**.** В [42] исследован двухэтапный пуск ленточного конвейера с формированием максимального ускорения скорости АД по трапеции, что позволило эффективно ограничить максимальные токи электродвигателей и усилия в ленте. Следует отметить, что в известных работах не решена задача ограничения рывка усилия в цепи ТО скребкового конвейера при пуске, с целью повышения надежности СК.

1.2.2 Способы согласованного управления в многодвигательном электроприводе

Как было сказано выше, ЭП современных СК является многодвигательным. Проблемой многодвигательного ЭП является неравномерное распределение нагрузки между электродвигателями конвейера. В результате один из двигателей будет перегружен, а другой – недогружен. Перегруженный ЭД может перегреваться, что приводит к преждевременному износу изоляции и, следовательно, уменьшению срока службы, а также к увеличению усилия натяжения в цепи возле более загруженного двигателя, что ведёт к интенсивному износу тягового органа. Недогруженный ЭД работает с низкими энергетическими показателями [43].

Причинами неравномерного распределения нагрузок между ЭД могут быть статистическая асимметрия нагрузки и динамические воздействия возмущений [44].

Статическая асимметрия обусловлена: различием параметров АД и кабельной линии, питающей АД; различным шагом цепи, вследствие разного удлинения и износа звеньев тяговой цепи; различным предварительным натяжением цепи; отклонением передаточных отношений редукторов; местом приложения нагрузок – головной привод первым воспринимает нагрузку, концевой – с запаздыванием. Динамические воздействия, вызывающие неравномерную нагрузку электродвигателей, обусловлены резким изменением момента сопротивления, из-за случайного распределения транспортируемого рудного материала на рабочем органе СК, различием во времени включения приводов при пуске, возможным стопорением одной из ветвей цепи в результате преодолимого или непреодолимого заклинивания [45– 47].

Многие работы отечественных и, в основном, зарубежных ученых посвящены исследованию неравномерного распределения нагрузки приводов СК.

Sikora W. в [48] исследовал и проанализировал вопрос, является ли нагрузка системы привода СК равномерной, и дал условие баланса мощности (равенства потребляемых мощностей электродвигателей) приводного устройства. *Dolipski M*.

в [49] проанализировал пусковую динамику СК с гидравлической муфтой в системе привода для баланса мощности двигателей. В [50] использовано прогнозирование параметров и нечеткое управление для достижения баланса мощности нескольких ЭД, путем прогнозирования тока двигателя. В [51] проанализированы факторы, влияющие на баланс мощности многодвигательного ЭП ленточного конвейера, и предложены меры по балансу мощности. В [52] предложен принцип управления балансом мощности по крутящему моменту. В [53] разработан контроллер баланса мощности на основе нечеткой нейронной сети для ленточного конвейера, который улучшил скорость отклика и точность управления контроллера. В [54] полностью рассмотрены различные рабочие сопротивления электропривода СК и рассчитан коэффициент распределения мощности двигателей. В [55] исследованы факторы, влияющие на распределение мощности электродвигателей СК, и выбрана соответствующая разница во времени пуска, чтобы решить проблему дисбаланса мощности при пуске с большой нагрузкой.

В отечественной литературе изучению данного вопроса посвящено несколько ранних исследований [56 – 58]. Однако в них авторы в основном констатировали факт о неравномерной нагрузке электродвигателей приводов, но не предложили реальных способов и путей решения этой задачи. Таким образом, задача выравнивания нагрузки электродвигателей в электроприводе СК остается нерешенной.

1.2.3 Повышение энергоэффективности горного производства

Третьим вопросом, связанным с увеличением установленной мощности электрооборудования системы очистной комбайн - скребковый конвейер, является большая энергозатратность при эксплуатации ОМК. Так доля потребляемой электроэнергии технологическими операциями добычи и транспортировки угля достигает 12,1-15,7% от общего электропотребления угольных шахт [59].

В связи с потребностями энергосбережения, актуальной является разработка ресурсосберегающей системы управления электроприводом скребкового конвейера очистного забоя.

Количество угля, перемещаемого СК зависит от производительности и местоположения ОК в лаве. В серийно выпускаемых СК скорость движения тяговой цепи в установившемся режиме не регулируется или изменяется дискретно. Однако в опытных образцах СК находит применение плавное регулирование скорости цепи, а значит и его производительности, с помощью частотно-регулируемого электропривода. Техническая система ОК - СК потребляет 60-70% электроэнергии очистного забоя и на ее элементы приходится большинство внеплановых отказов. На загрузку привода СК влияют физико-механические свойства угольного пласта, положение ОК в лаве, направление движения ОК (от хвостового привода СК к головному приводу или наоборот) и отличающиеся на порядок скорости перемещения ОК и СК (более низкая скорость ОК по сравнению со скоростью перемещения тягового органа СК) [13].

В современных очистных механизированных комплексах для согласования функционирования СК и ОК номинальная нагрузка на конвейер, обычно, определяется по расчетной максимальной нагрузке. Неправильно выбранная мощность электропривода (завышенная установленная мощность) приводит к значительному перерасходу электроэнергии. Кроме того, в реальных условиях эксплуатации скорости СК и ОК взаимно не согласованы. В частности, скорость СК не регулируется, за исключением режима двухступенчатого пуска конвейера, и остается постоянной, тогда как скорость ОК регулируется в зависимости от крепости угля и от режима работы самого ОК [60].

Вышесказанное является результатом того, что нагрузка на СК будет непрерывно изменяться случайным образом и в широком диапазоне, в зависимости от положения ОК, скорости его перемещения, направления движения и времени работы, вызывая удары и вибрацию в механических узлах конвейера. Все это влияет на срок службы СК, его механические характеристики, эффективность угледобычи и приводит к дополнительному потреблению энергии

[27, 61].

Предъявляемые требования к системе регулирования загрузки СК заключаются в стремлении к соответствию объема добычи (скорости перемещения ОК) к объему транспортировки (скорости перемещения СК), чтобы обеспечить равномерность загрузки СК по всей его груженой ветви – грузопотока (постоянное значение погонной загрузки на каждый метр длины конвейера). Тем самым гарантируется работа СК в стабильном энергоэффективном режиме (без недогрузок и перегрузок) с минимумом потребления электрической энергии.

В [62] предложен способ оптимизации удельного энегропотребления при транспортировке за счет адаптации скоростей ОК и лавного СК. Однако в работе не рассмотрено влияние данной оптимизации в условиях неравномерности движения комбайна на величину и неравномерность выходного грузопотока с лавы, а именно: а) при плавном регулировании и б) при ступенчатом регулировании скорости скребкового конвейера.

В [63, 64] фиксируется случайный характер выходного грузопотока на выходе лавы и предоставляется его математическое описание как случайного процесса, в том числе в [64] – с корреляционной произвольной составляющей функции. Однако не уделяется должного внимания причинам неравномерности попадания груза в транспортную цепочку шахты и путям ее снижению.

В [65] разработана математическая модель нагрузки на магистральный конвейер. В модель заложено методика определения коэффициента неравномерности грузопотока, с учетом, что уголь добывается буровзрывным способом – то есть, с относительно небольшими грузопотоками. Однако современные очистные комплексы характеризуются высокой производительностью и определение коэффициента неравномерности по данной методике может давать неточные результаты.

В [66, 67, 68] путем прогнозирования нагрузки СК разработана общая структура системы управления скоростью ОК, что обеспечивает теоретическую основу для совместного регулирования скорости ОК и СК.

Анализ публикаций показывает, что вопросам взаимодействия ОК и СК в

механизированном комплексе с целью повышения эффективности их работы уделяется большое внимание. Однако недостаточно исследованы вопросы формирования погонной нагрузки СК при изменении режимов работы и положения ОК в лаве, отсутствуют разработки систем управления (СУ) координирующих их совместную работу в очистном забое.

1.3 Выводы по главе 1

1. На основе анализа особенностей условий эксплуатации современного ОМК был сделан вывод, что традиционные приводные системы СК имеют ряд недостатков, связанные со сложность запуска груженного конвейера и неравномерностью нагрузки его приводных двигателей из-за разброса электрических и механических параметров ЭП. Это, в свою очередь, приводит к возникновению больших пусковых токов и динамических усилий, а также уменьшению времени эксплуатации более загруженных приводных ЭД.

2. Доказано, что частотно-регулируемый привод может значительно улучшить характеристики плавного пуска конвейера, а также может решить проблему дисбаланса распределения нагрузок в многодвигательном приводе, состоящем из нескольких электродвигателей.

3. Для повышения энерго- и ресурсосбережения скребкового конвейера целесообразен переход на частотно-регулируемый асинхронный электропривод и скоординированное регулирование скоростей электроприводов комбайна и конвейера. Это обеспечит равномерную загрузку скребкового конвейера по всей его длине, уменьшит удельный расход электроэнергии на транспортирование груза, повысит срок эксплуатации СК, а, значит, приведет к повышению энергоэффективности и производительности всего очистного комплекса

Таким образом, проведенные исследования по анализу состояния вопроса позволили сформулировать **цель работы**: повышение ресурсосбережения скребкового конвейера очистного забоя на основе предложенной методики проектирования системы управления многодвигательным электроприводом.

В соответствии с изложенной целью были поставлены следующие **задачи:**

1. Анализ особенностей условий эксплуатации СК с целью определения путей повышения ресурсосбережения.

2. Разработка математической и на ее основе имитационной модели частотно-регулируемого многодвигательного электропривода СК.

3. Разработка методики проектирования ресурсосберегающей системы управления многодвигательным ЭП СК включающей в себя:

– алгоритм скоординированного управления электроприводами СК и ОК,

– метод частотного пуска электропривода СК,

– способ согласованного управления многодвигательным ЭП СК.

Основные результаты главы 1 опубликованы в работах [13,15,23,28,43,45,60].

ГЛАВА 2 РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ И ИМИТАЦИОННОЙ МОДЕЛИ ЧАСТОТНО РЕГУЛИРУЕМОГО МНОГОДВИГАТЕЛЬНОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА СКРЕБКОВОГО КОНВЕЙЕРА

2.1 Обобщённая структура построения модели

Скребковый конвейер состоит из электрических и механических элементов, постоянное взаимодействие которых превращает его в сложный динамический объект, переходные процессы, происходящие в котором недостаточно изучены.

В данной главе разработана математическая и на её основе имитационная модели ЭП СК с использованием программы *Matlab Simulink*, с учетом основных факторов и явлений, характерных для приводов горных машин. Компьютерная модель конвейера разрабатывалась поэлементно, что в зависимости от решаемых задач упрощает построение семейства моделей с различными кинематическими схемами, конфигурацией приводных блоков и системами электроприводов.

Объектом исследования выступает СК марки «Анжера-30», структурная схема которого представлена на рисунке 2.1, работающий на шахте Костромовская ООО ММК-уголь механизированного комплекса фирмы YOU, совместно с ОК марки SL-300. Отрабатывая пласт угля по системе разработки – длинным столбом по простиранию с полным обрушением кровли и челноковой работой ОК. Параметры СК данного типа и ОК указаны в табл. 2.1 [69-71].

Рассматриваемый в работе СК, включает головной и концевой приводы. При этом головной и концевой приводы имеют свой приводной блок, работающий на ведущие звездочки. Каждая ведущая звездочка приводится во вращение от своего ЭД и соединяется с ним через редуктор. Головной и концевой приводы конвейера соединены бесконечной упругой тяговой цепью, к которой прикрепляются скребки, несущие груз.

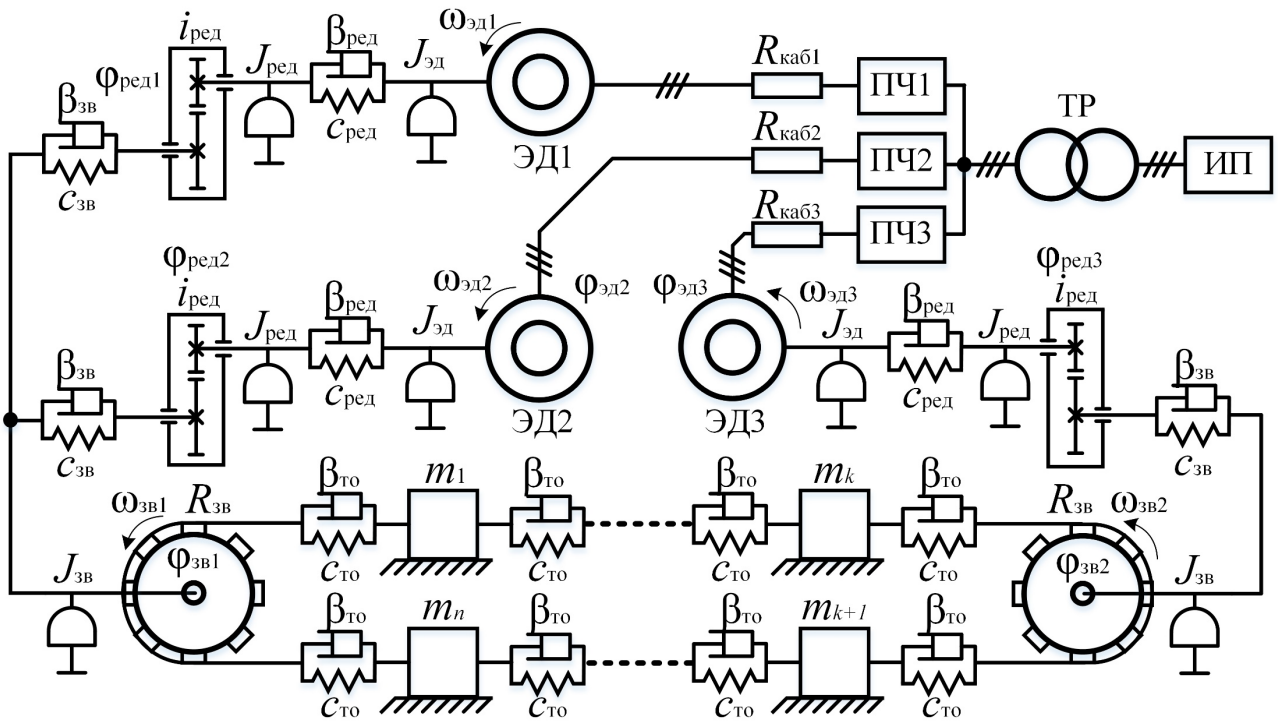


Рисунок 2.1 – Структурная схема двухприводного скребкового конвейера «Анжера-30»

На рисунке 2.1 приняты следующие обозначения: $\varphi_{эд}$, $\varphi_{зв}$, $\omega_{эд}$, $\omega_{зв}$ – соответственно углы поворота и скорости вращения ротора электродвигателя и приводной звездочки; $J_{эд}$ и $J_{зв}$ – соответственно моменты инерции ротора ЭД и приводной звездочки; n – число сосредоточенных масс тягового органа, $k = n/2$; $c_{ред}$, $\beta_{ред}$, $c_{зв}$, $\beta_{зв}$, $c_{то}$, $\beta_{то}$ – соответственно коэффициенты жесткости и вязкости связей между ЭД и редуктором, между редуктором и приводной звездочкой, между сосредоточенными массами тягового органа конвейера; $R_{зв}$ – радиус приводной звезды конвейера; $i_{ред}$ – передаточное отношение редуктора; ТР – питающий трансформатор; ПЧ – преобразователь частоты, питающий приводной ЭД; ИП – источник питания.

Необходимым условием для достоверных исследований, является представление ТО конвейера минимум пятью-шестью сосредоточенными массами в гружёной и холостой ветви [72].

Таблица 2.1 - Параметры скребкового конвейера и очистного комбайна

Скребковый конвейер «Анжера-30»	
Производительность, т/ч	1000
Длина, м	300
Номинальная скорость ТО, м/с	0,92
Тип цепи	30х108-С
Количество цепей	2
Погонная масса тягового органа, кг/м	60
Передаточное отношение редуктора	20,9
Номинальная мощность двигателя, кВт	200
Количество блоков привода	3
Число зубьев приводной звёздочки	7
Очистной комбайн «SL-300»	
Производительность комбайна, т/ч	1000
Скорость подачи маневровая, м/мин	0-12
Диаметр исполнительного органа, м	1,4
Номинальная ширина захвата, м	0,8
Длина комбайна по осям шнеков, м	11,3
Мощность пласта, м	2

2.2 Разработка математической модели механической части электропривода скребкового конвейера

Основным узлом СК является ТО, поэтому динамический анализ сосредоточен, главным образом, на анализе системы ТО и трудностями, возникающими при его моделировании [73-74].

В основе всех известных работ отечественных и зарубежных ученых при построении математической модели ТО СК принят метод конечных элементов на основе модели Кельвина - Фойгта. При этом ТО (конвейерную цепь) конвейера длиной L разбивается на n равных участков (элементарных звеньев), каждый участок при этом характеризуется эквивалентной массой m_i (скребка, цепи и груза), упругостью $c_{то}$ и вязкостью цепи $\beta_{то}$ (рисунок 2.2). Действующие на цепь силы трения приводятся к выбранным сосредоточенным массам [75-78].

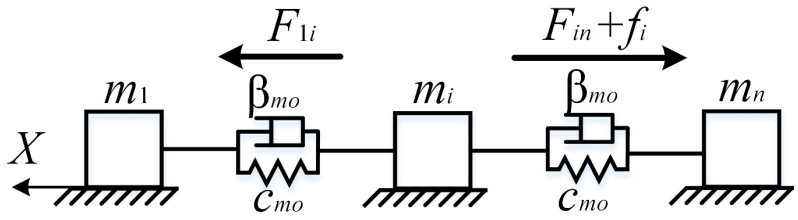


Рисунок 2.2 – Расчетная схема тягового органа скребкового конвейера

Под воздействием усилия привода движение рабочего органа, например, для *i*-го звена описывается системой дифференциальных и алгебраических уравнений, составленных на основании второго закона Ньютона:

$$m_i \frac{dV_i}{dt} = F_{1i} - F_{in} - f_i\,, \tag{2.1}$$

где F_{1i}, F_{in} – упругие силы и силы внутреннего вязкого трения, действующие на *i*-ый элемент со стороны 1-го и *n*-го элементов, Н; f_i – сила внешнего трения, Н;

Силы упругого и внутреннего вязкого трения определяются на основании закона Гука, с учётом что цепь воспринимает нагрузки только при растяжении:

$$F_{1i}=\begin{cases} c_{\text{то}} \cdot (X_1 - X_i + \Delta X_0) + \beta_{\text{то}} \cdot (V_1 - V_i), \text{если } X_1 - X_i + \Delta X_0 \geq 0 \\ 0, \text{если } X_1 - X_i + \Delta X_0 < 0 \end{cases} \tag{2.2}$$

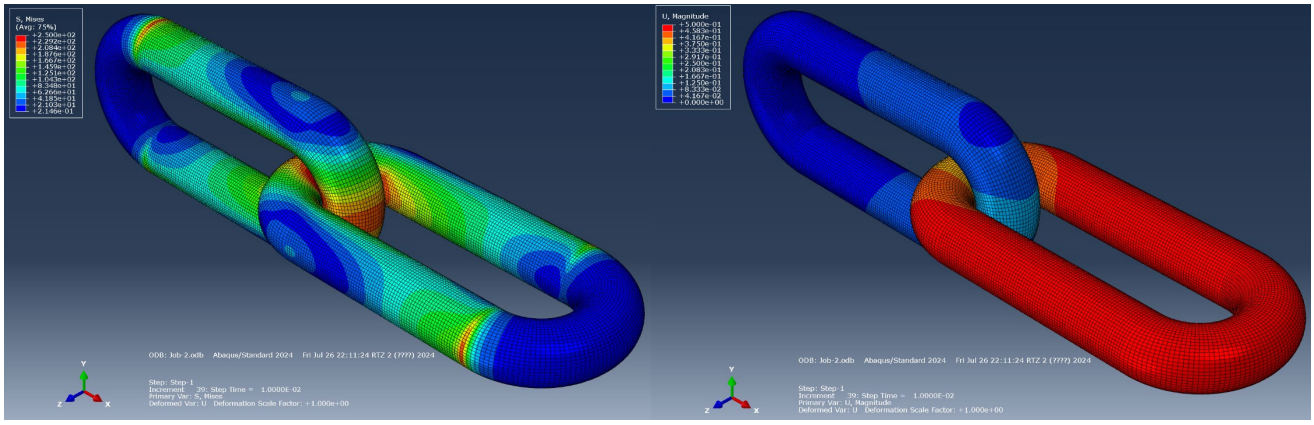
$$F_{in}=\begin{cases} c_{\text{то}} \cdot (X_i - X_n + \Delta X_0) + \beta_{\text{то}} \cdot (V_i - V_n), \text{если } X_i - X_n + \Delta X_0 \geq 0 \\ 0, \text{если } X_i - X_n + \Delta X_0 < 0 \end{cases} \tag{2.3}$$

где X_1, X_i, X_n – координаты точечных масс соответствующих звеньев, м; V_1, V_i, V_n – скорости точечных масс соответствующих звеньев, м/с; ΔX_0 – предварительное натяжение цепи, м.

Коэффициент жесткости дискретного узла является ключевым параметром для решения уравнения динамики скребкового конвейера. Методы получения коэффициента жесткости цепи включают эксперименты и статическое моделирование. Для получения коэффициентов жесткости круглозвенной цепи калибра 30х108-С в данной работе используется статическое моделирование в ABAQUS.

Сначала была создана трёхмерная модель базового звена, состоящего из плоского и вертикального кольца соединённых последовательно, по чертежу

производителя [79]. Затем указаны параметры стали из которой изготовлена цепь, такие как модуль упругости 210 ГПа, коэффициент Пуассона 0,3, плотность материала $7{,}84 \cdot 10^3$ кг/м^3. Один конец цепи «жёстко» закреплялся, а другой перемещался на заданное расстояние (0,5 мм) и по величине силы, необходимой на это перемещение определялся коэффициент жёсткости. На рисунке 2.3 (а) представлены напряжения в металле цепи и деформации рисунок 2.3 (б).



а) б)

Рисунок 2.3 – Напряжения в металле (а) и деформации (б) цепи

По результатам моделирования определена сила, необходимая для растяжения цепи на 0,5 мм равная 102,4 кН, соответственно жёсткость элементарного (базового) звена будет равна $c_{\text{то}}=2{,}04 \cdot 10^8$ Н/м, для одно цепного конвейера и $c_{\text{то}}=4{,}08 \cdot 10^8$ Н/м для двухцепного.

Вязкость цепи определяется в зависимости от постоянного времени запаздывания:

$$\beta_{\text{то}} = c_{\text{то}} \cdot \tau, \tag{2.4}$$

где τ – постоянная времени запаздывания, обычно принимается в пределах от 0,02 до 0,1 [80].

Силу сопротивления движению элементов тягового органа (рисунок 2.4) можно описать следующим выражением [81-82]:

$$f_i = \begin{cases} (\mu_{\text{г}} m_{\text{г}} + \mu_{\text{то}} m_{\text{то}}) g \cos\alpha \pm (m_{\text{г}} + m_{\text{то}}) g \sin\alpha \text{, если } i = 1...k; \\ \mu_{\text{то}} m_{\text{то}} g \cos\alpha \mp m_{\text{то}} g \sin\alpha \text{ ,если } i = k+1...n; \end{cases} \tag{2.5}$$

где g – ускорение свободного падения; $\mu_{\text{г}}$, $\mu_{\text{то}}$ – соответственно коэффициенты трения от движения сыпучего материала (угля) по желобу и цепи; $m_{\text{г}}$, $m_{\text{то}}$ –

соответственно сосредоточенные масса угля (груза), находящаяся на верхней части конвейера, масса цепи тягового органа, кг; «+» – соответствует движению вверх, «-» – движению вниз, α – угол наклона конвейера.

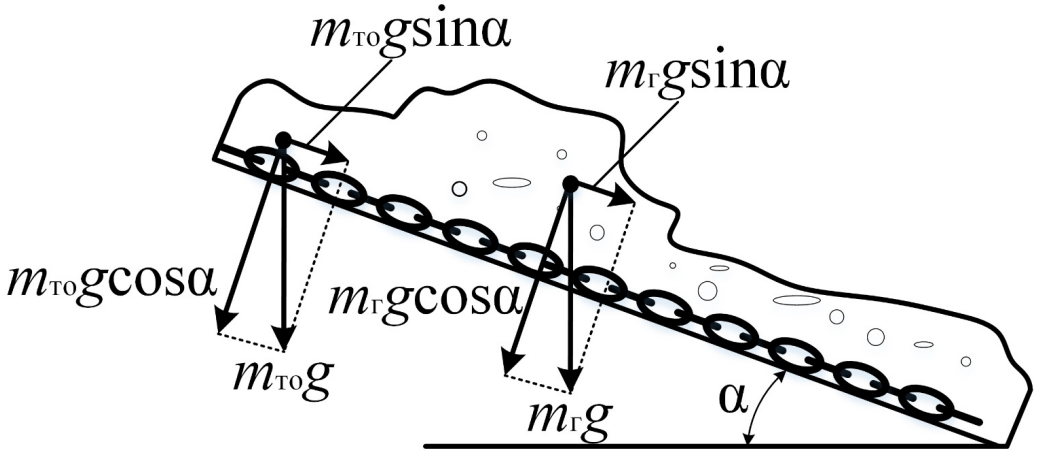


Рисунок 2.4 – Расчетная схема определения силы сопротивления движению

Зависимости коэффициентов трения наиболее точно определяются опытным путем. Аппроксимированное аналитическое выражение для них по [77] выглядит следующим образом:

$$\begin{aligned} \mu_{г} &= sign(V)[\mu_{г0} - abs(V)b_1 + abs(V^3)b_2] \\ \mu_{то} &= sign(V)[\mu_{то0} - abs(V)b_1 + abs(V^3)b_2] \end{aligned} \quad (2.6)$$

где b_1 и b_2 – коэффициенты полинома, $\mu_{то0}$, $\mu_{г0}$ – коэффициенты трения покоя соответственно для цепи и сыпучего материала по желобу, в соответствии с [11] значения $\mu_{то0}$=0,4; $\mu_{г0}$=0,65; b_1=0,08; b_2=0,03.

Модель трения построена на основе модели трения Карноппа [83], которая включает трение покоя и скольжения, зависящее от скорости движущейся массы, если величина скорости меньше предельной скорости ΔV (скорости отрыва), то считается что действует сила трения покоя, а при превышении скорости ΔV, действует сила трения скольжения (рисунок 2.5):

$$f_i = \begin{cases} f_i \text{, если } |V_i| \geq \Delta V; \\ F_{1i} - F_{in} \text{, если } |V_i| < \Delta V \text{ и } |F_{1i} - F_{in}| \leq f_i; \\ f_i \text{, если } |V_i| < \Delta V \text{ и } |F_{1i} - F_{in}| > f_i; \end{cases} \quad (2.7)$$

где ΔV – скорость отрыва, м/с;

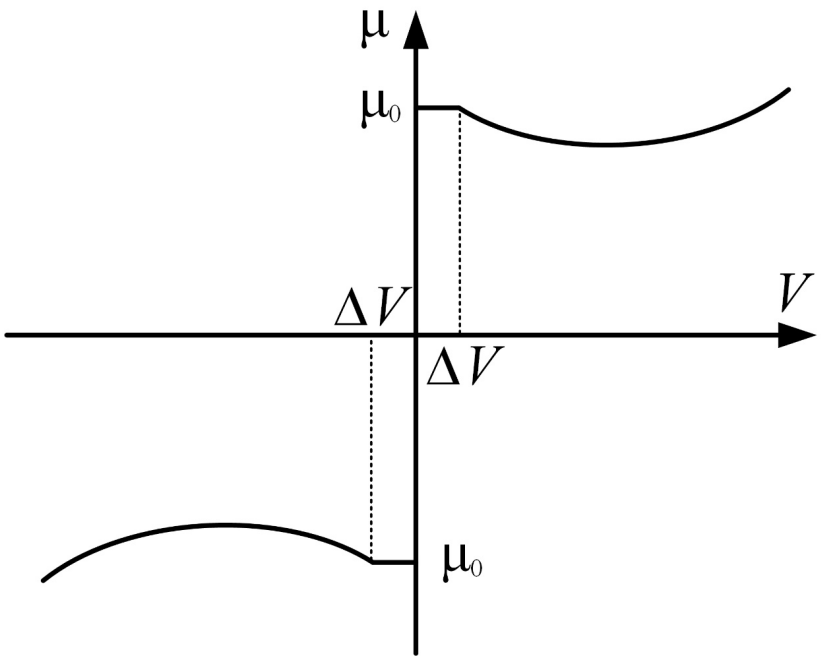


Рисунок 2.5 – Зависимость коэффициента трения от скорости ТО

Масса дискретного элемента рассчитывается по выражению (2.8) и (2.9):

$$m_{\text{г}} = \frac{Lq_{\text{г}}}{k} = \frac{Q_{\text{ск}}}{3{,}6 \cdot V \cdot k},\ m_{\text{то}} = \frac{Lq_{\text{то}}}{k}, \tag{2.8}$$

где L – длина конвейера, м; $q_{\text{г}}$, $q_{\text{то}}$ – вес одного метра соответственно перемещаемого груза и тягового органа, кг/м; k – количество сосредоточенных масс на груженной и холостой ветви, V – скорость тягового органа, м/с; $Q_{\text{ск}}$ – производительность СК, т/ч.

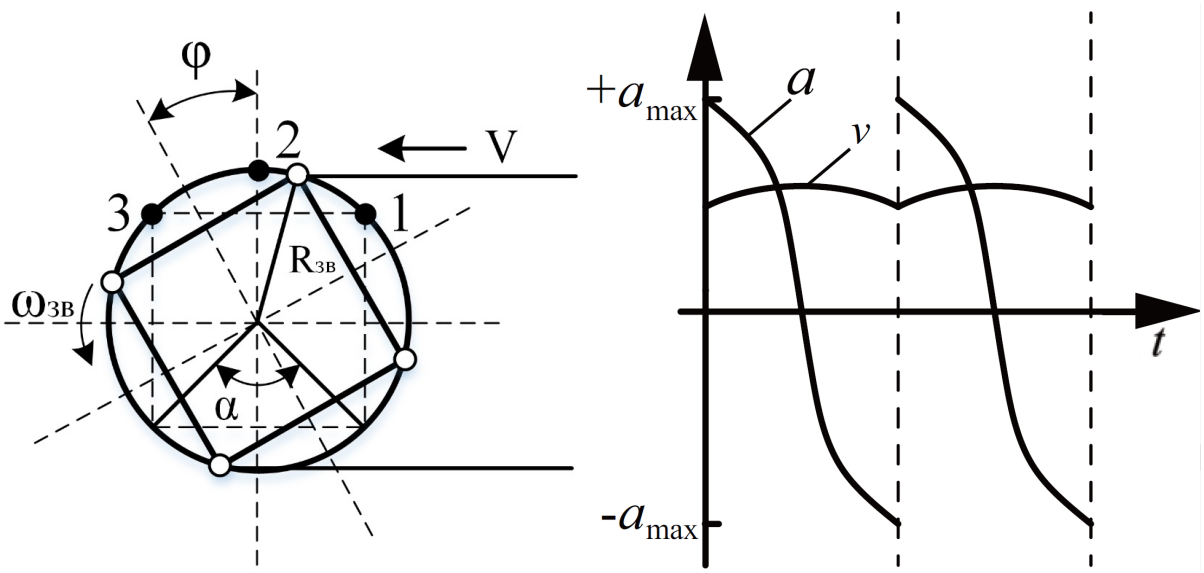
$$m_i = \begin{cases} m_{\text{г}} + m_{\text{то}} \text{ если } i = 1...k; \\ m_{\text{то}}, \text{если } i = k+1...n. \end{cases} \tag{2.9}$$

Известно, что работа СК сопровождается неравномерным движением цепи из-за полигонального эффекта приводной звёздочки [84].

Звездочка радиуса $R_{\text{зв}}$ рисунок 2.6 (а), с количеством зубьев z вращается с постоянной скоростью $\omega_{\text{зв}}$. При этом каждый её зуб совершает угловое перемещение $\varphi = \omega_{\text{зв}} \cdot t$. Скорость линейного движения цепи равна [85]:

$$V = \omega_{\text{зв}} \cdot R_{\text{зв}} \cdot \cos\varphi, \tag{2.10}$$

где $\omega_{\text{зв}}$ – угловая скорость звёздочки, рад/с; $R_{\text{зв}}$ – радиус приводной звёздочки, м.



а) б)

Рисунок 2.6 – Расчетная схема звёздочки (а) и скорость движения ТО (б)

Из рисунка 2.6 (а) следует, что мгновенный радиус набегания цепи на приводную звёздочку изменяется от $R_{зв}$ до $R_{зв}\cdot\cos(\alpha/2)$. В точках 1 и 3 скорость цепи минимальна, а в точке 2 максимальна, поэтому вращение звёздочки вызывает пульсации в движении цепи рисунок 2.6 (б).

Радиус приводной звёздочки $R_{зв}$ рассчитывается исходя из калибра цепи:

$$R_{зв} = \frac{1}{2}\sqrt{\frac{L_c^2}{\left(\sin\left(\frac{\pi}{2z}\right)\right)^2} + \frac{(2r_c)^2}{\left(\cos\left(\frac{\pi}{2z}\right)\right)^2}}, \qquad (2.11)$$

где L_c – длина звена цепи, м; z – число зубьев приводной звёздочки; r_c – радиус звена цепи, м.

Приводная станция, состоящая из приводного ЭД, редуктора и приводной звёздочки может быть представлена в виде трёхмассовой системы рисунок 2.7.

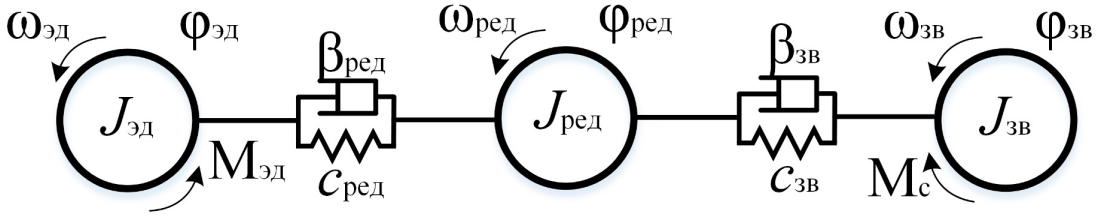


Рисунок 2.7 – Расчетная схема приводного блока

Система уравнений описывающая, данную механическую систему:

$$
\begin{aligned}
J_{\text{эд}}\frac{d\omega_{\text{эд}}}{dt} &= M_{\text{эд}} - c_{\text{ред}}\cdot(\varphi_{\text{эд}}-\varphi_{\text{ред}}) - \beta_{\text{ред}}\cdot(\omega_{\text{эд}}-\omega_{\text{ред}}) \\
J_{\text{ред}}\frac{d\omega_{\text{ред}}}{dt} &= c_{\text{ред}}\cdot(\varphi_{\text{эд}}-\varphi_{\text{ред}}) + \beta_{\text{ред}}\cdot(\omega_{\text{эд}}-\omega_{\text{ред}}) - \frac{c_{\text{зв}}}{i_{\text{ред}}}\cdot\left(\frac{\varphi_{\text{ред}}}{i_{\text{ред}}}-\varphi_{\text{зв}}\right) - \frac{\beta_{\text{зв}}}{i_{\text{ред}}}\cdot\left(\frac{\omega_{\text{ред}}}{i_{\text{ред}}}-\omega_{\text{зв}}\right) \\
J_{\text{зв}}\frac{d\omega_{\text{зв}}}{dt} &= c_{\text{зв}}\cdot\left(\frac{\varphi_{\text{ред}}}{i_{\text{ред}}}-\varphi_{\text{зв}}\right) + \beta_{\text{зв}}\cdot\left(\frac{\omega_{\text{ред}}}{i_{\text{ред}}}-\omega_{\text{зв}}\right) - M_{\text{с}}
\end{aligned}
\qquad (2.12)
$$

где $J_{\text{эд}}$ – момент инерции ротора ЭД, кг·м^2, м; $J_{\text{ред}}$ – момент инерции редуктора, кг·м^2; $J_{\text{зв}}$ – момент инерции приводной звёздочки, кг·м^2.

Перед запуском скребкового конвейера обычно используется гидравлическое натяжное устройство для создания соответствующего усилия предварительного натяжения в цепи. Оно предотвращает появление нулевых усилий в цепи, которые могут привести к её складыванию, однако слишком большое значение приведёт к быстрому усталостному разрушению, в [86] указано, что минимальная сила растяжения F_{min}, при номинальной нагрузке на СК должна находиться в пределах 3-10 кН, соответственно предварительное натяжение рассчитывается:

$$\Delta X_0 = \frac{F_1 + F_2 + F_3 + F_4}{4\cdot c_{\text{то}}}, \qquad (2.13)$$

где F_1, F_2, F_3, F_4 – натяжение в точка набегания и сбегания цепи возле головной и хвостовой звёздочки, Н.

При создании механической части ЭП СК принимаются следующие допущения: 1) цепь одинакова и однородна по всей длине СК; 2) натяжное устройство обеспечивает постоянное усилие натяжения приводной станции; 3) скорости цепи в точке набегания и сбегания со звёздочки одинаковы; 4) в редукторе отсутствуют люфты и потери.

Тогда система дифференциальных уравнений, описывающая механическую часть СК с учетом 2.1 - 2.13 и [87-90] имеет вид:

$$
\begin{cases}
J_{\text{эд}1,2,3}\dfrac{d\omega_{\text{эд}1,2,3}}{dt} = M_{\text{эд}1,2,3} - c_{\text{ред}}\cdot(\varphi_{\text{эд}1,2,3}-\varphi_{\text{ред}1,2,3}) - \beta_{\text{ред}}\cdot(\omega_{\text{эд}1,2,3}-\omega_{\text{ред}1,2,3}) \\
J_{\text{ред}1,2,3}\dfrac{d\omega_{\text{ред}1,2,3}}{dt} = c_{\text{ред}}\cdot(\varphi_{\text{эд}1,2,3}-\varphi_{\text{ред}1,2,3}) + \beta_{\text{ред}}\cdot(\omega_{\text{эд}1,2,3}-\omega_{\text{ред}1,2,3}) - \dfrac{c_{\text{зв}}}{i_{\text{ред}}}\cdot\left(\dfrac{\varphi_{\text{ред}1,2,3}}{i_{\text{ред}}} - \varphi_{\text{зв}1,2}\right) - \dfrac{\beta_{\text{зв}}}{i_{\text{ред}}}\cdot\left(\dfrac{\omega_{\text{ред}1,2,3}}{i_{\text{ред}}} - \omega_{\text{зв}1,2}\right) \\
J_{\text{зв}1}\dfrac{d\omega_{\text{зв}1}}{dt} = c_{\text{зв}}\cdot\left(\dfrac{\varphi_{\text{ред}1}}{i_{\text{ред}}} - \varphi_{\text{зв}1}\right) + \beta_{\text{зв}}\cdot\left(\dfrac{\omega_{\text{ред}1}}{i_{\text{ред}}} - \omega_{\text{зв}1}\right) + c_{\text{зв}}\cdot\left(\dfrac{\varphi_{\text{ред}2}}{i_{\text{ред}}} - \varphi_{\text{зв}1}\right) + \beta_{\text{зв}}\cdot\left(\dfrac{\omega_{\text{ред}2}}{i_{\text{ред}}} - \omega_{\text{зв}1}\right) + \\
+ c_{\text{то}}\cdot R_{\text{зв}}\cdot(X_n - \varphi_{\text{зв}1}\cdot R_{\text{зв}}) + \beta_{\text{то}}\cdot R_{\text{зв}}\cdot(V_n - \omega_{\text{зв}1}\cdot R_{\text{зв}}) - c_{\text{то}}\cdot R_{\text{зв}}\cdot(\varphi_{\text{зв}1}\cdot R_{\text{зв}} - X_1) - \beta_{\text{то}}\cdot R_{\text{зв}1}\cdot(\omega_{\text{зв}1}\cdot R_{\text{зв}} - V_1); \\
J_{\text{зв}2}\dfrac{d\omega_{\text{зв}2}}{dt} = c_{\text{зв}}\cdot\left(\dfrac{\varphi_{\text{ред}3}}{i_{\text{ред}}} - \varphi_{\text{зв}2}\right) + \beta_{\text{зв}}\cdot\left(\dfrac{\omega_{\text{ред}3}}{i_{\text{ред}}} - \omega_{\text{зв}2}\right) + c_{\text{то}}\cdot R_{\text{зв}}\cdot(X_k - \varphi_{\text{зв}2}\cdot R_{\text{зв}}) + \beta_{\text{то}}\cdot R_{\text{зв}}\cdot(V_k - \omega_{\text{зв}1}\cdot R_{\text{зв}}) \\
- c_{\text{то}}\cdot R_{\text{зв}}\cdot(\varphi_{\text{зв}2}\cdot R_{\text{зв}} - X_{k+1}) - \beta_{\text{то}}\cdot R_{\text{зв}}\cdot(\omega_{\text{зв}2}\cdot R_{\text{зв}} - V_{k+1}); \\
m_1\dfrac{dV_1}{dt} = c_{\text{то}}\cdot(\varphi_{\text{зв}1}\cdot R_{\text{зв}} - X_1) + \beta_{\text{то}}\cdot(\omega_{\text{зв}1}\cdot R_{\text{зв}} - V_1) - c_{\text{то}}(X_1 - X_2) - \beta_{\text{то}}(V_1 - V_2) - f_i; \\
m_k\dfrac{dV_k}{dt} = c_{\text{то}}\cdot(X_{k-1} - X_k) + \beta_{\text{то}}\cdot(V_{k-1} - V_k) - c_{\text{то}}(X_k - \varphi_{\text{зв}2}R_{\text{зв}}) - \beta_{\text{то}}(V_k - \omega_{\text{зв}2}R_{\text{зв}}) - f_i; \\
m_{k+1}\dfrac{dV_{k+1}}{dt} = c_{\text{то}}\cdot(\varphi_{\text{зв}2}R_{\text{зв}} - X_{k+1}) + \beta_{\text{то}}\cdot(\omega_{\text{зв}2}R_{\text{зв}} - V_{k+1}) - c_{\text{то}}(X_{k+1} - X_{k+2}) - \beta_{\text{то}}(V_{k+1} - V_{k+2}) - f_i; \\
m_n\dfrac{dV_n}{dt} = c_{\text{то}}\cdot(X_{n-1} - X_n) + \beta_{\text{то}}\cdot(V_{n-1} - V_n) - c_{\text{то}}(X_n - \varphi_{\text{зв}1}R_{\text{зв}}) - \beta_{\text{то}}(V_n - \omega_{\text{зв}1}R_{\text{зв}}) - f_i;
\end{cases}
\tag{2.14}
$$

где - d/dt – оператор Лапласа; $M_{\text{эд}}$ – крутящий момент, развиваемый электродвигателями; i и n – соответственно номер и число сосредоточенных масс тягового органа (i=1…k, k+1…n); f_i – сила трения, действующая на сосредоточенную массу; m – сосредоточенная масса; V - скорость тягового органа; x_i – линейное перемещение участка массы тягового органа.

Для повышения точности расчетов (приближения модели к реальному объекту) увеличивают число элементарных звеньев, что приводит к значительному росту числа дифференциальных уравнений, описывающих каждое элементарное звено.

Предлагается уравнения (2.14) представить в виде матрично-векторного произведения с введением дополнительных матриц $A[n\times n]$ и $B[n\times n]$, $C[n\times 1]$ и $D[n\times 1]$. Тогда получим (2.15):

$$
\begin{cases}
M\cdot\dfrac{dV}{dt} = (\beta\cdot V\times B + c\cdot X\times B)\times A - (\mu_{\text{г}}m_{\text{г}} + \mu_{\text{то}}m_{\text{то}})\times D - M\times C; \\
F = \beta\cdot V\times B + c\cdot X\times B; \quad M = m_{\text{г}} + m_{\text{то}},
\end{cases}
\tag{2.15}
$$

где $M = [m_1\ m_2\ \dots\ m_n]^T$ – вектор элементарных масс конвейера, кг; состоящий из суммы векторов сосредоточенных масс груза – $m_{\text{г}} = [m_{\text{г}1}\ m_{\text{г}2}\ \dots\ m_{\text{г}n}]$, кг; и вектора сосредоточенных масс ТО – $m_{\text{то}} = [m_{\text{то}1}\ m_{\text{то}2}\ \dots\ m_{\text{то}n}]^T$, кг; $\mu_{\text{г}}=[\mu_{\text{г}1}\ \mu_{\text{г}2}\ \dots\ \mu_{\text{г}n}]^T$; $\mu_{\text{то}}=[\mu_{\text{то}1}\ \mu_{\text{то}2}\ \dots\ \mu_{\text{то}n}]^T$ – вектор коэффициентов трения груза и ТО; $V = [V_1\ V_2\ \dots\ V_n]^T$

– вектор скорости масс, м/с; $X = [X_1\ X_2\ \dots\ X_n]^T$ – вектор положения масс, м; $F = [F_{12}\ F_{23}\ \dots\ F_{in}]^T$ – вектор упругих и вязких сил, Н.

$$A = \begin{vmatrix} -1 & 0 & \dots & 1 \\ 1 & -1 & \cdots & 0 \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ 0 & 0 & 1 & -1 \end{vmatrix}; B = \begin{vmatrix} 1 & -1 & \dots & 0 \\ 0 & 1 & \cdots & \vdots \\ \vdots & \vdots & \ddots & -1 \\ -1 & 0 & 0 & 1 \end{vmatrix}; C = \begin{vmatrix} g \cdot \sin\alpha_1 \\ g \cdot \sin\alpha_2 \\ \vdots \\ -g \cdot \sin\alpha_n \end{vmatrix}; D = \begin{vmatrix} k_1 \cdot g \cdot \cos\alpha_1 \\ k_2 \cdot g \cdot \cos\alpha_2 \\ \vdots \\ k_n \cdot g \cdot \cos\alpha_n \end{vmatrix}.$$

$$A \times F = \begin{vmatrix} -1 & 0 & \dots & 1 \\ 1 & -1 & \cdots & 0 \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ 0 & 0 & 1 & -1 \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} F_{12} \\ F_{23} \\ \vdots \\ F_{n1} \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} F_{n1} - F_{12} \\ F_{12} - F_{23} \\ \vdots \\ F_{n-1,n} - F_{n1} \end{vmatrix};$$

$$B \times V = \begin{vmatrix} 1 & -1 & \dots & 0 \\ 0 & 1 & \cdots & \vdots \\ \vdots & \vdots & \ddots & -1 \\ -1 & 0 & 0 & 1 \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} V_1 \\ V_2 \\ \vdots \\ V_n \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} V_1 - V_2 \\ V_2 - V_3 \\ \vdots \\ V_{n-1} - V_n \end{vmatrix};$$

$$B \times X = \begin{vmatrix} 1 & -1 & \dots & 0 \\ 0 & 1 & \cdots & \vdots \\ \vdots & \vdots & \ddots & -1 \\ -1 & 0 & 0 & 1 \end{vmatrix} \times \begin{vmatrix} X_1 \\ X_2 \\ \vdots \\ X_n \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} X_1 - X_2 \\ X_2 - X_3 \\ \vdots \\ X_{n-1} - X_n \end{vmatrix};$$

Дополнительные матрицы $A[n \times n]$, $B[n \times n]$, $C[n \times 1]$ и $D[n \times 1]$ снимают ограничения по числу элементарных звеньев для описания ТО СК. Кроме того, они универсализируют полученную модель СК, позволяя исследовать различные режимов работы ТО: заклинивание и обрыв цепи, а также «изгиб» и наклон става (изменяя коэффициент k в матрицах).

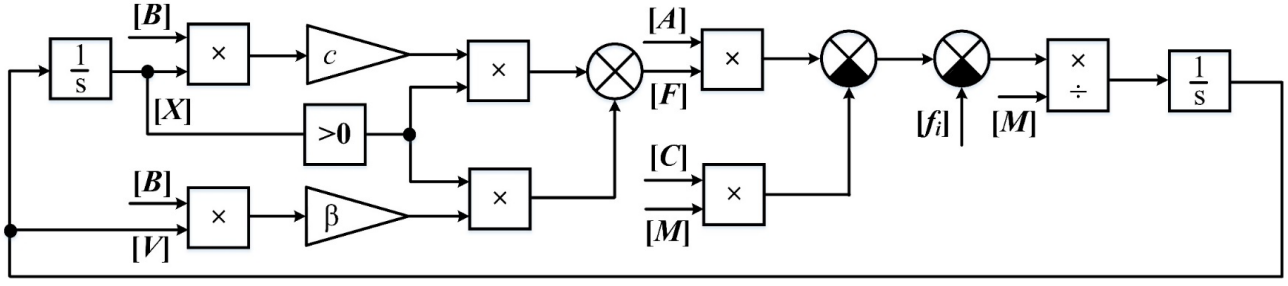


Рисунок 2.8 – Модель тягового органа скребкового в матричной форме

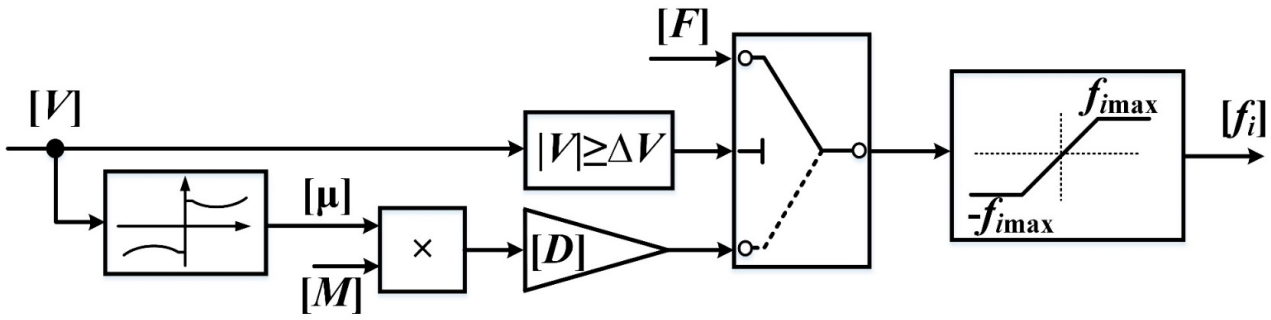
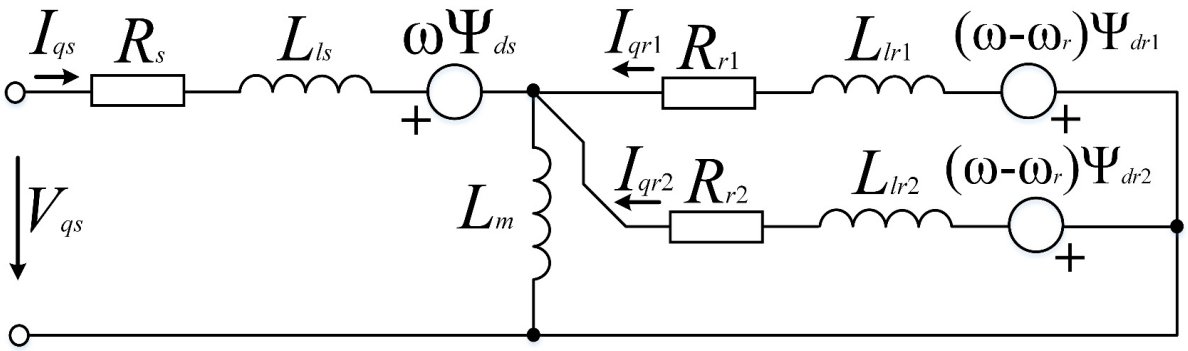


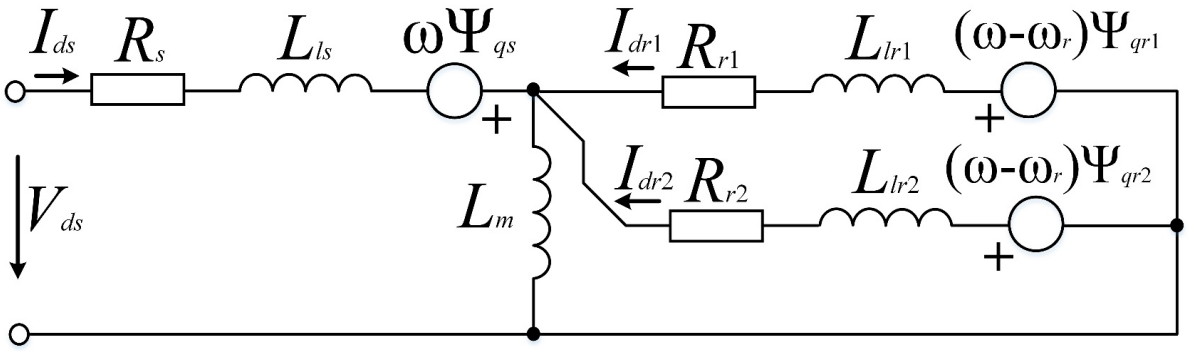
Рисунок 2.9 – Модель расчёта сил трения в матричной форме

2.3 Разработка математической модели электрической части электропривода скребкового конвейера

Для данного конвейера приводным ЭД является асинхронный двигатель с двойной короткозамкнутой обмоткой ротора. При построении модели трехфазного АД сделаны следующие допущения: трехфазная обмотка симметрична, влияние питающей частоты и температуры на сопротивления обмоток не учитываются, магнитные потери пренебрежительно малы. Поскольку математическая модель двигателя, описанная в трехфазных координатах, представляет собой нелинейную, сильно связанную многопараметрическую систему высокого порядка, процессы анализа и решения достаточно сложны. Поэтому она преобразуется в двухфазную вращающуюся систему координат *d-q* [88].



а)



б)

Рисунок 2.10 – Схема замещения АД в осях *q* (а) и *d* (б)

Из рисунка 2.10. получаем следующие соотношения математической модели двигателя в двухфазных координатах:

$$\begin{cases} V_{qs} = R_s i_{qs} + \dfrac{d\psi_{qs}}{dt} + \omega\psi_{ds} \\ V_{ds} = R_s i_{ds} + \dfrac{d\psi_{ds}}{dt} - \omega\psi_{qs} \\ 0 = R_{r1} i_{qr1} + \dfrac{d\psi_{qr1}}{dt} + (\omega - \omega_r)\psi_{dr1} \\ 0 = R_{r1} i_{dr1} + \dfrac{d\psi_{dr1}}{dt} - (\omega - \omega_r)\psi_{qr1} \\ 0 = R_{r2} i_{qr2} + \dfrac{d\psi_{qr2}}{dt} + (\omega - \omega_r)\psi_{dr2} \\ 0 = R_{r2} i_{dr2} + \dfrac{d\psi_{dr2}}{dt} - (\omega - \omega_r)\psi_{qr2} \\ M_{эд} = 1.5p(\psi_{ds} i_{qs} - \psi_{qs} i_{ds}) \\ \psi_{qs} = L_s i_{qs} + L_m (i_{qr1} + i_{qr2}) \\ \psi_{ds} = L_s i_{ds} + L_m (i_{dr1} + i_{dr2}) \\ \psi_{qr1} = L_{r1} i_{qr1} + L_m i_{qs} \\ \psi_{dr1} = L_{r1} i_{dr1} + L_m i_{ds} \\ \psi_{qr2} = L_{r2} i_{qr1} + L_m i_{qs} \\ \psi_{dr2} = L_{r2} i_{dr1} + L_m i_{ds} \\ L_s = L_{ls} + L_m \\ L_{r1} = L_{lr1} + L_m \\ L_{r2} = L_{lr2} + L_m \end{cases} \quad (2.16)$$

где i_{qs}, i_{ds}, i_{qr1}, i_{dr1}, i_{qr2}, i_{dr2} – составляющие векторов тока статора и ротора соответственно; Ψ_{qs}, Ψ_{ds}, Ψ_{qr1}, Ψ_{dr1}, Ψ_{qr2}, Ψ_{dr2}, – составляющие векторов потокосцепления статора и ротора соответственно; R_s, R_{r1}, R_{r2} – активные сопротивления статора и ротора; L_{ls}, L_{lr1}, L_{lr2} – индуктивность рассеяния статора и ротора; L_s, L_{r1}, L_{r2}, L_m – полная индуктивность обмотки статора, ротора и взаимная индуктивность; p - число пар полюсов.

Явление насыщения стали по главному пути магнитного потока учитывается путем расчета зависимости $L_m = f(\Psi_m)$ [91].

Схема замещения двухобмоточного трансформатора показана рисунке 2.11, а его математическая модель [92] описывается следующими выражениями:

$$\begin{cases} V_1 = R_1 i_1 + jX_1 i_1 + X_{12}(i_1 + i_2) \\ -V_2 = R_2 i_2 + jX_2 i_2 + X_{12}(i_1 + i_2) \end{cases} \quad (2.17)$$

где i_1, i_2 – токи первичной и вторичной обмотки трансформатора соответственно; X_1, X_2, X_{12} – индуктивное сопротивление первичной и вторичной обмотки и взаимная индуктивность;

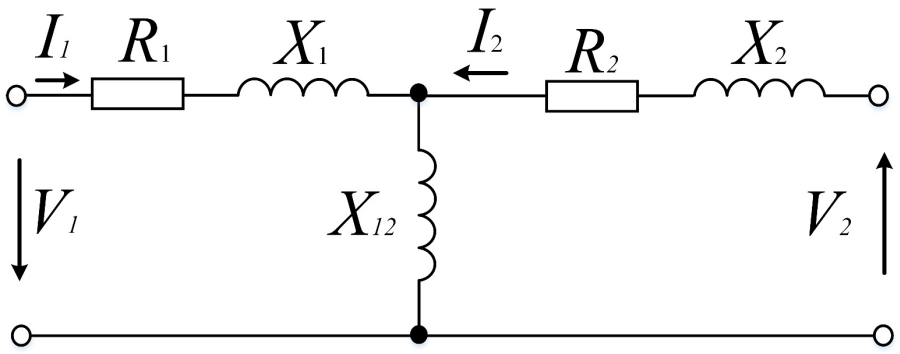


Рисунок 2.11 – Схема замещения двухобмоточного трансформатора

2.4 Разработка математической модели для исследования формирования погонной загрузки и электропотребления электроприводом СК

Математическая модель для исследования формирования погонной загрузки и электропотребления электроприводом СК включает следующие элементы: блок перемещения угля на ТО; блок расчёта производительности ОК; модель формирования загрузки СК; модель формирования параметров электропотребления СК.

Тяговый орган СК состоит из верхней – груженой ветви и нижней – холостой ветви.

В уравнении (2.8) принято допущение, что нагрузка на груженой ветви СК распределена равномерно [18]. В действительности на распределение нагрузки на груженой ветви СК влияет положение ОК вдоль забоя, его скорость и

направление движения по направляющим рештакам СК (ОК и груженая ветвью СК движутся в одну сторону, либо в разные) [93]. Также в допущениях принято, что уголь обладает постоянной насыпной плотностью и производительность ОК напрямую зависит от скорости подачи.

При расчете загруженности СК будем учитывать: место положение ОК вдоль забоя, направление его перемещения относительно перемещения цепи СК, величину скорости и производительности ОК.

Теоретическая производительность двухшнекового ОК – $Q_{ОК}$ определяется по выражениям [94]:

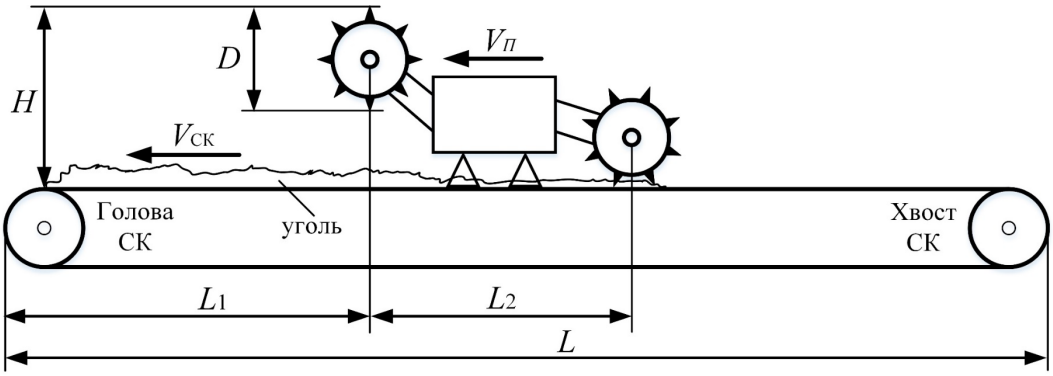
$$Q_1 = D \cdot B \cdot \gamma \cdot V_П \tag{2.18}$$

$$Q_2 = (H - D) \cdot B \cdot \gamma \cdot V_П \tag{2.19}$$

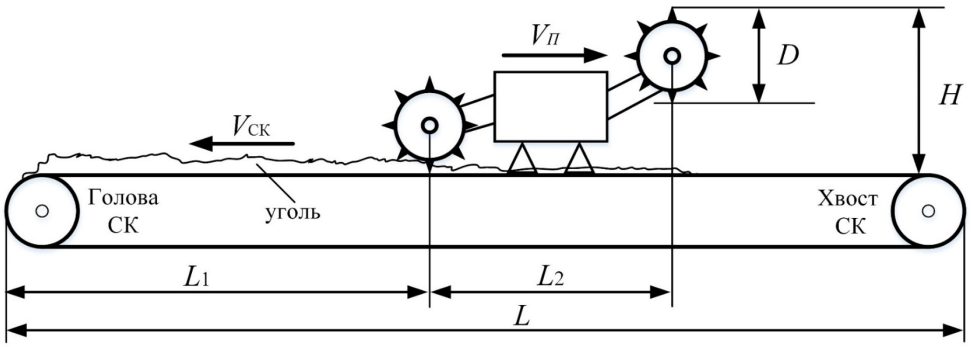
$$Q_{ОК} = Q_1 + Q_2 = H \cdot B \cdot \gamma \cdot V_П, \tag{2.20}$$

где H – вынимаемая мощность пласта, м; B – ширина захвата исполнительного органа ОК, м; γ – удельная плотность отбитого угля, кг/м^3; $V_П$ – скорость подачи ОК, м/с; D – диаметр шнека, м; Q_1 – производительность верхнего шнека, кг/с; Q_2 – производительность нижнего шнека, кг/с.

Масса отбитого угля на СК транспортируется при двух случаях: направление движения груженой ветви СК и направление перемещения ОК вдоль конвейера совпадают (обратный ход ОК комбайна – рисунок 2.12 а), или они противоположны (прямой ход ОК – рисунок 2.12 б).



а)



б)

Рисунок 2.12 – Схема совместной работы ОК и СК в угольном забое

На рисунке 2.12 приняты следующие обозначения: L – длина скребкового конвейера, L_1 – расстояние между ОК и головой СК, L_2 – длина ОК, $V_{СК}$ – скорость перемещения груженой ветви тягового органа СК.

Поскольку СК расположен близко к ОК под действием гидравлической опоры, делается приближение, что уголь, извлеченный комбайном, напрямую попадает на средний желоб скребкового конвейера, поэтому масса угля, поступающая на конвейер, напрямую зависит от производительности ОК.

Рассчитаем три основных промежутка времени [95], для двух случаев добычи, при различной начальной удалённости ОК от головы СК L_1:

Для случая прямого хода:

$$t_1 = (L_1 + L_2)/V_{ск}; t_2 = L_1/V_{ск}; t_3 = (L - L_1 - L_2)/V_{п} \quad (2.21)$$

Для случая обратного хода:

$$t_1 = L_1/V_{ск}; t_2 = (L_1 + L_2)/V_{ск}; t_3 = L_1/V_{п} \quad (2.22)$$

где t_1 – момент времени, когда уголь отбитый верхним шнеком ОК достигает головы СК; t_2 – момент времени, когда уголь отбитый нижний шнеком ОК достигает головы СК; t_3 – момент времени, когда ОК достигает головы СК.

Тогда количество угля $m_г$ на СК за время добычи будет изменяться:

$$m_Г = q_1 \cdot (\int_0^{t_1} V_{ск}(t)dt \pm \int_0^{t_3} V_{п}(t)dt) + q_2 \cdot (\int_0^{t_2} V_{ск}(t)dt \pm \int_0^{t_3} V_{п}(t)dt), \quad (2.23)$$

где: q_1 – количество угля, добытого верхним шнеком ОК в пределах единицы длины СК, кг/м; q_2 – количество угля, добытого нижним шнеком ОК в пределах единицы длины СК, кг/м.

$$q_1 = \frac{Q_1}{V_П \pm V_{СК}}$$
$$q_2 = \frac{Q_2}{V_П \pm V_{СК}} \quad (2.24)$$

В (2.23) и (2.24) «+» – соответствует для прямого хода, а «-» – для обратного хода.

При моделировании потребляемая электроприводом СК электрическая мощность в кВт определялась по формуле [96]:

$$P = 2 \cdot q_{то} \cdot \mu_{то} \cdot g \cdot L \cdot V_{ск} \cdot \eta_р^{-1} \cdot \eta_{эп}^{-1} + q_г \cdot L_з \cdot \mu_г \cdot g \cdot V_{ск} \cdot \eta_Р^{-1} \cdot \eta_{эп}^{-1}, \quad (2.25)$$

где $\mu_{то}$, $\mu_г$ – коэффициенты сопротивления движению тягового органа и груза; $V_{ск}$ – скорость движения тягового органа, м/с; L, $L_з$ – длина конвейера и загруженной части конвейера, м; g – ускорение свободного падения, м/с^2; $\eta_р$, $\eta_{эп}$ – КПД редуктора и электропривода конвейера; $q_г$, $q_{то}$ – вес одного метра соответственно перемещаемого груза и тягового органа, кг/м.

Электроэнергия W (кВт·ч), потребляемая электроприводом СК за цикл работы ОК, равна (2.26):

$$W = \int_0^{t_{пр}} P_{пр} + \int_0^{t_{обр}} P_{обр} \quad (2.26)$$

где $t_{пр}$ – время работы при прямом ходе ОК, с; $t_{обр}$ – время работы при обратном ходе ОК, с; $P_{пр}$ – потребляемая мощность СК при прямом ходе ОК, кВт; $P_{обр}$ – потребляемая мощность СК при обратном ходе ОК, кВт.

Объём добычи угля M комбайном и транспортировки его СК за цикл при челноковой схеме работы ОК в килограммах определяется по выражению (2.27):

$$M = \int_0^{t_{пр}} Q_{пр} + \int_0^{t_{обр}} Q_{обр}\,, \quad (2.27)$$

где $t_{пр}$ – время работы при прямом ходе ОК, с; $t_{обр}$ – время работы при обратном ходе ОК, с; $Q_{пр}$ – производительность ОК при прямом ходе, кг/с; $Q_{обр}$ – производительность ОК при обратном ходе, кг/с.

Удельный расход электрической энергии электропривода СК за цикл работы ОК определяется отношением потребленной электроэнергии (2.26) к перемещенной массе (2.27).

Цикл работы ОК включает выемку двух лент угля (длительностью $t_{в1}$ и $t_{в2}$) и две зарубки исполнительного органа по концам лавы (длительностью $t_{з1}$ и $t_{з2}$). Зарубка осуществляется двумя косыми наездами ОК с операцией передвижки концевой части скребкового конвейера в очистном механизированном комплексе. Время одного цикла, необходимое для снятия двух полос угля определяется по формуле [97]:

$$t_{ц} = t_{в1} + t_{в2} + t_{з1} + t_{з2} = \sum_{i=1}^{2} \frac{L - 3L_{к}}{V_{пi}} + \sum_{i=1}^{2} K_{у} \left(\frac{4L_{к}}{V_{кi}} + 5t_{мoi} + \frac{B}{V_{фi}} + \frac{2L_{к}}{V_{перi}} \right), \qquad (2.28)$$

где $t_{МО}$ – длительность вертикальных перемещений исполнительного органа при косом заезде и отработке концевых участков лавы, технологических остановок ОК при зарубке; $V_{ф}$ – скорость фланговой передвижки концевого участка конвейера при зарубке; $V_{пер}$ – скорость перемещения ОК при перегоне; $K_{у}$ – коэффициент, учитывающий организацию и условия труда при выполнении концевых операций.

В (2.28) индекс $i = 1$ соответствует работе ОК при движении вверх по лаве, а индекс 2 – вниз по лаве. Длина косого заезда при зарубке исполнительного органа, равна $3L_{К}$, м.

2.5 Разработка имитационной модели

На основании разработанной математической модели механической и электрической части СК, формирования погонной нагрузки ТО СК и расчёта электропотребления, была составлена имитационная модель.

2.5.1 Имитационная модель механической части электропривода конвейера

Имитационная модель механической части конвейера, показана на рисунки 2.13-2.15, которая составлена по уравнениям (2.14) и (2.15) и учитывает упруго-вязкие силы, полигональный эффект приводной звёздочки, нелинейное трение ТО и груза, предварительное натяжение цепи, также представление всего ТО в векторно-матричном виде.

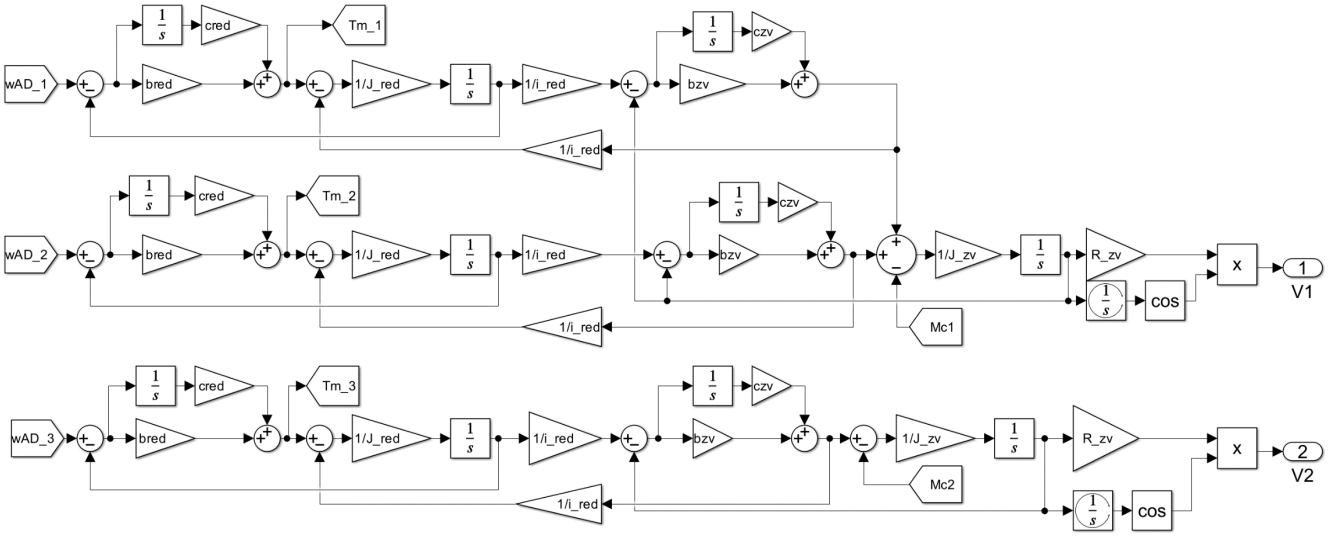


Рисунок 2.13 – Имитационная модель редуктора и приводной звёздочки

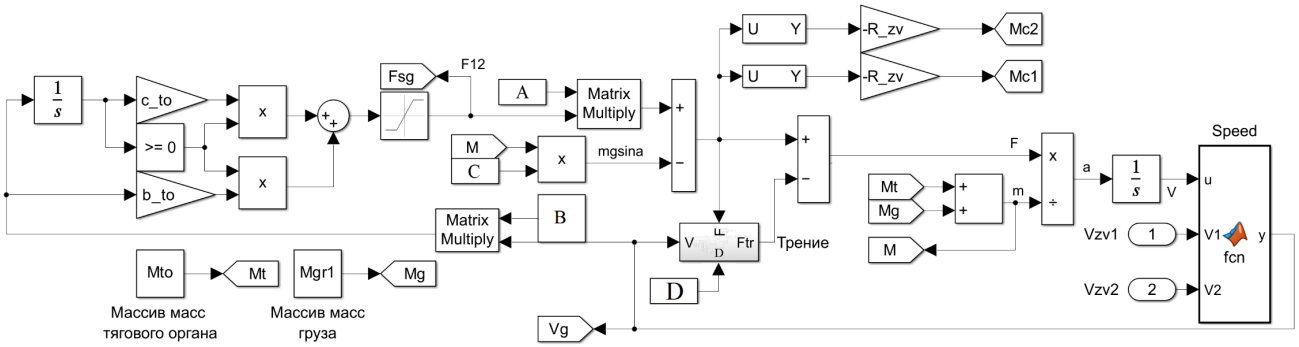


Рисунок 2.14 – Имитационная модель тягового органа в матричной форме

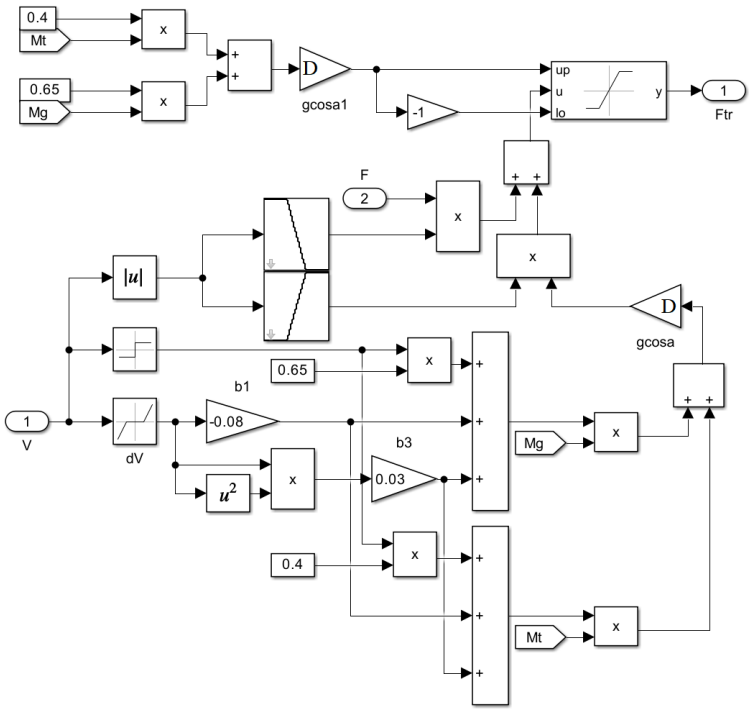


Рисунок 2.15 – Имитационная модель расчёта сил трения в матричной форме

2.5.2 Имитационная модель электрической части электропривода конвейера

При составлении имитационной модели электрической части СК (рисунок 2.16) использовались следующие блоки: источник питания «*Three-Phase Source*», последовательно соединенные с ним блок двухобмоточного трансформатора «*Three-Phase Transformer (Two Windings)*», неуправляемого выпрямителя «*Universal Bridge*», блока трёхфазного трёхуровневого инвертора «*Three-Level NPC converter*», кабельной линии в виде активно-индуктивного сопротивления «*Three-Phase Series RLC Branch*» и модели асинхронного двигателя с двойной короткозамкнутой обмоткой ротора «*Asynchronous machine*».

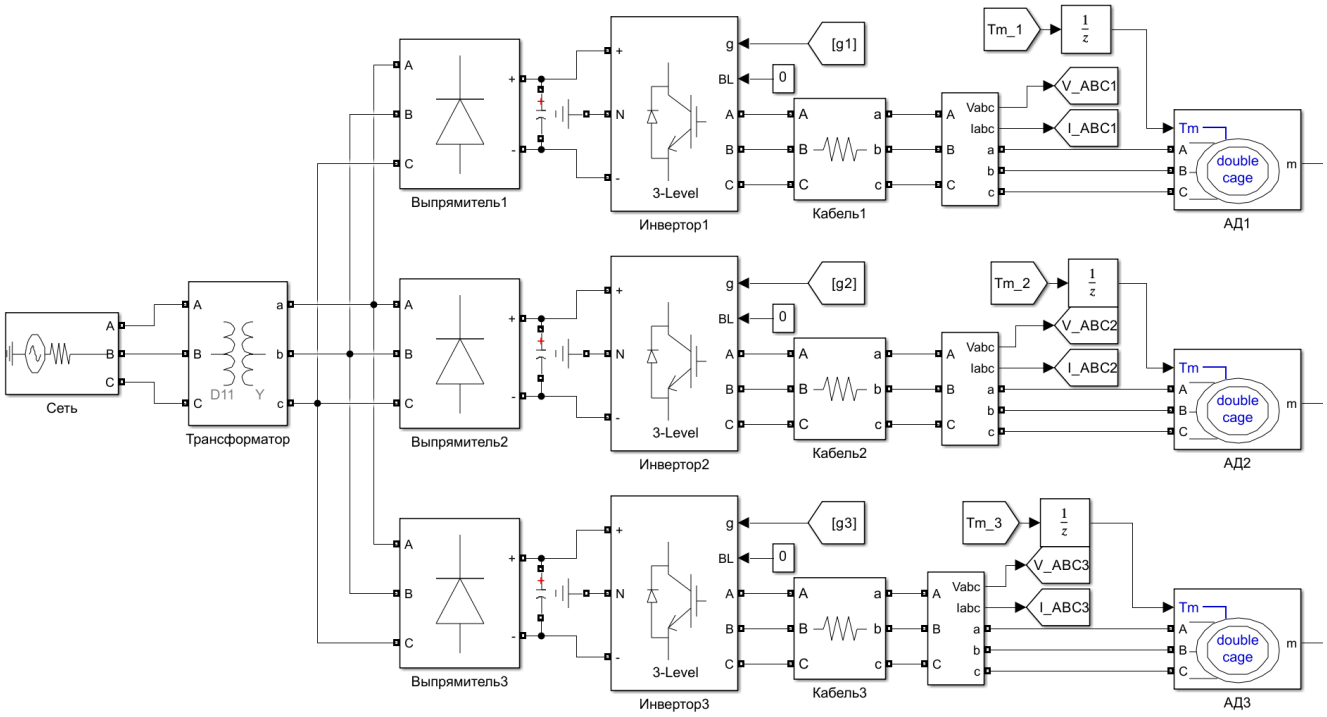


Рисунок 2.16 – Имитационная модель электрической части СК

В блоке источника питания указывалось номинальное линейное напряжение $U_{ном}$= 6300 В, и внутренне сопротивление источника R = 0,005 Ом, что позволяет считать этот источник, как сеть с бесконечной мощностью.

Трансформаторная подстанция типа КТПВ1000/6, с трансформатором номинальной мощностью $S_{ном}$ = 1000 кВА, напряжением первичной $U_{ном1}$=6000 В и вторичной обмотки $U_{ном2}$=1200 В и напряжением короткого замыкания $U_к$=5,0%, параметры которого были определены по [92].

Преобразователь частоты состоит из блока неуправляемого выпрямителя, звена постоянного тока с фильтрующим конденсатором и блоком трёхфазного трёхуровневого инвертора, построенного по схеме с фиксированной нейтралью [98], к его допущениям относятся: 1) в звене постоянного тока фильтрующий конденсатор обладает значительной ёмкостью; 2) ключи инвертора переключаются мгновенно; 3) отсутствует «мёртвое время» (*dead-time*).

Кабели, питающие ЭД от преобразователя частоты, имеют длину 100 метров до головного привода и 400 метров до хвостового, марка кабеля КГЭШ 3×50, обладает погонным активным r=0,35 Ом/км и индуктивным x=0,06 Ом/км сопротивлением.

В качестве электродвигателей применяются асинхронные взрывозащищённые двигатели марки DAMEL SG3 450 4/8 200 кВт [99]:

Таблица 2.2 - Каталожные данные DAMEL SG3 450 8/4

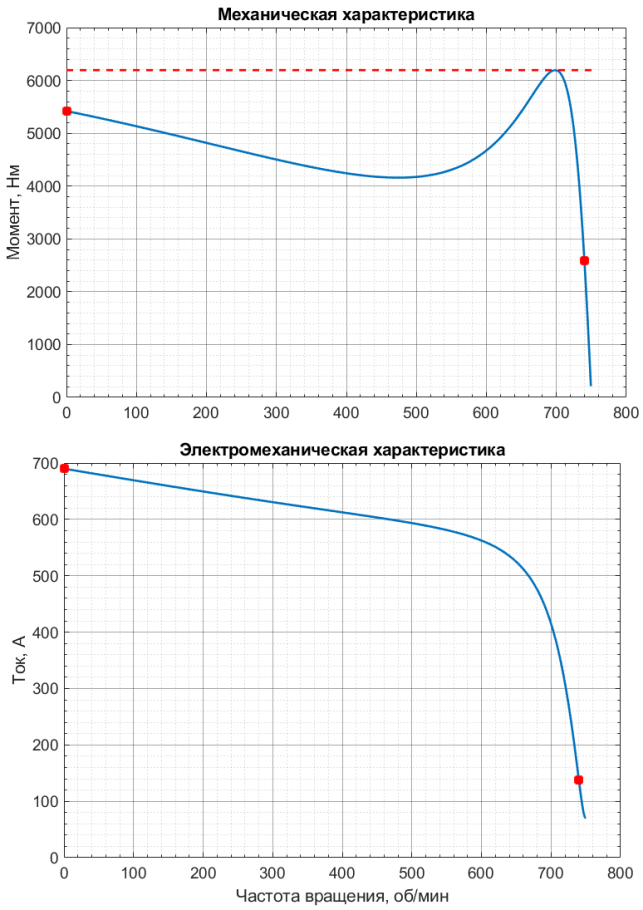
Параметр	Значение	Единица измерения
Номинальная мощность	200	кВт
Номинальный ток, при 1140В	138	А
Коэффициент мощности	78	%
КПД	94,2	%
Номинальная частота вращения	740	Об/мин
Номинальный момент	2581	Нм
Отношение пускового момента к номинальному	2,1	
Отношение пускового тока к номинальному	5,0	
Отношение максимального момента к номинальному	2,4	
Динамический момент инерции ротора	23	кгм^2

Для определения параметров модели электродвигателя была использована оболочка «*power_AsynchronousMachineParams*» в среде *Matlab*, выполняющая расчет электрических параметров асинхронных двигателей с двойной беличьей клеткой на основе паспортных данных [100] пример ввода параметров и получения результата представлен на рисунке 2.17, полученные значения запишем в таблицу 2.3.

Таблица 2.3 - Параметры моделируемого асинхронного двигателя DAMEL SG3 450 8/4

Параметр	Значение
Сопротивление статора R_s , Ом	0,172
Сопротивление рабочей обмотки ротора R_{r1}, Ом	0,077
Сопротивление пусковой обмотки ротора R_{r2}, Ом	1,23
Индуктивность рассеяния статора L_{ls}, Гн	0,001
Индуктивность рассеяния рабочей обмотки ротора L_{r1}, Гн	0,0027
Индуктивность рассеяния пусковой обмотки ротора L_{r2}, Гн	0,001
Индуктивность цепи намагничивания L_m, Гн	0,029

```
>> spec.Vn = 1140;
spec.fn = 50;
spec.In = 138;
spec.Tn = 2581;
spec.Ns = 750;
spec.Nn = 740;
spec.Ist_In = 5.0;
spec.Tst_Tn = 2.1;
spec.Tbr_Tn = 2.4;
spec.pf = 78;

options.DisplayDetails = 1;
options.units = 'SI';

[params,spec2,errors] = power_AsynchronousMachine

Asynchronous machine parameter estimation results
-------------------------------------------------------------
 Parameter      Specified      Obtained       Error (%)
 ---------      ---------      ---------      ---------
 In (A)          138            138            0.00
 Tn (N.m)        2581           2581           0.00
 Ist (A)         690            690            0.00
 Ist/In ()       5              5              0.00
 Tst (N.m)       5420.1         5420.1         -0.00
 Tst/Tn ()       2.1            2.1            -0.00
 Tmax (N.m)      6194.4         6194.4         0.00
 Tbr/Tn ()       2.4            2.4            0.00
 pf (%)          78             78             0.00


params =

  struct with fields:

    Rs: 0.1720
   Lls: 0.0010
    Lm: 0.0289
  Llr1: 0.0027
   Rr1: 0.0769
  Llr2: 0.0010
   Rr2: 0.2377
```



а) б)

Рисунок 2.17 – Расчётные параметры АД (а) и электромеханические характеристики (б)

2.5.3 Имитационная модель формирования погонной загрузки и электропотребления электроприводом СК

Так как операция сдвига объемов угля вдоль скребкового конвейера не

допускает описание в конечном (математическом) виде [101], из-за того, что процесс обладает свойством необратимости и необходимо сохранять данные об объемах угля по всей длине конвейера, с учётом переменной скорости СК и непостоянной производительности ОК, то представим данный процесс «погрузка - перемещение угля - разгрузка» с помощью имитационной модели.

Распределим нагрузку равномерно по всей длине конвейера, приняв, что на каждый метр длины приходится 10 элементарных участков Δx_i, соответственно Δx_i=0,1 м. Итого получим N=3000 элементов, структурная схема показана на рисунке 2.18.

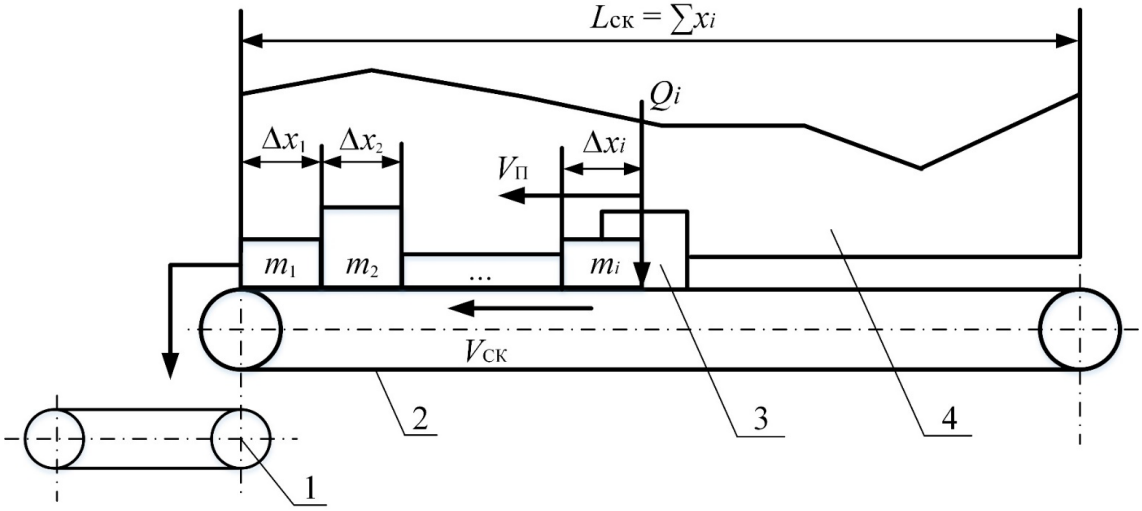
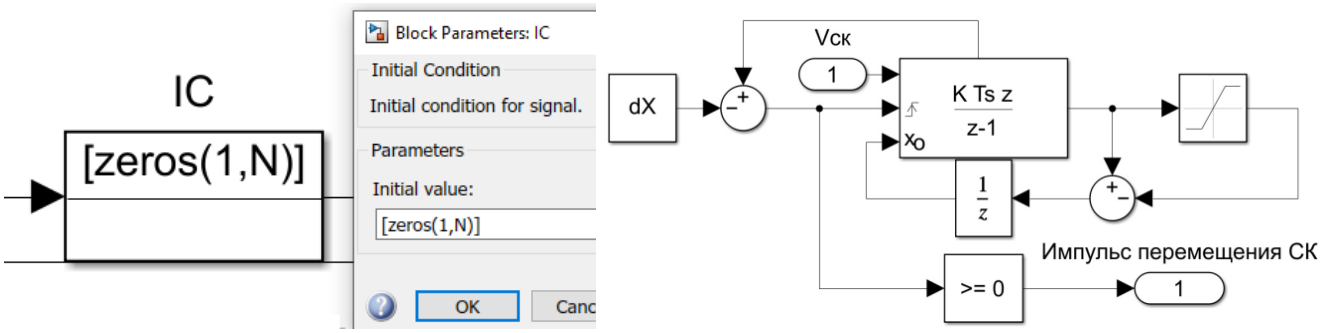


Рисунок 2.18 – Структурная схема расчёта погонной загрузки СК

На рисунке 2.18 приняты следующие обозначения: 1 – Перегружатель; 2 – Скребковый конвейер; 3 – Очистной комбайн; 4 – угольный пласт.

Выразим одномерным массивом A гружёную ветвь, где i-й элемент соответствует нагрузке на СК в i-м участке. Примем, что в первый момент времени СК не загружен, для этого с помощью блока *IC* (*Initial Condition*) зададим нулевой массив заданной размерности рисунок 2.19 (а) [60].

Для формирования импульса на единичный сдвиг массива, воспользуемся блоком интегратора с самосбросом - *Discrete-Time Integrator* рисунок 2.19 (б), на вход которого подаётся линейная скорость движения цепи, условно приняв, что скорость цепи одинакова по всей длине конвейера, т.к. рассматривается нормальный режим работы.



а) б)

Рисунок 2.19 – Задание начальной загрузки конвейера (а) и формирование импульса перемещения (интегратор с самосбросом) (б)

По аналогии с формированием импульса перемещения СК, воспользуемся тем же блоком для формирования импульса перемещения ОК, но сигнал этот подаётся на блок счётчика *Counter*, для сохранения в памяти местоположения ОК, при этом учитывается расстояние между шнеками и изменением знака отсчёта – направление движения ОК.

Приняв в допущении, что Q_1 и Q_2 зависят только от скорости подачи, при незначительно изменяющихся (в пределах 10% от номинального) остальных параметрах и до множив на шаг интегрирования T_s, получим величину добытой массы угля от каждого шнека за шаг расчёта («Масса1», «Масса 2»), рисунок 2.20.

Полученные значения (положение ОК, масса добытого угля ОК, массив данных СК, сигнал сдвига массива СК), поступают в блок *Matlab function* рисунок 2.21 (а), в котором происходит суммирование массы угля, поступающей от шнеков ОК с учётом их местоположения, и массы угля уже находящейся на СК в тех же участках, тем самым реализуя дискретное интегрирование (увеличение массы), с последующим сдвигом массива и разгрузкой (сбросом угля) в первом элементе массива (голове СК) рисунок 2.21 (б). Для удобства анализа, выходной массив обратно преобразуется в размерность, равную длине конвейера, с помощью другого блока *Matlab function* и выполняемых в нём функций *reshape* и *sum*.

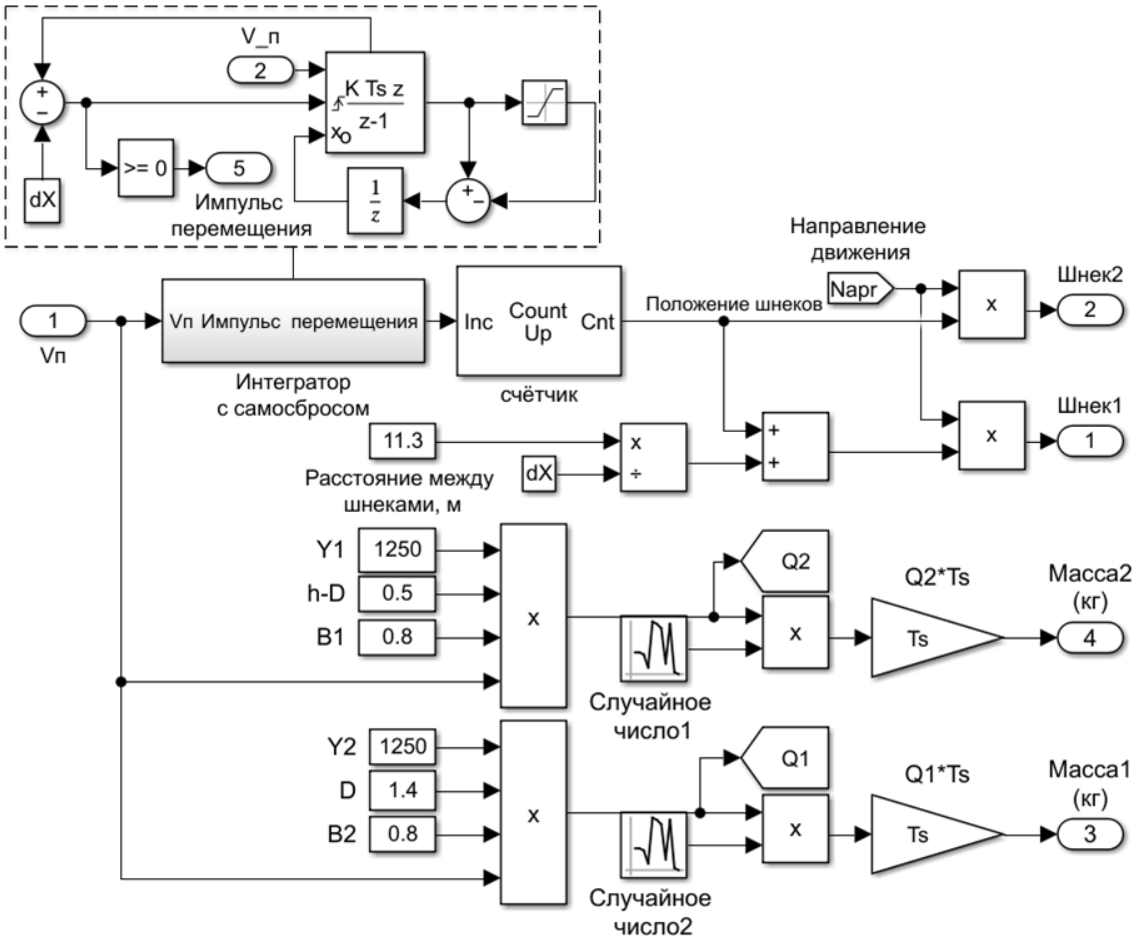
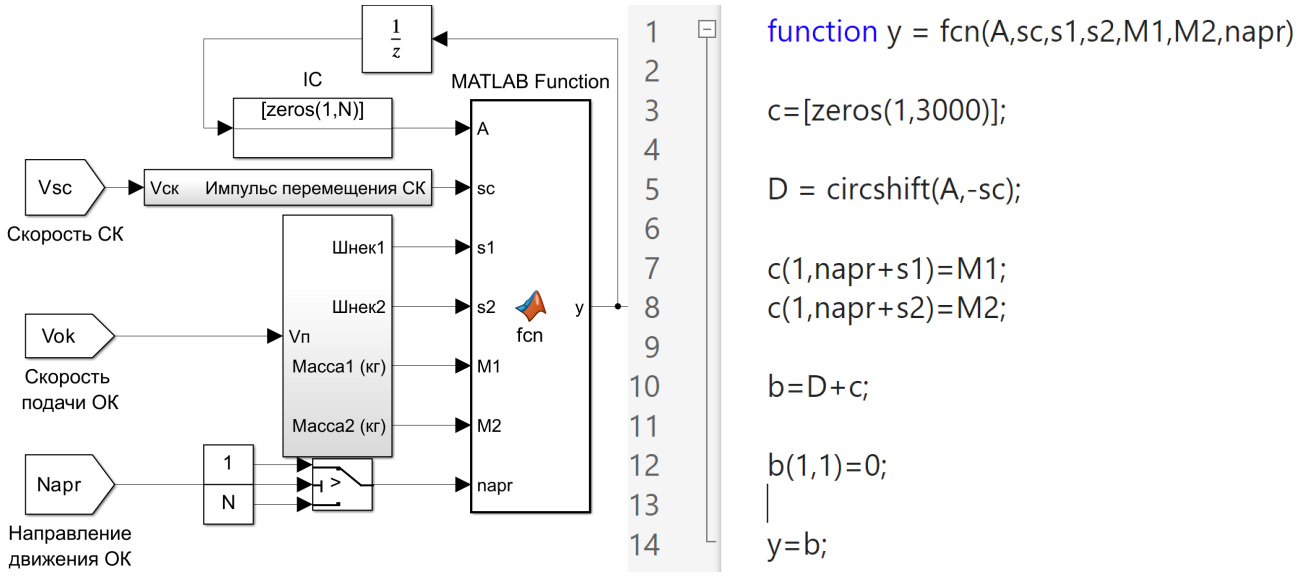


Рисунок 2.20 – Модель перемещения и производительности двухшнекового ОК



а) б)

Рисунок 2.21 – Имитационная модель расчёта погонной загрузки СК (а) и скрипт блока *Matlab Function* (б)

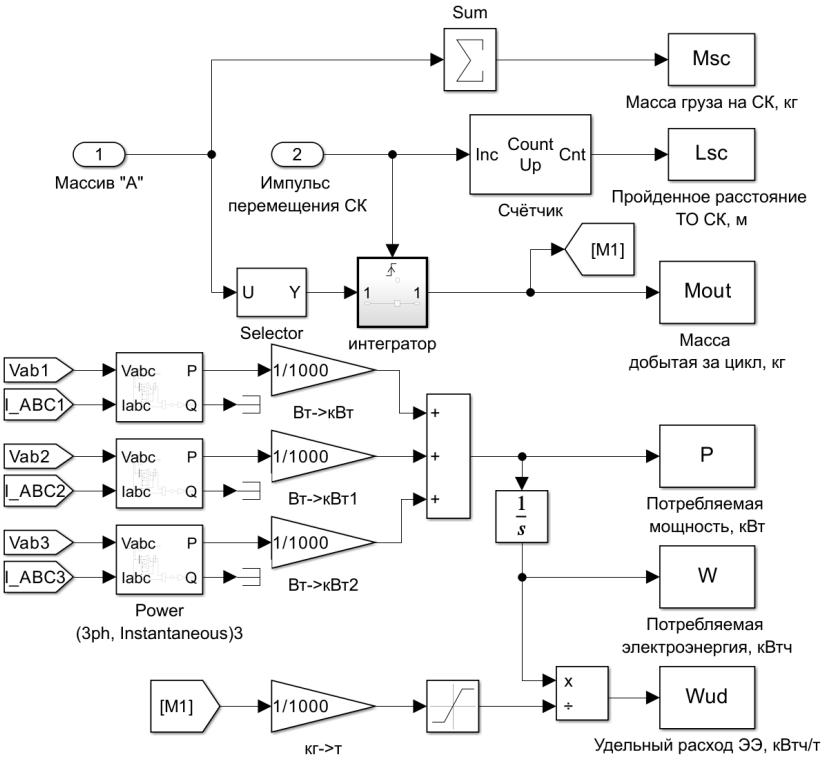


Рисунок 2.22 – Расчёт и запись основных параметров

Для расчёта массы находящейся на конвейере используется блок *sum*, который суммирует массу каждого элементарного участка Δx_i, а для учёта массы угля добытой ОК за цикл работы, используется блок интегратора с запуском по сигналу перемещения СК, на вход которого подаётся масса второго элемента массива (в первом элементе условно принято, что масса всегда равна нулю). Расстояние, которое преодолеет ТО СК определяется с помощью счётчика импульсов перемещения СК, мощность, потребляемая электроприводом СК определяется блоком расчёта мощности (*Power* 3*ph*, *Instantaneous*), а интегрируя мощность, получим потребление электроэнергии. Отношение добытой массы угля к потреблённой электроэнергии позволяет найти удельный расход электроэнергии, на рисунке 2.22 показана имитационная модель учёта и записи описанных параметров.

2.6 Проверка адекватности разработанных моделей

Для оценки адекватности разработанных моделей путём верификации, было проведено моделирование прямого пуска СК марки СП-63 (параметры которого

указаны в табл. 2.4), с одним ЭД расположенным у головной приводной звёздочки и жёсткой муфтой, установленной между ЭД и редуктором. Осциллограмма динамических усилий в ТО СК по результатам натурного эксперимента представлена в [102]. Оцифрованная осциллограмма эксперимента и результат компьютерного моделирования показаны на рисунке 2.23.

Таблица 2.4 - Параметры скребкового конвейера «СП-63»

Скребковый конвейер «СП-63»	
Длина, м	80
Номинальная скорость ТО, м/с	1,12
Тип цепи	18х64-С
Количество цепей	2
Погонная масса тягового органа, кг/м	18
Погонная масса угля, кг/м	20
Передаточное отношение редуктора	24,58
Номинальная мощность двигателя, кВт	55
Количество блоков привода	1
Число зубьев приводной звёздочки	9

Из анализа рисунка 2.23 следует, что форма изменения усилия в рабочем органе, в переходном процессе, полученном при моделировании и в снятом экспериментально, похожи друг на друга. Частота пульсаций усилия в ТО конвейера составляет около 1,5 Гц, что примерно соответствует экспериментальным данным (1,4 Гц), также совпадает и амплитуда колебаний. Результаты сравнения сведены в таблицу 2.5

Таблица 2.5 - Сравнение результатов прямого пуска

Параметр	Эксперимент	Моделирование
Частота пульсаций, Гц	1,4	1,5
Амплитуда пульсаций, кН	12	15
Максимальное значение, кН	33	38
Минимальное значение, кН	13	14
Среднее значение, кН	20,8	22,47
СКО отклонение, кН	4,5	5,4

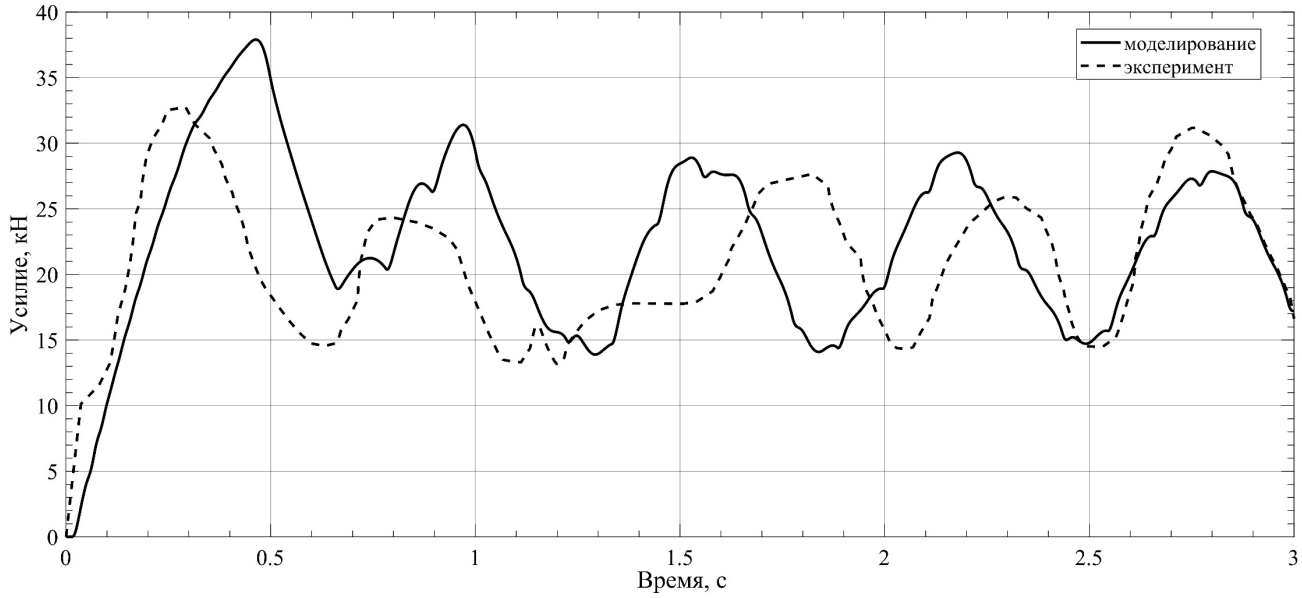


Рисунок 2.23 – График усилий в цепи при пуске СК

Таким образом, можно утверждать, что представленная модель по своим свойствам имеет большое сходство с реальным скребковым конвейером, то есть она может быть вполне достоверной для оценки динамических процессов в ТО скребкового конвейера.

Рассчитанная по значениям таблицы 2.5 относительная погрешность свидетельствует о высокой точности разработанной модели электромеханической и механической части ЭП СК, так относительная погрешность: по среднему значению усилий в цепи составила 8,02%; по максимальному значению усилий в цепи составила 15,0%; по минимальному значению усилий в цепи составила 7,69%.

Для подтверждения правильности расчёта потребляемой мощности электроприводом СК и расчёта массы транспортируемого угля, было произведено моделирование СК марки FFC-9 (параметры указаны в таблице 2.6), опытные результаты которого были получены в [101].

Таблица 2.6 - Параметры скребкового конвейера «FFC-9»

Скребковый конвейер «FFC-9»	
Длина, м	300
Номинальная скорость ТО, м/с	1,32
Тип цепи	34x126-C
Количество цепей	2
Погонная масса тягового органа, кг/м	80
Передаточное отношение редуктора	33
Номинальная мощность двигателя, кВт	500
Количество блоков привода	3
Число зубьев приводной звёздочки	8
Мощность пласта, м	1,74
Скорость подачи ОК, м/мин	2,2
Удельный вес угля, т/м^3	1,29

В работе [101] приводятся данные, потребления мощности ЭП СК и массы угля, полученные за 10 минутный интервал добычи угля, с фиксированной скоростью подачи ОК, при прямом ходе ОК на участке 26 и 37 секции крепи (соответствует 45 и 65 метру длины конвейера). На рисунке 2.24 представлено сравнение суммарной потребляемой мощности ЭП СК полученных при моделировании и эксперименте.

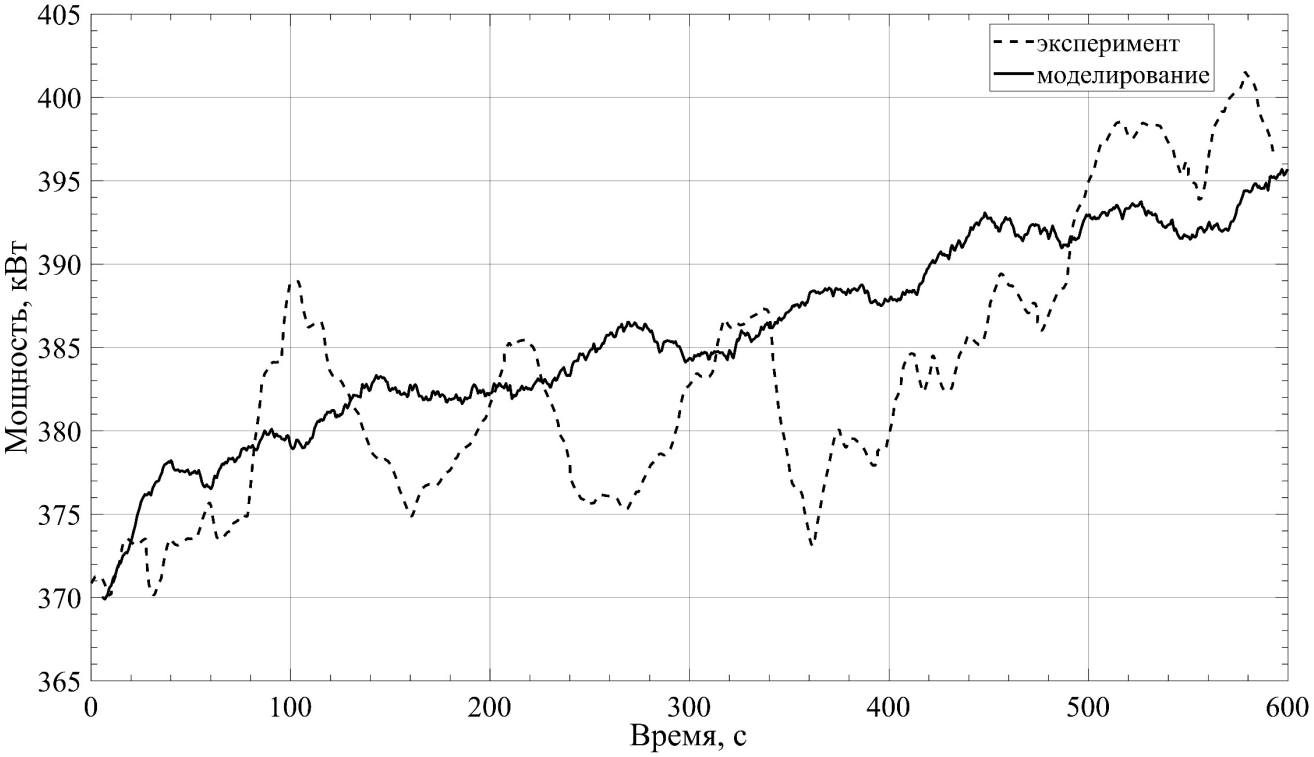


Рисунок 2.24 – График потребляемой мощности ЭП СК

Из рисунка 2.24 видна схожесть по форме кривой (рост значения с 370 кВт до 395 кВт), так и практическое равенство средних значений за данный промежуток времени, 385,9 кВт и 383,7 кВт, соответственно для значений, полученных при моделировании и рассчитанного по экспериментальным данным, т.е. относительная погрешность по средней потребляемой мощности составила 5,8%, также можно отметить близкое значение среднеквадратического отклонения (СКО) потребляемой мощности.

В ходе моделирования определён объём угля, добытый и транспортированный за данный промежуток времени, который составил 41,4 тонны, данное значение близко к реальному значению, полученного путём взвешивания и равное 44,5 тонны, что соответствует 7% относительной погрешности. Это свидетельствует об адекватности разработанной математической и имитационной модели описания технологического процесса добычи и транспортировки угля и о возможности её использования при разработке энергосберегающих алгоритмов.

Таблица 2.7 - Сравнение результатов потребляемой мощности и объёмов добытого угля

Параметр	Эксперимент	Моделирование
Добытый объём угля, т	44,5	41,4
Средняя потребляемая мощность, кВт	385,9	383,7
СКО потребляемой мощности, кВт	9,31	5,79

Полученные результаты моделирования разработанной имитационной модели совпадают с экспериментальными данными, а исследуемый СК «Анжера-30» отличается только параметрами, что позволяет судить о адекватности полученных результатов в дальнейших исследованиях.

2.7 Выводы по главе 2

1.Показано, что с учетом сложности описания динамических процессов, происходящих в тяговом органе скребкового конвейера, традиционные

программные продукты, используемые для анализа, имеют ненужную избыточность вычислений и затраты по времени.

2. Разработанные математическая и на её основе имитационная модели частотно-регулируемого многодвигательного электропривода конвейера позволяют рассчитывать динамические процессы в ЭП и определять погонную нагрузку на СК. Полученные модели обеспечивают точность оценки электромеханических параметров ЭП СК по относительной погрешности расчётов в сравнении с экспериментальными данными для потребляемой мощности СК – 5,8%, для количества транспортируемого груза – 7%, для усилий в цепи – 8,02%.

3. Полученные компьютерные модели, в будущем могут быть применены при исследованиях скребкового конвейера во всех возможных режимах его эксплуатации.

Основные результаты главы 2 опубликованы в работах [74,81-82,89,90] и закреплено в охранных документах [103-104].

ГЛАВА 3 ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩЕГО АЛГОРИТМА УПРАВЛЕНИЯ ОЧИСТНЫМ КОМБАЙНОМ И СКРЕБКОВЫМ КОНВЕЙЕРОМ

3.1 Постановка задачи исследования

В очистном забое основными потребителями электроэнергии являются ОК и СК это две главные машины, участвующие в производственном процессе по добыче и транспортировке угля.

ОК представляет собой сложный электромеханический объект, состоящий из двух взаимодействующих между собой электромеханических систем: привода подачи и привода резания. Привод подачи предназначен для передвижения комбайна в процессе работы с необходимым тяговым (напорным) усилием, а также для передвижения при различных маневровых операциях. Современный привод механизма подачи – это частотно-регулируемый асинхронный электропривод, включающий общий преобразователь частоты, питающий два асинхронных электродвигателя, приводящих в движение каждый свой движитель бесцепной системы подачи. Привод резания, как правило, включает два нерегулируемых асинхронных электродвигателя, которые через редукторы вращают шнеки, оснащенные резцами [105].

В процессе совместной работы ОК и СК уголь, отбитый очистным комбайном, падает на скребковый конвейер и толкается скребками, которые тянутся тяговой цепью, чтобы осуществить транспортировку груза от хвостовой части к головной части СК.

Мощность ЭП СК определяется по расчетной максимальной производительности ОК и загрузке СК на полную длину, что приводит к значительному перерасходу электроэнергии приводом СК при перемещении ОК по лаве [106]. Применение регулируемого электропривода СК открывает новые возможности повышения эффективности очистного забоя.

Производительность ОК за цикл добычи изменяется в широких пределах, начиная с нулевой (когда ОК остановлен, во время выполнения технологических

операций), заканчивая максимально допустимой. Соответственно загрузка СК по его длине будет неравномерной [61].

Поэтому скоординированное регулирование скоростей электродвигателей ОК и СК, обеспечит равномерную загрузку скребкового конвейера по всей его длине, уменьшит удельный расход электроэнергии на транспортирование груза, повысит срок эксплуатации СК, а, значит, приведет к повышению энергоэффективности и производительности всего очистного комплекса.

Разработку ресурсосберегающей системы управления электроприводом СК, обеспечивающей влияние скорости конвейера на неравномерность его погонной загрузки предлагается осуществлять в два этапа: а) разработка математической и имитационной модели СК, позволяющей с использованием массива рассчитывать его погонную загрузку в любой случайный момент времени, в зависимости от производственного цикла работы ОК для разработки стратегии управления конвейером (разработано во 2-й главе); б) разработка рационального способа регулирования скорости СК по критерию минимизации коэффициента неравномерности, электропотребления и снижения износа оборудования в зависимости от скорости перемещения и производственного цикла работы ОК.

3.2 Результаты исследования

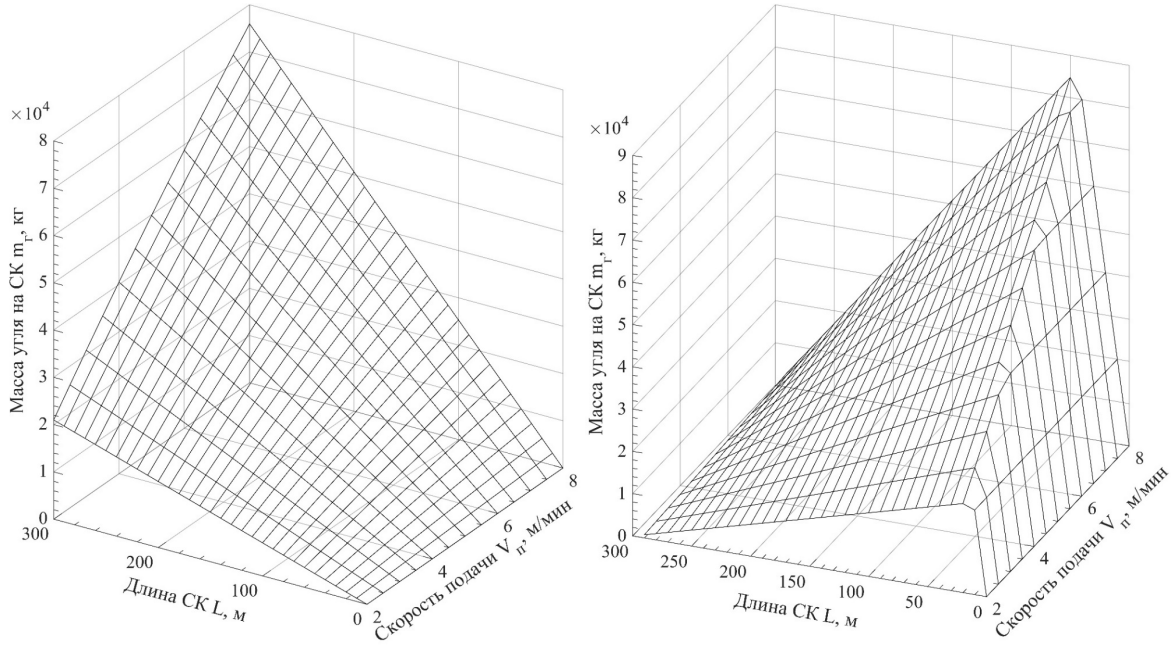
Моделирование проводилось для конвейера марки «Анжера-30» и очистного комбайна SL-300, параметры которого и разработанная имитационная модель представлена во второй главе.

При моделировании варьировалась средняя скорость подачи ОК – $V_{\text{п}}$ от максимальной, соответствующей при принятой сопротивляемости угля резанию, 8 м/мин и до минимальной, равной 2 м/мин. Выбранный диапазон изменения средней скорости подачи ОК соответствует экспериментальным данным [107]. Снижение средней скорости подачи ОК объясняется возможным уменьшением скорости крепления кровли, изменением сопротивляемости угля резанию в зоне работы исполнительного органа ОК, ограничением по газовыделению и т.д. На

величину средней скорости подачи ОК накладывалась случайно изменяемая составляющая с коэффициентом вариации 0,25.

На рисунке 3.1 (а) приведены результаты изменения загрузки СК для случая, когда ОК и тяговый орган СК движутся в противоположных направлениях (встречное движение), а на рисунке 3.1 (б) – в одном направлении (согласное движение). Цикл работы ОК начинается после зарубки исполнительного органа ОК в пласт у конвейерного штрека (КШ) с последующим движением его с выемкой ленты угля к вентиляционному штреку (ВШ). После зарубки исполнительного органа ОК в пласт у вентиляционного штрека, он снимает вторую полосу угля, двигаясь к конвейерному штреку.

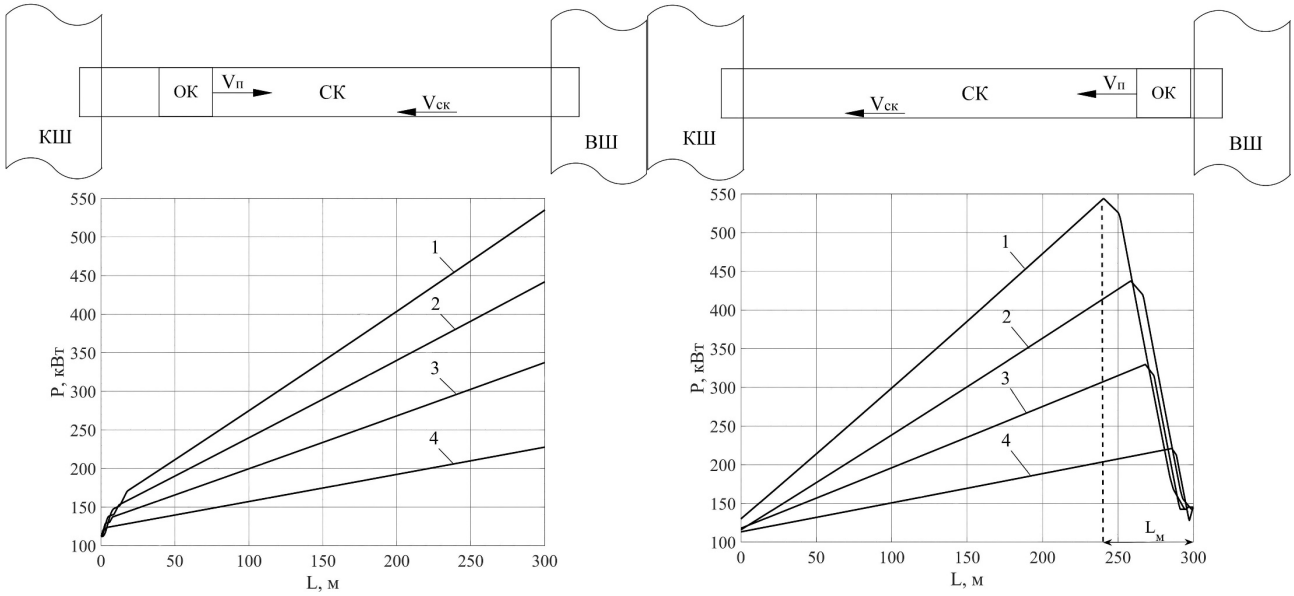
Из анализа зависимостей, приведенных на рисунке 3.1 следует, что при движении ОК и тягового органа СК в противоположных направлениях момент загрузки скребкового конвейера постепенно увеличивается, достигает максимума на конце длины конвейера; при движении ОК и тягового органа СК в одном направлении момент загрузки конвейера сначала увеличивается, а затем уменьшается.



а) б)

Рисунок 3.1 – Зависимости изменения загрузки СК от положения ОК в лаве при различных скоростях комбайна: а) встречное движение ОК и СК;
б) сонаправленное движение ОК и СК

На рисунке 3.2 (а) представлены зависимости потребляемой мощности электроприводом СК, от положения ОК в лаве при условно принятом прямом ходе (направление движения ОК встречно с направлением движения тягового органа СК), а на рисунке 3.2 (б) – при обратном ходе (направление движения ОК совпадает с направлением движения тягового органа СК – от хвостового привода СК к головному приводу).



а) б)

Рисунок 3.2 – Зависимость потребляемой мощности ЭП СК, от положения ОК в лаве при прямом (а) и обратном ходе ОК (б) при $V_{ск}$= *const*;
1 – $V_п$=8 м /мин; 2 – $V_п$ =6 м/мин; 3 – $V_п$ =4 м /мин; 4 – $V_п$ =2 м/мин

Из диаграмм потребляемой мощности рисунок 3.2 следует, что характер изменения мощности электропривода СК при прямом и обратном движении ОК вдоль лавы различны: при прямом ходе комбайна мощность линейно возрастает от мощности холостого хода до максимального значения; при обратном ходе комбайна мощность на расстоянии от вентиляционного до $L_м=L\cdot V_п/V_{ск}$ увеличивается до максимального значения и затем линейно уменьшается до мощности холостого хода [13,108]. В результате электроэнергия при выемке ленты угля, потребляемая ЭП СК для прямого хода ОК на 6-8% меньше, чем для обратного хода ОК.

На рисунке 3.3 представлены диаграммы мощности, потребляемой

электроприводом СК при зарубке в пласт косым заездом исполнительного органа ОК: соответственно на вентиляционном штреке и на конвейерном штреке.

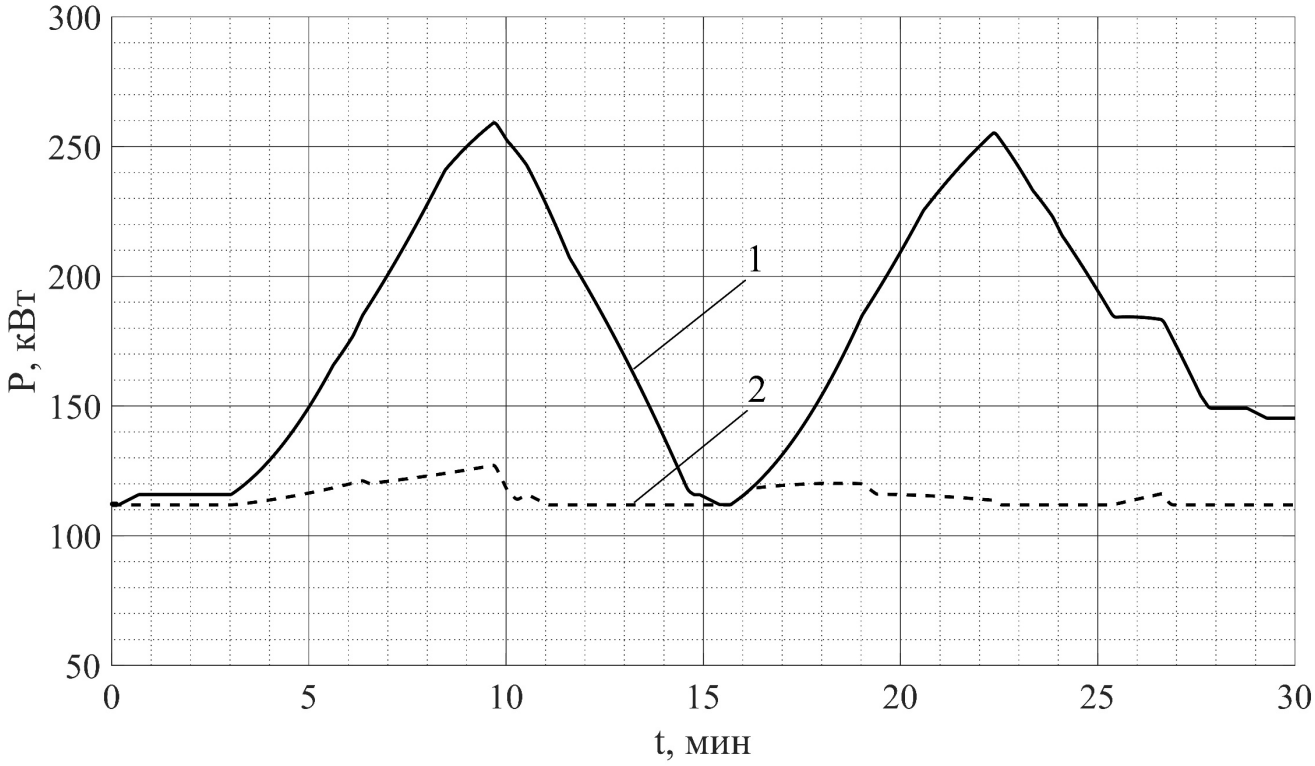


Рисунок 3.3 – Диаграммы потребляемой мощности ЭП СК при зарубке исполнительного органа ОК в пласт угля;
1 – на вентиляционном штреке; 2 – на конвейерном штреке

Из анализа диаграмм мощности рисунок 3.3 следует, что энергия, потребляемая электроприводом СК при зарубке исполнительного органа ОК в пласт угля, определяемая по (2.25), на вентиляционном штреке составляет 110 кВт·ч, а на конвейерном штреке 60 кВт·ч, то есть в 1,8 раза выше. Это объясняется большим расстоянием доставки отбитого угля при зарубке ОК на вентиляционном штреке [109].

На рисунке 3.4 представлена диаграмма мощности потребляемой электроприводом СК за цикл работы ОК: зарубка исполнительного органа ОК вблизи конвейерного штрека – выемка угля ОК при движении до вентиляционного штрека – зарубка возле вентиляционного штрека – выемка угля ОК при движении по лаве к конвейерному штреку. Комбайн при выемке угля перемещается по лаве с максимальной скоростью подачи $V_{\text{п}} = 8$ м/мин.

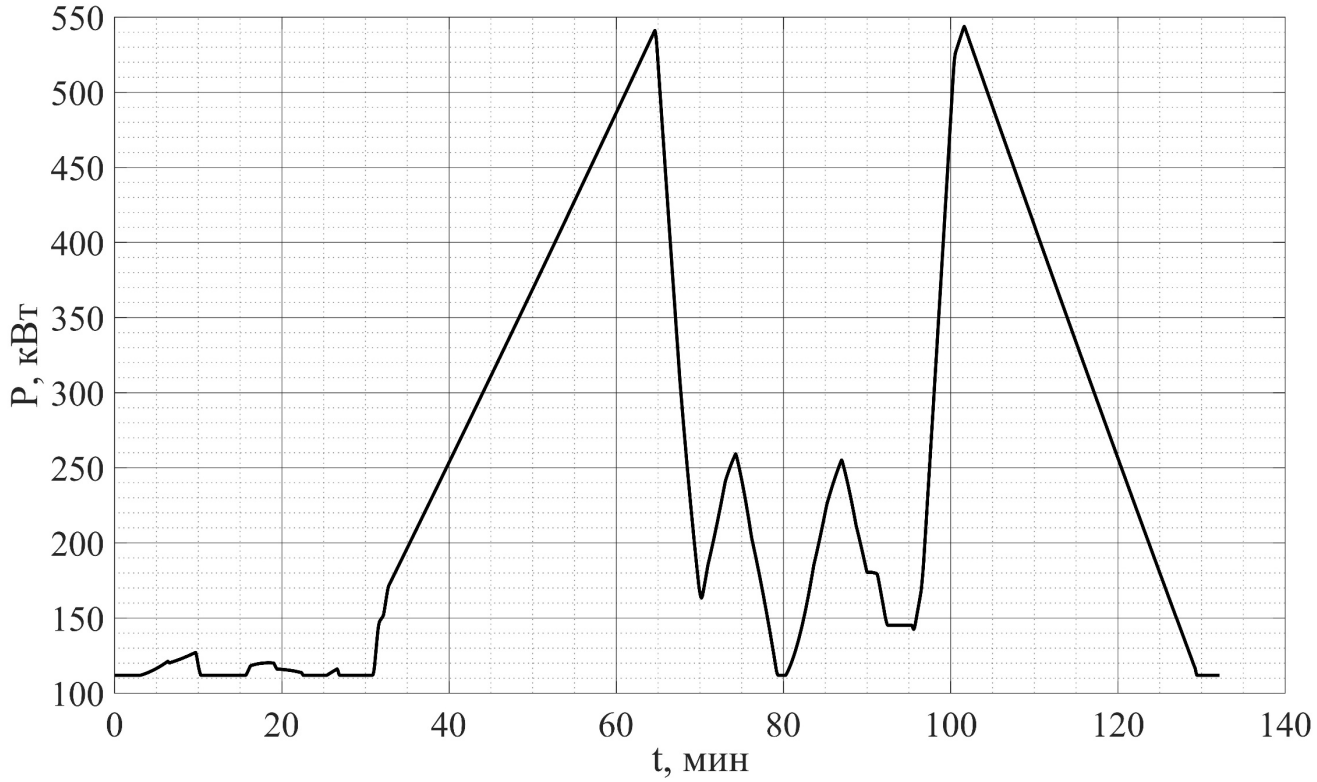


Рисунок 3.4 – Диаграмма мощности потребляемой электроприводом СК за цикл работы ОК, при $V_{\text{п}} = 8$ м/мин

На основе разработанных моделей были получены диаграммы мощности потребляемой электроприводом СК за цикл работы ОК, при скорости подачи ОК от 2 до 8 м/мин. По диаграммам потребляемой мощности были определены электрическая энергия, потребляемая электроприводом СК за цикл работы и при зарубке исполнительного органа ОК, и удельный расход электрической энергии в этих режимах работы ОК.

На рисунке 3.5 представлены зависимости удельного расхода электрической энергии, потребляемой электроприводом СК за цикл работы и при зарубке исполнительного органа ОК. Из полученных данных следует, что с увеличением скорости подачи и производительности ОК удельный расход СК за цикл работы ОК уменьшается [62,97]. С увеличением скорости подачи ОК от 2 до 8 м/мин удельный расход СК за цикл работы ОК уменьшается от 0,8 до 0,39 кВт·ч/т, а при зарубке исполнительного органа ОК он постоянен и равен 0,13 кВт·ч/т.

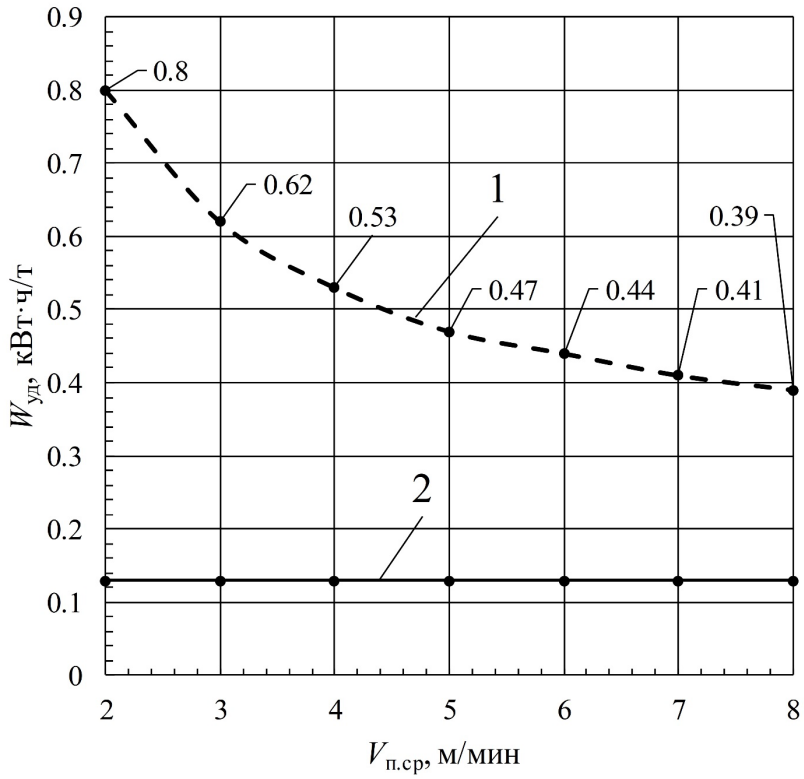


Рисунок 3.5 – Зависимости удельного расхода электрической энергии, потребляемой электроприводом СК: 1 – за цикл работы ОК, 2 – при зарубке исполнительного органа ОК

3.3 Разработка и техническая реализация ресурсосберегающего алгоритма управления электроприводом скребкового конвейера

Анализ зависимостей на рисунках 3.1 – 3.5 позволил сформулировать алгоритм скоординированного регулирования скоростей СК и ОК при их совместной работе в очистном забое [110-111] рисунок 3.6.

При увеличении скорости подачи ОК соответственно растет и загрузка СК, поэтому скорость последнего надо увеличивать, добиваясь равномерной его загрузки по всей длине конвейера. Однако, если скорость СК достигла максимума, и ее увеличивать больше нельзя, то необходимо подать сигнал на уменьшение скорости перемещения ОК, чтобы снизить загрузку СК. При уменьшении скорости перемещения ОК, наоборот – следует уменьшать скорость СК.

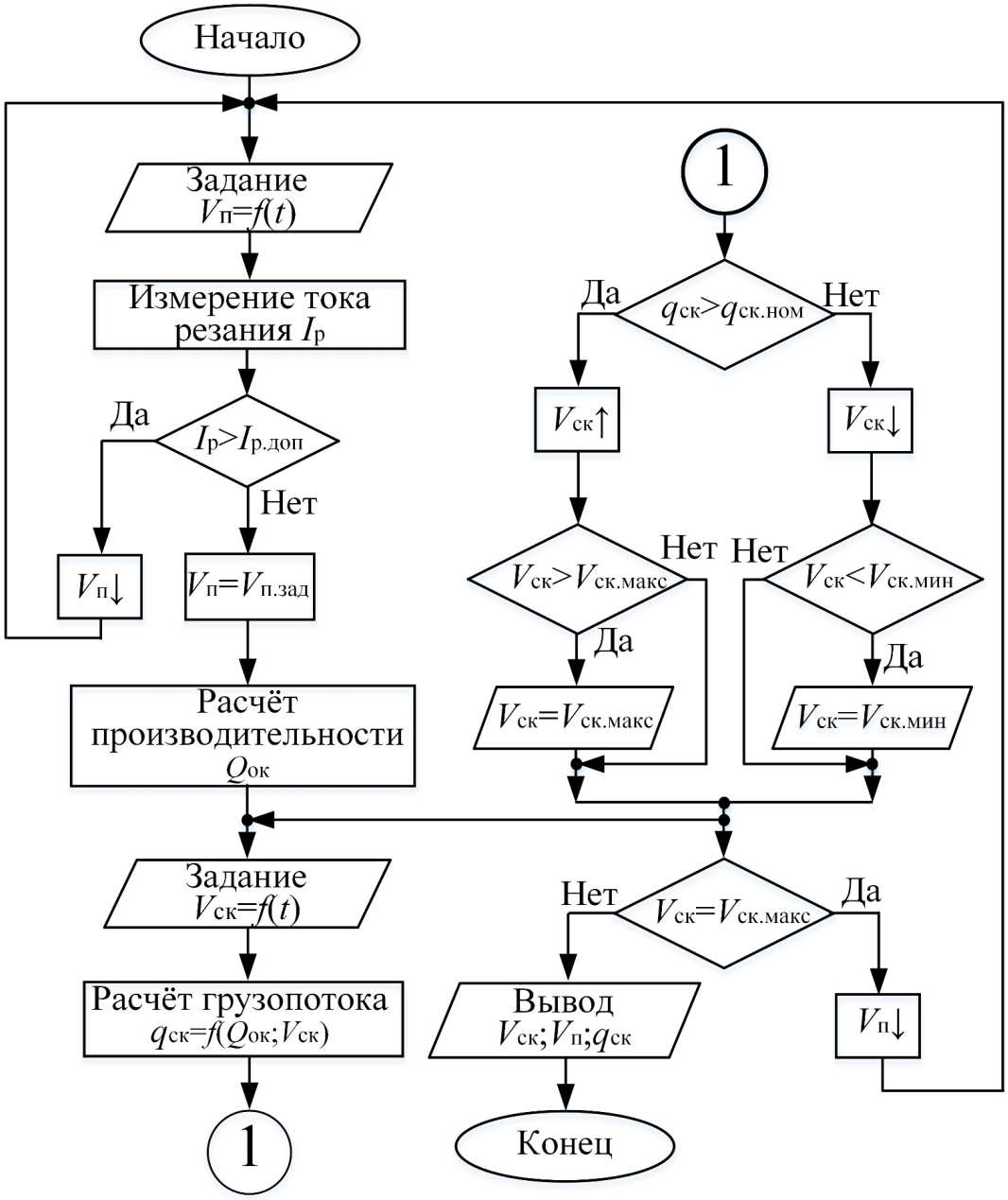


Рисунок 3.6 – Алгоритм скоординированного регулирования скоростей СК и ОК

На рисунке 3.7 приведена структурная схема устройства скоординированного управления скоростями ЭД СК и ЭД подачи ОК по вышеприведенному алгоритму для обеспечения минимального удельного расхода электроэнергии СК путем поддержания постоянной погонной нагрузки его ТО.

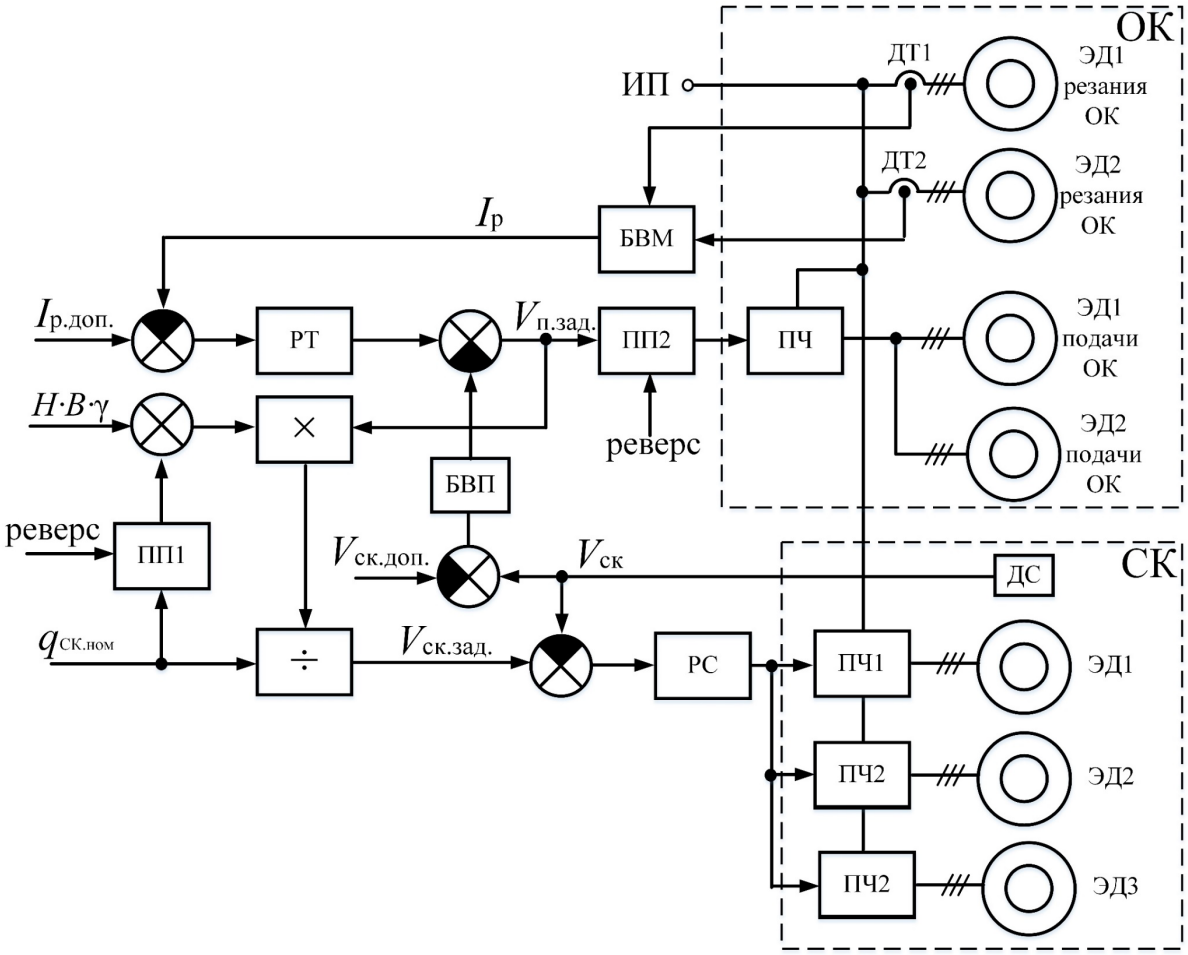


Рисунок 3.7 – Структурная схема устройства скоординированного управления скоростями приводов конвейера и очистного комбайна

На схеме приняты следующие обозначения: ИП – источник питания; ДТ – датчик тока приводов резания; ПЧ – преобразователь частоты; $I_{р.доп}$ – сигнал задания допустимого тока резания; $V_п$ – сигнал скорости подачи ОК; $V_{ск}$ – сигнал скорости СК; ДС – датчик скорости СК; БВП – блок выделения положительного сигнала; БВМ – блок выделения максимального сигнала; ПП – переключатель полярности; q – сигнал входного грузопотока.

При перегрузке привода резания ОК, сигнал $I_р$ с датчика тока резания (ДТ1 или ДТ2) поступает на элемент сравнения, уменьшая величину уставки тока резания $I_{р.доп}$, при этом через регулятор тока (РТ), воздействуя на ПЧ, уменьшается скорость подачи ОК, а следовательно и нагрузку его привода резания.

В случае, когда ОК движется вдоль СК от головы к хвосту (направления

движения СК и груженой ветви СК противоположны) входной грузопоток угля, поступающего на конвейер равен [94,112]:

$$q_{СК} = \frac{Q_{ОК}}{V_{СК} + V_{П}}, \quad (3.1)$$

где $V_{СК}$ - скорость СК, м/с; $V_{П}$ – скорость подачи ОК, м/с; $Q_{ОК}$ – теоретическая производительность ОК, кг/с, вычисляемая по (2.20).

Соответственно тогда сигнал задания скорости СК $V_{СК.ЗАД}$:

$$V_{СК.ЗАД} = \frac{Q_{ОК} - q_{СК}V_{П}}{q_{СК}}, \quad (3.2)$$

По (3.2), учитывая значения параметров, соответствующих режиму эксплуатации ОК (H; B; γ) и скорости его подачи $V_{П,}$ используя блоки суммирования, умножения, деления, вычисляется сигнал задания скорости СК $V_{СК.ЗАД}$.

Равномерность погонной загрузки СК обеспечивается регулированием скорости привода СК путем сравнения заданной скорости $V_{СК.ЗАД,}$ определяемой по теоретической производительности ОК ($Q_{ОК}$), с действительной скоростью $V_{СК}$, контролируемой датчиком скорости (ДС) и воздействием разностного сигнала с выхода элемента сравнения через регулятор скорости (РС) на ПЧ1, ПЧ2, ПЧ3. При увеличении скорости ОК, будет соответственно увеличиваться сигнал задания скорости СК и наоборот – при уменьшении скорости ОК – сигнал задания скорости СК будет уменьшаться.

Если резерв увеличения скорости СК исчерпан, и он превышает значение $V_{ск.доп}$, то срабатывает блок БВП, на его выходе появляется положительный сигнал, который уменьшает значение скорости подачи ОК. Скорость последнего снижается, и количество угля, поступающего на конвейер, соответственно также снижается. Уменьшение скорости подачи $V_{П}$ ОК приводит к уменьшению задания скорости конвейера - $V_{СК.зад}$.

Для изменения направления перемещения ОК относительно груженой ветви СК изменяется полярность сигнала «реверс», который воздействуя на ПП1 и ПП2 изменяет полярность сигнала задания.

В случае если ОК движется вдоль СК от хвоста к голове и их направления движения совпадают, входной грузопоток угля, поступающего на конвейер равен [94,112]:

$$q_{\text{СК}} = \frac{Q_{\text{ОК}}}{V_{\text{СК}} - V_{\text{П}}}. \tag{3.3}$$

и соответственно тогда сигнал задания скорости СК $V_{\text{СК.ЗАД}}$

$$V_{\text{СК.ЗАД}} = \frac{Q_{\text{ОК}} + q_{\text{СК}} V_{\text{П}}}{q_{\text{СК}}}. \tag{3.4}$$

Для оценки эффективности предлагаемого алгоритма работы в программном продукте *Matlab*/*Simulink* было осуществлено моделирование совместной скоординированной работы ОК и СК [60], с целью обеспечения равномерной погонной загрузки угля по всей длине СК – рисунок 3.8.

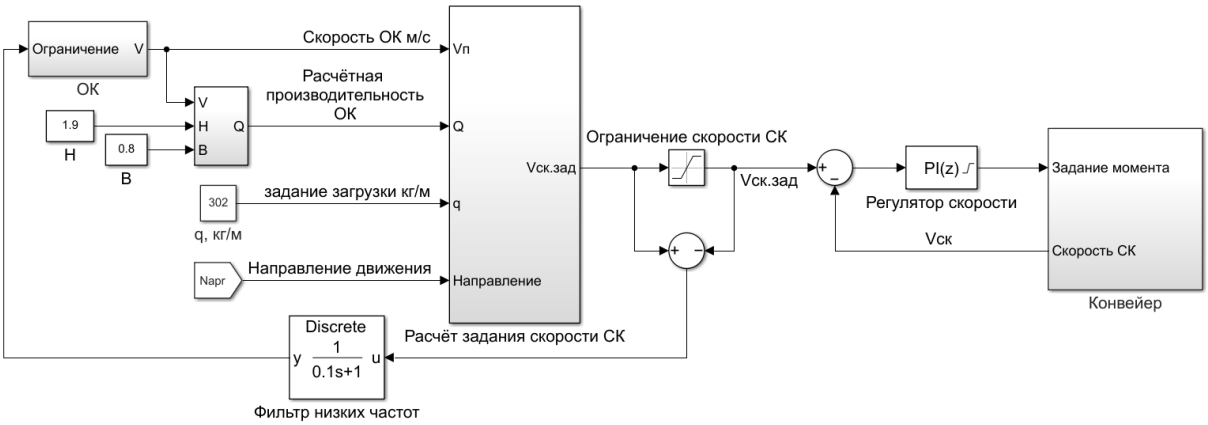
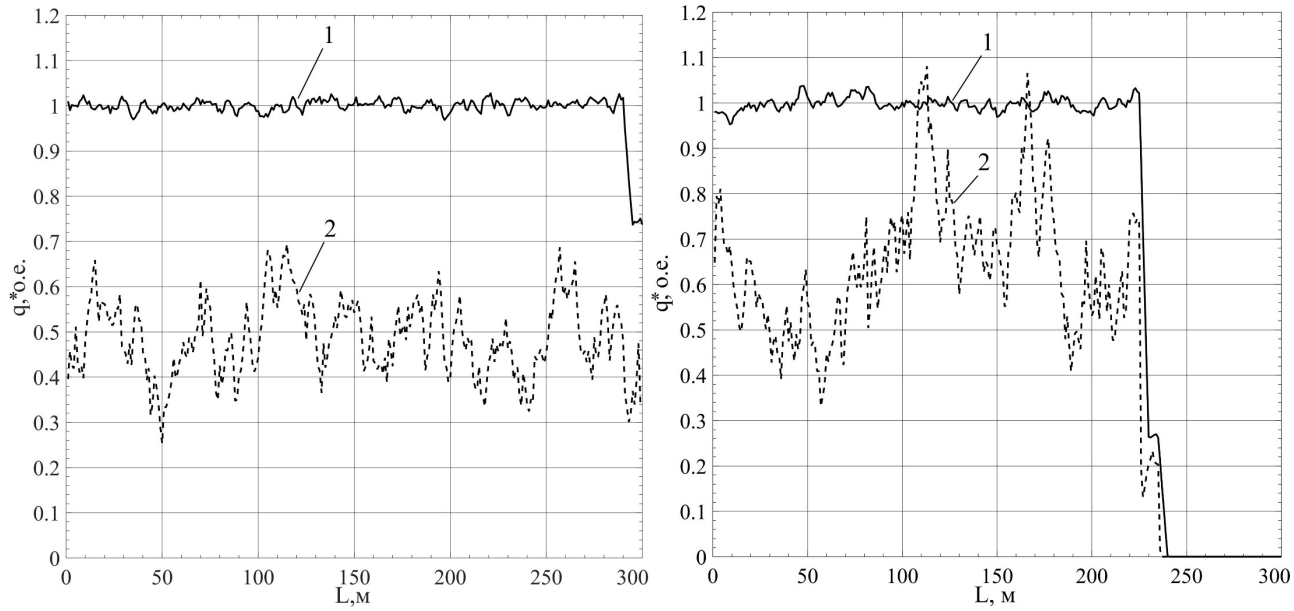


Рисунок 3.8 – Имитационная модель системы управления СК для обеспечения совместной скоординированной работы комбайна и конвейера

Результаты моделирования распределения погонной загрузки СК q^* по его длине при прямом и обратном ходе ОК показаны на рисунке 3.9. Погонная загрузка СК представлена в о.е.

$$q^* = \frac{q_{\text{тек.i}}}{q_{\text{ном}}}, \tag{3.5}$$

где $q_{\text{тек.}i}$ – средняя текущая погонная загрузка каждого i-го участка СК, $q_{\text{ном}}=Q_{\text{ок.ном}}/V_{\text{ск.ном}}$ кг/м; $q_{\text{ном}}$ – номинальная погонная загрузка СК, кг/м; $V_{\text{ск.ном}}$ – номинальная скорость СК, м/с; $Q_{\text{ОК.ном}}$ – номинальная производительность ОК, кг/с.



а) б)

Рисунок 3.9 – Зависимость загрузки скребкового конвейера по его длине при прямом (а) и обратном ходе ОК (б): 1 – при наличии устройства скоординированного управления; 2 – при отсутствии устройства скоординированного управления

Для оценки неравномерности загрузки СК использовалась величина коэффициента неравномерности, как разность между текущей (фактической) и заданной загрузкой по всей длине конвейера:

$$k_{\text{н}} = \frac{\sum_{i=1}^{N} \left| q_{\text{тек}.i} - q_{\text{зад}} \right| \Delta l_i}{L}, \tag{3.6}$$

где $q_{\text{тек}.i}$ – фактическая загрузка i-го участка конвейера, о.е.; $q_{\text{зад}}$ – заданная загрузка конвейера, о.е. ($q_{\text{зад}}$=1); L – длина конвейера, м; N – количество участков, Δl_i – длина i-го участка, м.

Из анализа зависимостей загрузки СК рисунок 3.9 следует, что коэффициент неравномерности без применения предлагаемого устройства скоординированного управления скоростями приводов СК и ОК, для прямого и обратного хода составил 0,5 и 0,35 соответственно, а при наличии такого устройства не превышает 0,05 для прямого и обратного хода ОК.

На рисунках 3.10 – 3.11 представлены результаты сравнения при наличии и отсутствии устройства скоординированного управления: удельного расхода

электроэнергии ЭП СК (рисунок 3.10), и преодолеваемого расстояния ТО за цикл добычи (рисунок 3.11).

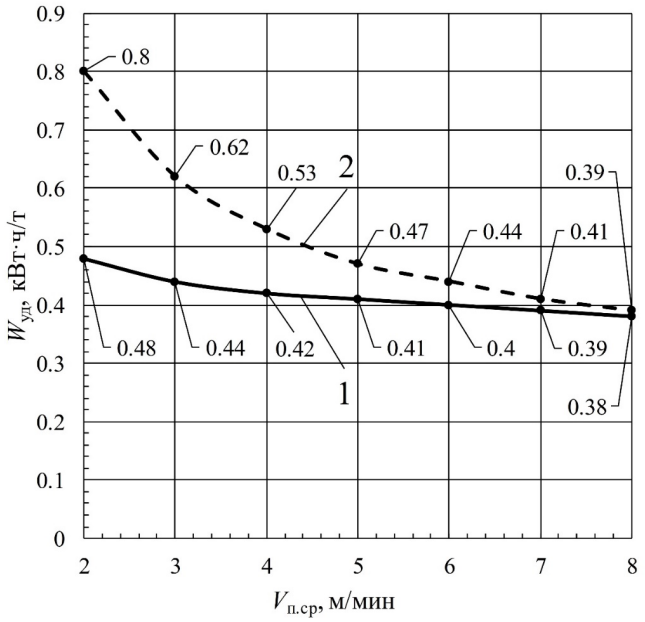


Рисунок 3.10 – Зависимость удельного расхода электроэнергии ЭП СК от скорости подачи ОК: 1 – при наличии устройства скоординированного управления; 2 – при отсутствии устройства скоординированного управления

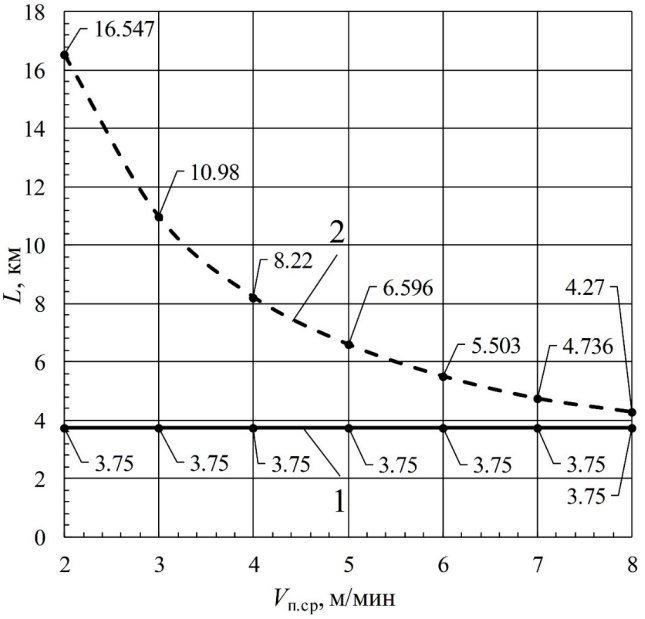


Рисунок 3.11 – Зависимость преодолеваемого расстояние ТО от скорости подачи ОК: 1 – при наличии устройства скоординированного управления; 2 – при отсутствии устройства скоординированного управления

По диаграммам удельного расхода, приведенным на рисунке 3.10 следует, что при отсутствии устройства, когда скорость ТО СК постоянная, с уменьшением средней скорости подачи ОК с 8 до 2 м/мин погонная нагрузка СК уменьшается, а удельный расход электроэнергии, потребляемой ЭП СК, увеличивается в два раза – с 0,4 до 0,8 кВт·ч/т. Применение предложенного устройства, например, при средней эксплуатационной скорости подачи ОК (5 м/мин), позволяет снизить удельный расход электроэнергии СК на 14%. Одновременно с этим, как следует из рисунка 3.11, расстояние, пройденное ТО СК за цикл работы ОК при выемке (прямой и обратный ход ОК), при наличии предлагаемого устройства уменьшается в 1,76 раза по сравнению со случаем, когда устройство отсутствует, что приводит к уменьшению износа тяговой цепи и решетаков СК.

3.4 Выводы по главе 3

1. Установлено, что характер изменения потребляемой мощности ЭП СК при прямом и обратном движении ОК вдоль лавы различен. Электроэнергия, потребляемая электроприводом СК при выемке ленты угля, при выполнении ОК прямого хода на 6-8% ниже, чем при выполнении обратного хода.

2. Доказано, что с увеличением скорости подачи и производительности ОК удельный расход электроэнергии ЭП СК за цикл работы ОК уменьшается. С увеличением скорости подачи ОК от 2 до 8 м/мин удельный расход электроэнергии ЭП СК за цикл работы ОК уменьшается с 0,8 до 0,39 кВт·ч/т, а при зарубке исполнительного органа ОК он постоянен и равен 0,13 кВт·ч/т, при этом, во время зарубки ОК у вентиляционного штрека потребляемая электроэнергия ЭП СК в 1,8 раза выше, чем при зарубке у конвейерного штрека и составляет, соответственно 110 и 60 кВт·ч.

3. На основе проведённого анализа изменения загрузки конвейера и потребляемой мощности ЭП в зависимости от направления движений СК и ОК друг относительно друга, разработан алгоритм и устройство скоординированного

управления скоростями приводов конвейера и очистного комбайна, позволяющее минимизировать неравномерность загрузки конвейера.

4. Разработанное устройство обеспечивает равномерную загрузку тягового органа по всей его длине, коэффициент неравномерности загрузки при этом не превышает 0,05 для прямого и обратного хода очистного комбайна.

5. Предложенный алгоритм управления позволяет уменьшить удельный расход электроэнергии ЭП СК и расстояние пробега ТО СК за один проход ОК. Для СК марки «Анжера-30» удельный расход электроэнергии его ЭП уменьшается до уровня 0,38 кВт·ч/т, а расстояние пробега ТО до 3,75 км. В результате ресурсосбережение СК по удельному расходу электроэнергии при средней эксплуатационной скорости подачи ОК (5 м/мин), повышается на 14%.

Основные результаты главы 3 опубликованы в работах [108,110] и закреплено в охранном документе [111].

ГЛАВА 4 ИССЛЕДОВАНИЕ СОГЛАСОВАННОГО СПОСОБА УПРАВЛЕНИЯ МНОГОДВИГАТЕЛЬНЫМ ЭЛЕКТРОПРИВОДОМ СКРЕБКОВОГО КОНВЕЙЕРА

4.1. Обоснование необходимости управления балансом мощности в многодвигательном электроприводе скребкового конвейера

Электропривод современного высокопроизводительного СК является многодвигательным и включает головной и концевой приводы. При этом головной и концевой приводы могут иметь по два приводных блока, работающих на ведущие звёздочки. Головной и концевой приводы конвейера соединены упругой тяговой цепью, поэтому при работе одной звездочки СК усилие передаётся и на другую звёздочку. Внешние условия угольного забоя нестабильны, и количество транспортируемого рудного материала СК меняется на всём протяжении выемки ленты угля. Совокупность этих и других факторов, подробно описанных в первой главе, приводит к возникновению дисбаланса мощности приводных ЭД. Перегруженные приводные ЭД склонны к перегреву и ускоренному износу механической части привода. Следовательно, должны быть приняты эффективные меры для равномерного распределения мощности между электродвигателями. Это обеспечит надежную и стабильную работу СК.

В дальнейшем принято допущение, что мощность на валу двигателя равна механической мощности, т.к. механические и добавочные потери ЭД незначительны.

Основной принцип управления балансом механической мощности для многодвигательного СК можно разделить на два способа: 1) управление выходной скоростью приводных ЭД в зависимости от количества транспортируемого рудного материала, чтобы гарантировать, что разница между электромагнитными моментами ЭД, расположенных в разных местах, была как можно меньше, или 2) управление электромагнитным моментом, при этом поддерживая примерно одинаковую скорость ЭД, что обеспечит равенство механических мощностей (4.1):

$$
\begin{gathered}
P_1 = \omega_1 \cdot M_1 \\
P_2 = \omega_2 \cdot M_2 \\
P_n = \omega_n \cdot M_n \\
P_1 \approx P_2 \approx P_n, \text{при } \omega_1 \approx \omega_2 \approx \omega_n \text{ и } M_1 \approx M_2 \approx M_n
\end{gathered} \tag{4.1}
$$

4.2 Количественная оценка неравномерного распределения мощности

На рисунке 4.1 приведено сравнение двух механических характеристик ЭД головного (1) и хвостового (2) ЭД при питании от одного источника питания бесконечной мощности, в качестве основных факторов, влияющих на жёсткость (вид) механической характеристики, можно отнести: 1) различие в длине питающих кабелей (до головного – 100 м, а до хвостового – 400 м), из-за этого на двигатели подаётся различное питающее напряжение, в зависимости от его загрузки, влияющее на максимальный развиваемый момент $\Delta M_{\text{макс}}$. 2) отличие в величине критического скольжения $\Delta s_{\text{к}}$, которое зависит от параметров ЭД, так для взрывозащищенных ЭД отклонение активного сопротивления ротора от номинального достигает ±10% [113].

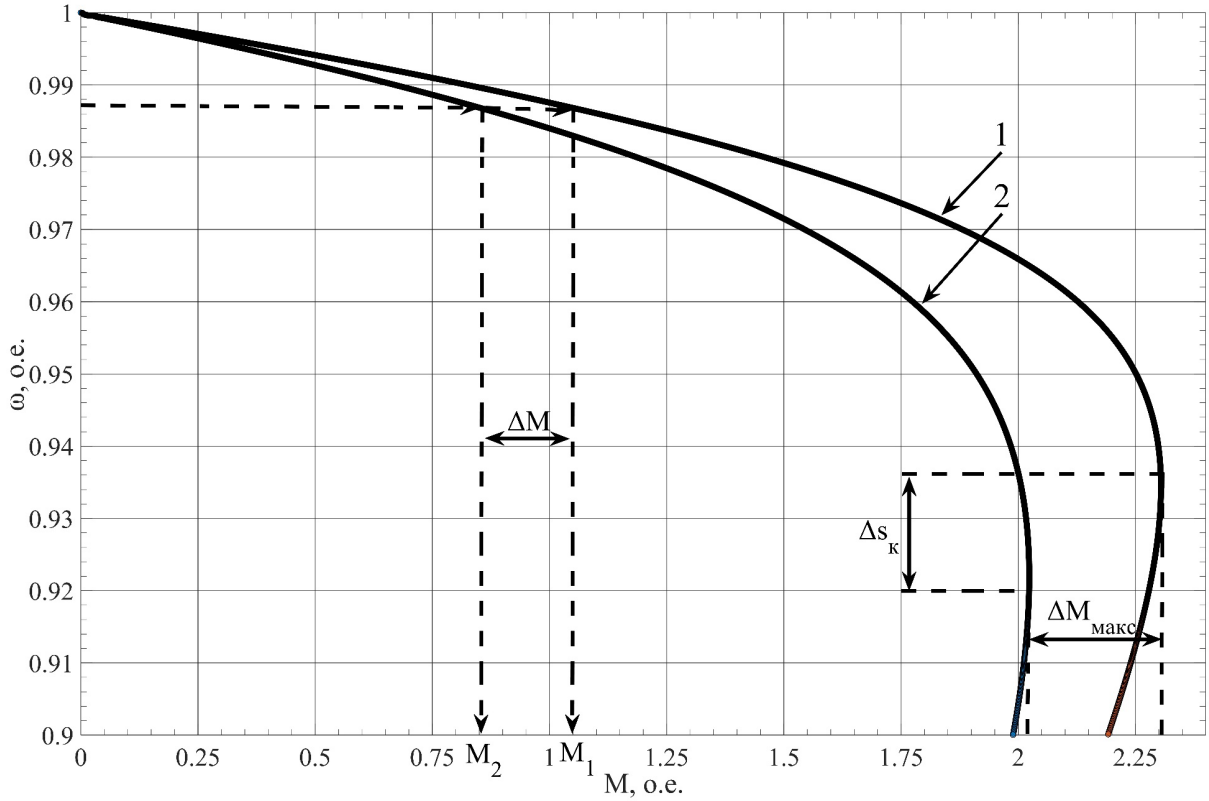


Рисунок 4.1 – Механические характеристики ЭД, при различной длине питающих кабелей и разнице критического скольжения

В установившемся режиме работы скорость ЭД устанавливается на одном уровне $\omega_1=\omega_2$, а развиваемые электромагнитные моменты M_1 и M_2 отличаются на величину ΔM, соответственно по (4.1) отношение моментов (коэффициент неравномерности) M_1/M_2 будет определять и небаланс мощностей приводных ЭД $K_н=P_1/P_2=M_1/M_2$. Причём, с ростом нагрузки, будет увеличиваться и величина неравномерности.

При моделировании принято, что передаточные отношения редукторов имеют одинаковую величину, т.к. даже незначительное отклонение может привести к тому, что один из двигателей перейдёт в генераторный режим работы, а другой двигатель будет работать с значительной перегрузкой. Существующее допустимое отклонение передаточных отношений планетарного редуктора составляет ±5% [114-115].

Приведённое сравнение механических характеристик будет справедливо и при питании каждого ЭД от собственного ПЧ, с скалярным законом управления *U/f=const*, без обратной связи по скорости и отключенной функции компенсации скольжения ЭД.

Известно выражение (4.2) для определения распределения нагрузки двух параллельно включенных ЭД, связанных общим механическим валом, и имеющих разные модули жёсткости механической характеристики $\beta=\Delta M/\Delta\omega$ [116], из этого выражения видно, что двигатель с большим значением β будет нагружен сильнее. Однако данное выражение не учитывает, что с ростом момента сопротивления $M_с$, будет изменяться и подводимое напряжение на обмотку статора, ввиду падения напряжения на кабеле, а значит приведёт к уменьшению модуля жёсткости β, также модуль жёсткости зависит от питающей частоты.

$$M_1=\frac{\beta_1}{\beta_1+\beta_2}\cdot M_с;M_2=\frac{\beta_2}{\beta_1+\beta_2}\cdot M_с, \tag{4.2}$$

где, β_1 и β_2 – модули жёсткости механической характеристики ЭД1 и ЭД2, $M_с$ – результирующий момент сопротивления.

Поэтому с помощью компьютерного моделирования была произведена количественная оценка неравномерности нагрузки приводных ЭД, обусловленной

различием их параметров и наличием кабельных линий различной длины при питании ЭД от собственного ПЧ. При этом были приняты следующие допущения: ПЧ бесконечной мощности, отсутствие люфтов в редукторе, приводная звезда «круглая» (без учёта влияния зубьев), увеличение нагрузки (массы груза) происходило равномерно, по всей длине конвейера.

В качестве варьируемых параметров принимались: различная питающая частота f, различие в критических скольжениях $\Delta s_к$ ЭД и коэффициент загрузки $K_з$ конвейера (определяемый по 4.3).

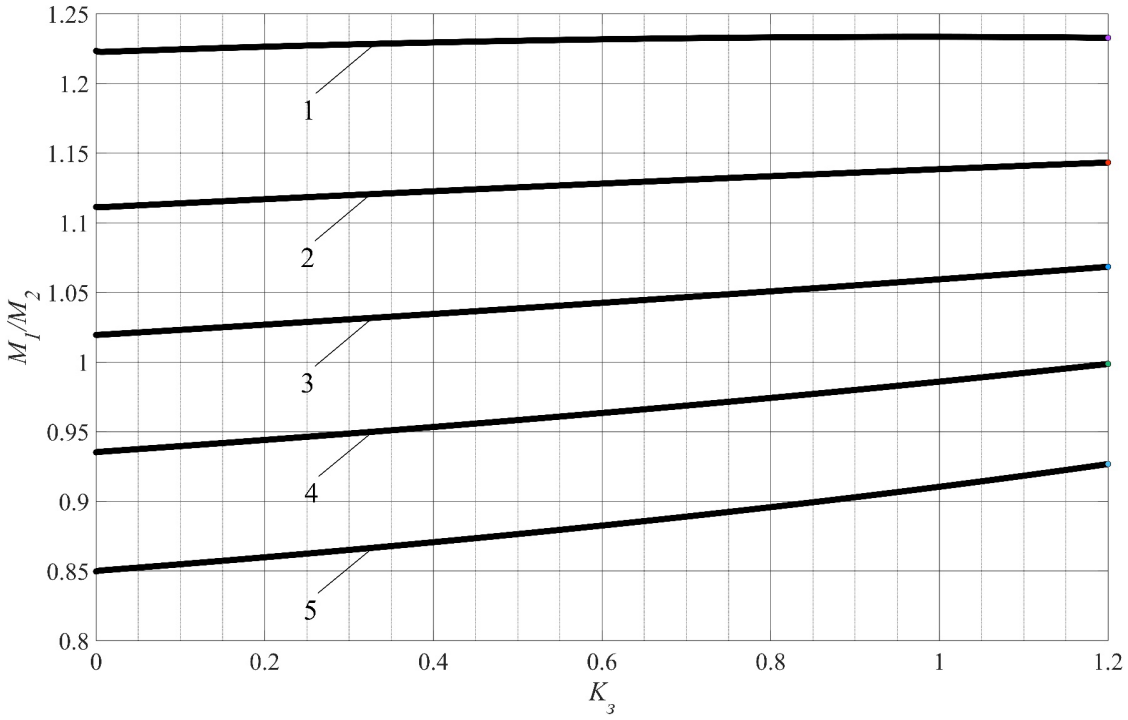
$$K_з = \frac{m_г}{m_{ном}}, \tag{4.3}$$

где $m_г$ – масса груза на ТО, т; $m_{ном}$ – масса груза на ТО при номинальной загрузке СК, т.

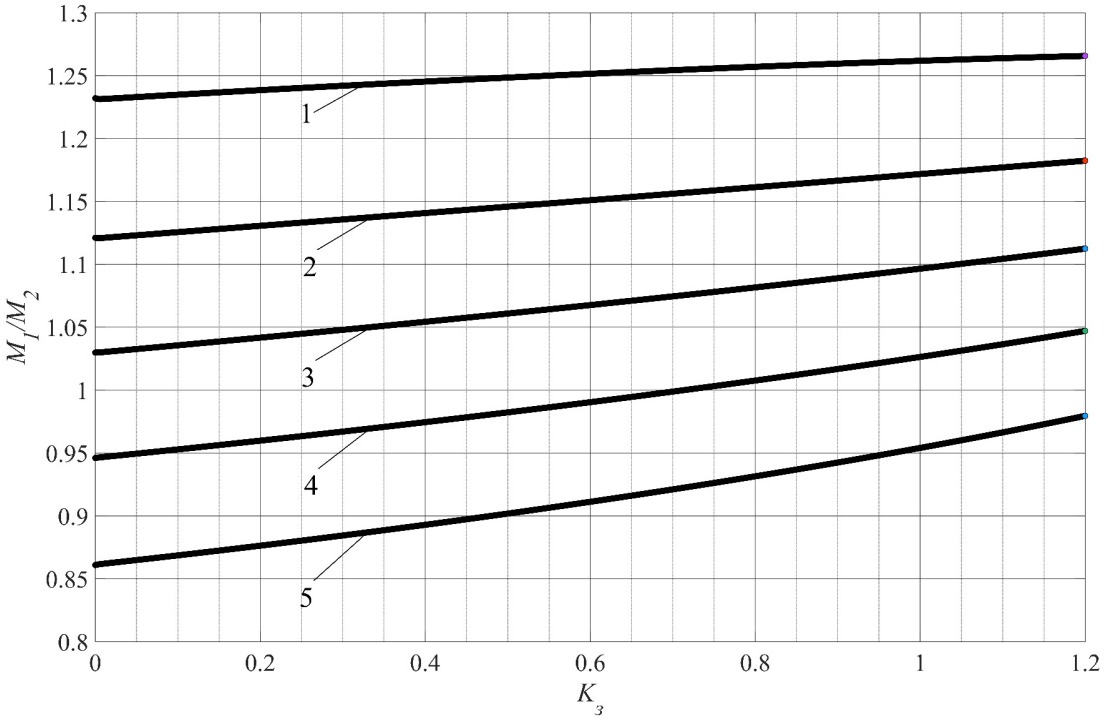
Для удобства анализа, отличие критических скольжений запишем в относительной величине (4.4):

$$\Delta s_к = \frac{s_{к1} - s_{к2}}{s_к} \cdot 100\%, \tag{4.4}$$

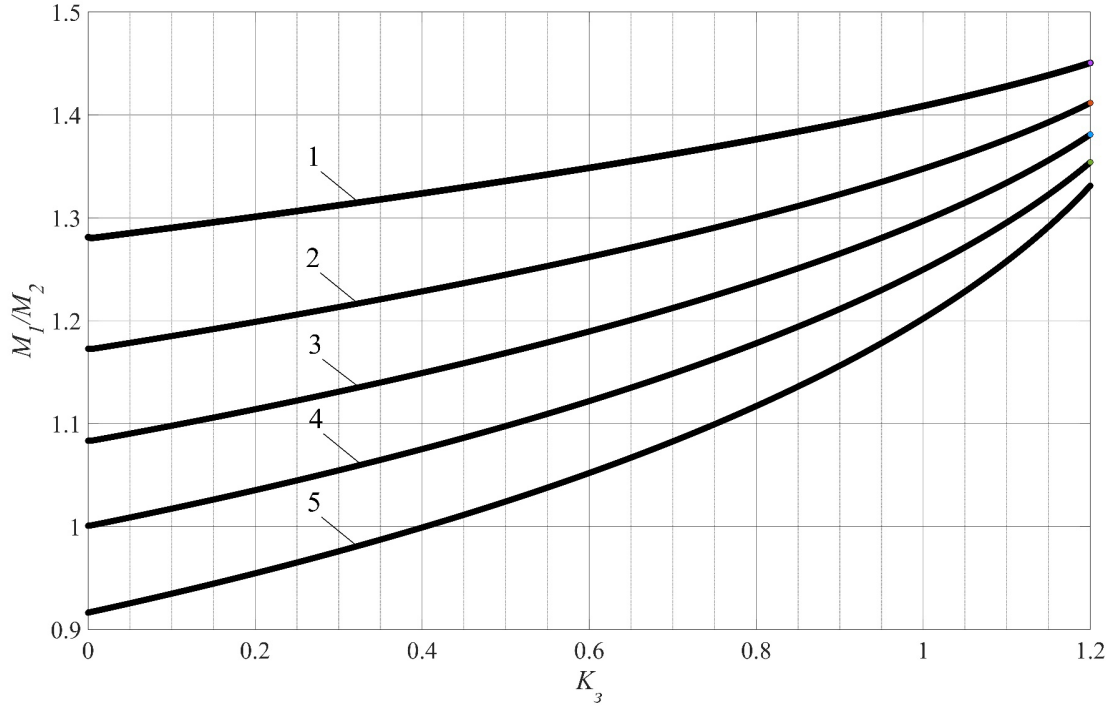
где, $s_{к1}$ – критическое скольжение ЭД1; $s_{к2}$ – критическое скольжение ЭД2, $s_к$ – расчётное критическое скольжение ЭД по каталожным данным.



а)



б)



в)

Рисунок 4.2 – Зависимости коэффициента неравномерности нагрузки *M1*/*M2* от коэффициента загрузки $K_з$ и различии критического скольжения $\Delta s_к$ ЭД: а) f=50 Гц; б) f=30 Гц; в) f=10 Гц

На рисунке 4.2 приняты следующие обозначения: 1 – $\Delta s_к$ = -20%; 2 – $\Delta s_к$ = -10%; 3 – $\Delta s_к$ = 0%; 4 – $\Delta s_к$ = 10%; 5 – $\Delta s_к$ = 20%.

Таким образом, применение двухдвигательного частотно-регулируемого электропривода СК без системы выравнивания, неизбежно влечет за собой неравномерное распределение нагрузки между ЭД. Проведенные исследования показали, что коэффициент неравномерности нагрузки M_1/M_2 зависит от коэффициента загрузки СК $K_з$, частоты f питающего напряжения, и отличия в параметрах ЭД $\Delta s_к$. Максимальный коэффициент неравномерности нагрузки M_1/M_2 электропривода при самом неблагоприятном сочетании его параметров и параметров питающей сети может достигать 1,2 - 1,45.

Из приведенного исследования следует, что при разработке двухдвигательного частотно-регулируемого электропривода СК необходимо предусмотреть специальные меры, способствующие выравниванию нагрузки двигателей.

В двухдвигательных СК система управления для выравнивания мощности между ЭД СК имеет известный вид [117] рисунок 4.3.

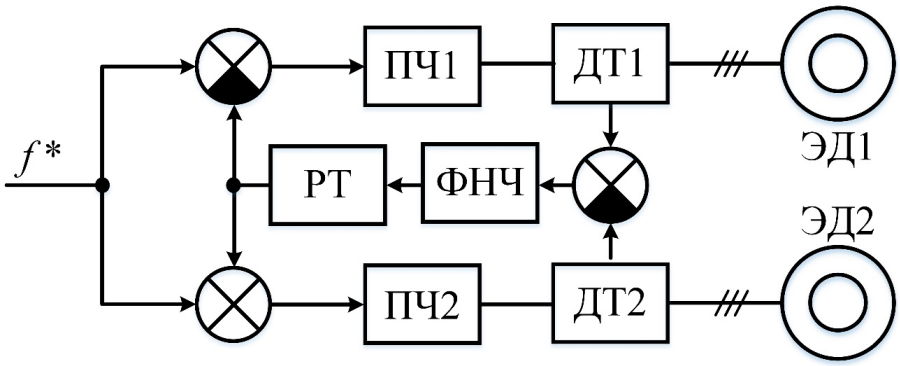


Рисунок 4.3 – Система управления выравнивания мощности двухдвигательного СК

Работает система выравнивания нагрузок следующим образом. На вход регулятора тока, через низкочастотный фильтр (ФНЧ), поступает разница токов статора ЭД1 и ЭД2, а выходом регулятора является изменение задания частоты вращения двигателей *f*. Если ЭД1 перегружен, то ему поступает сигнал на уменьшение частоты вращения, а на ЭД2 наоборот, сигнал на увеличение частоты вращения, соответственно осуществляется коррекция механических характеристик ЭД, с целью достижения их пересечения, т.к. в точке пересечения

возникает баланс мощности, при этом, эта точка должна соответствовать половине суммарного момента сопротивления $M_c/2$ рисунок 4.4.

Данная система выравнивания мощности имеет недостатки [117], такие как низкое быстродействие, сложность построения данной системы управления для трёх, а тем более четырёх двигательных СК, необходимость выравнивания по активной составляющей тока статора (I_q) [45]. В работах [118-119], также предлагалось использовать в качестве РТ нечёткую логику, однако существенных улучшений в динамических режимах получено не было.

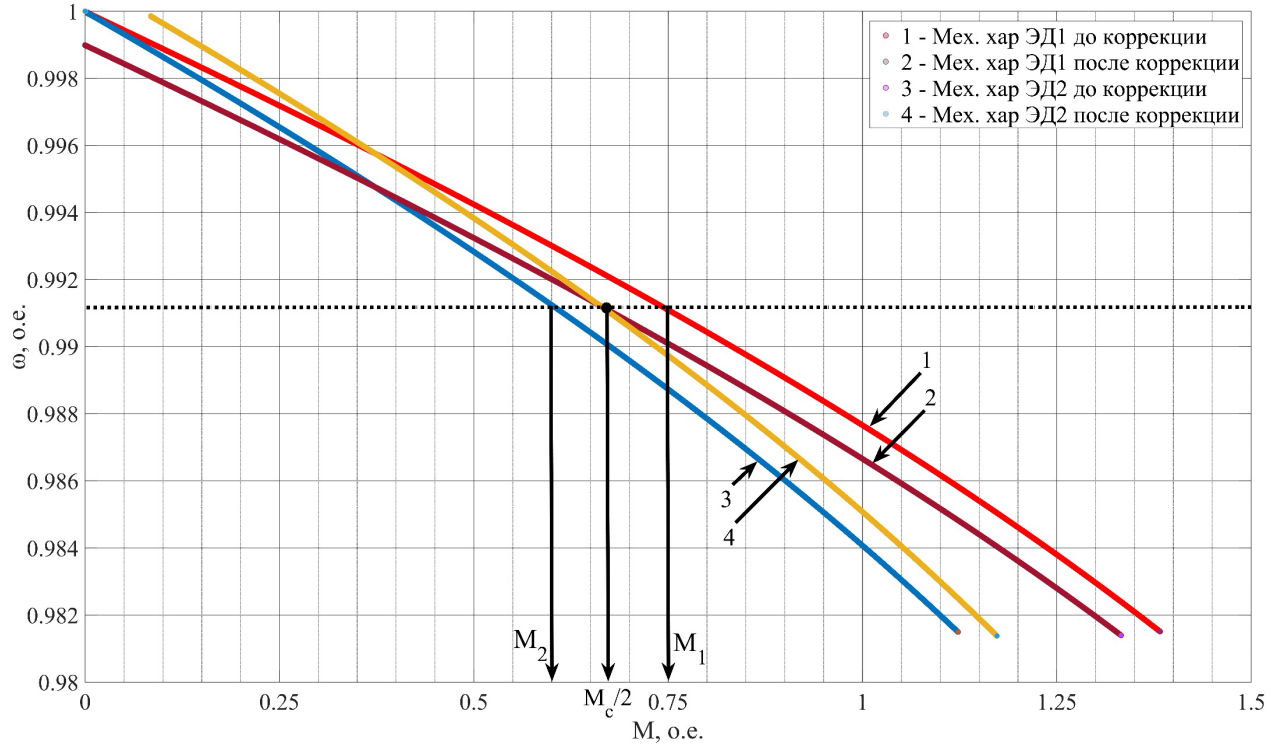


Рисунок 4.4 – Баланс мощности при скалярном способе управления

Решением данной задачи является переход к векторной системе управления электродвигателями.

Так как, в дальнейшем предполагается управлять моментом ЭД, то выбрана векторная система управления с прямым управлением момента *DTC* – (*Direct torque control*) [15,120-122].

При использовании векторного управления, каждый ЭД становится охвачен обратной связью по скорости, соответственно его механическая характеристика становится абсолютно жёсткой, в этом случае система управления выравнивания

мощности становится необходимой [15]. Далее будут приведены два существующих способа выравнивания мощности и один разработанный.

4.3 Выравнивание по способу ведущий-ведомый

Наиболее известным решением задачи по выравниванию нагрузки между приводами, в векторной системе управления, считается использование способа ведущий-ведомый (*Master-slave*), в котором, один (любой) из электродвигателей выбирается в качестве ведущего приводного двигателя, например, ЭД1, тогда остальные электродвигатели считаются ведомыми: ЭД2 – (в головном приводе) и ЭД3 – (в хвостовом приводе). Ведущий двигатель ЭД1 имеет регулятор скорости, который выдаёт задание момента M^*, ведомые двигатели ЭД2 и ЭД3 работают в режиме отслеживания крутящего момента ЭД1 (рисунок 4.5), а значит крутящий момент головных и хвостового приводных двигателей скребкового конвейера будут одинаковы.

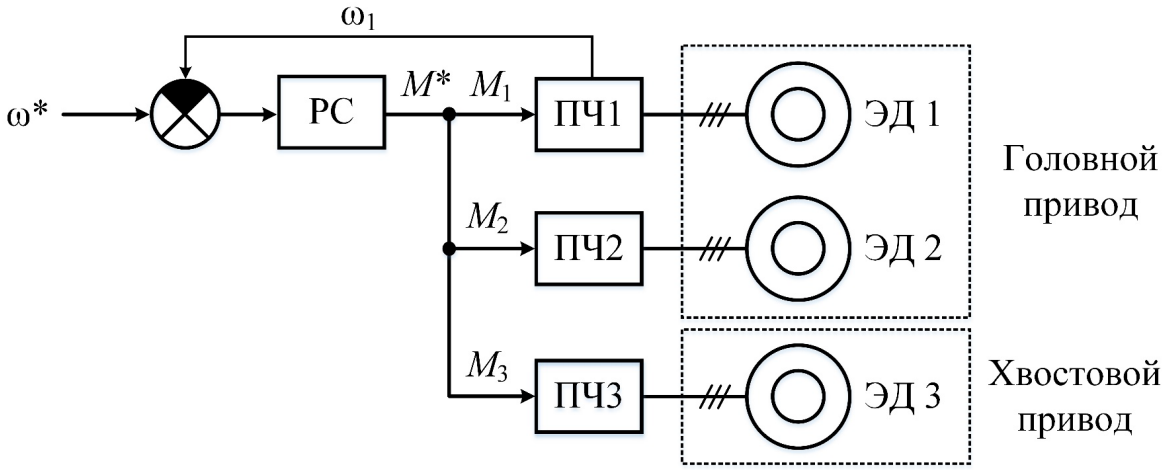


Рисунок 4.5 – Структурная схема выравнивания нагрузок по способу *Master-slave*

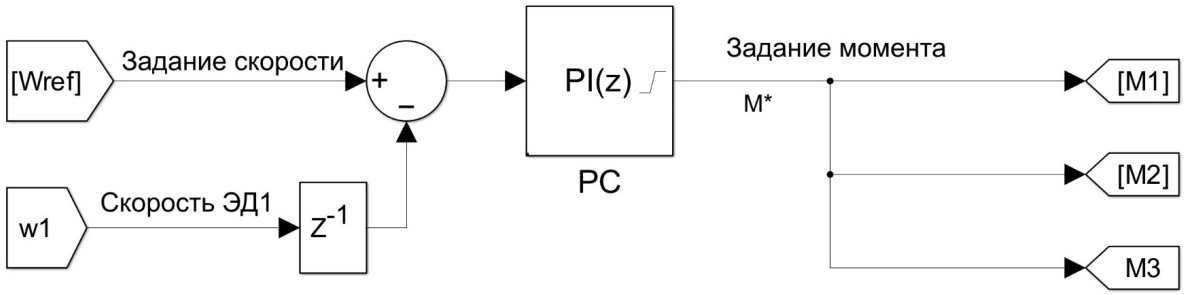


Рисунок 4.6 – Реализация системы *Master-slave* в среде *Matlab*/*Simulink*

Реализация данного способа выравнивания в среде *Matlab*/*Simulink* представлена на рисунке 4.6.

Данный способ выравнивания может иметь ограничение на число приводных ЭД, так, например, некоторые ПЧ допускают работу по способу *Master-slave* не более чем с четырьмя ЭД [123], а при выходе из строя, ведущего ЭД, необходимо автоматически из состава ведомых ЭД назначить новый ведущим.

Выравнивание моментов электродвигателей необходимо для исключения перегрузок одного или двух электродвигателей и реализуется управлением электромагнитными процессами электродвигателей в предложенной системе управления многодвигательным электроприводом.

Наибольшее применение данная система выравнивания получила в механизмах, где валы ЭД «жёстко» соединены друг с другом, соответственно скорости ЭД всё время равны друг другу, и требуется выровнять только развиваемые моменты ЭД, для достижения баланса мощности.

В [43] была исследована схема управления выравниванием нагрузок в многодвигательном ЭП СК, реализуемая по принципу *Master-slave*.

4.4 Выравнивание по способу падения скорости

Функция управляемого падения скорости (*Droop control*), автоматически уравновешивает уровень загруженности двух и более двигателей, управляющих одной и той же нагрузкой. Она снижает или повышает скорость двигателя в соответствии с изменением момента нагрузки на валу двигателя. Эта функция должна быть включена на всех преобразователях частоты, работающих на одну нагрузку (один механизм). В [124] рассмотрено выравнивание мощности по способу *Droop control* применительно конвейерного оборудования.

Для работы функции необходимо настроить только одно значение параметра – коэффициент усиления падения скорости *K*: данная величина характеризует, на сколько процентов снизится скорость двигателя при номинальной нагрузке [125], рисунок 4.7.

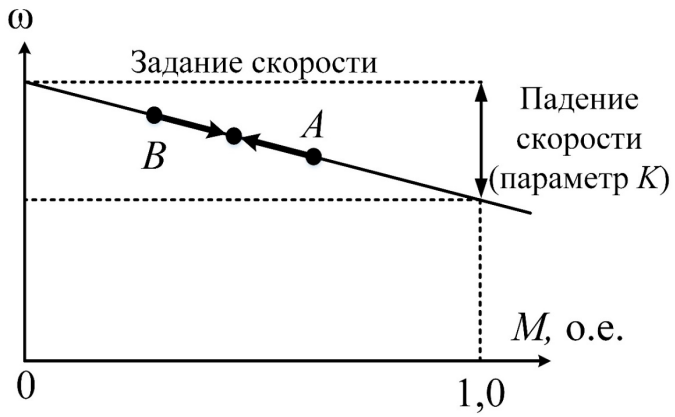


Рисунок 4.7 – Способ выравнивания мощности *Droop control*

Рассмотрим пример изображённый на рисунке 4.7. Если двигатель *A* работает с нагрузкой на его валу больше, чем на двигателе *B*, то преобразователь частоты *A* понижает частоту задания, а преобразователь частоты *B* увеличивает её, в результате, нагрузка на двигателе *A* становится меньше, и он начинает ускоряться, а на двигателе *B* наоборот, момент нагрузки увеличивается, и он замедляется, соответственно, в идеальном случае, они движутся навстречу друг другу по одной траектории в точку баланса механической мощности.

Однако, время регулирования зависит от инерционности механизма, а с учётом постоянного изменения загрузки СК, эта величина будет непостоянна.

Система управления трёх двигательным СК представлена на рисунке 4.8, и её реализация в *Matlab* рисунок 4.9.

При выборе коэффициента *K* следует учитывать два фактора, с одной стороны, чем больше *K* – тем быстрее происходит выравнивание нагрузки, т.к. на малое изменение момента нагрузки, происходит большее изменение скорости, с другой стороны, слишком большое значение приведёт к тому что, скорость СК будет значительно меньше установленной при номинальной нагрузке, соответственно уменьшится и производительность СК. Поэтому в дальнейшем величина коэффициента *K* принята равной 0.1, т.е. падение скорости на 10% при номинальной нагрузке.

Данный способ получил широкое распространение в нагрузках, в которых ЭД соединены «гибко», например, ленточные конвейеры, большим

преимуществом является то, что нет необходимости организовывать связь между ПЧ и выделять какой-либо из ЭД «ведущим» или «ведомым», ЭД работают независимо друг от друга, но всё равно происходит распределение мощности.

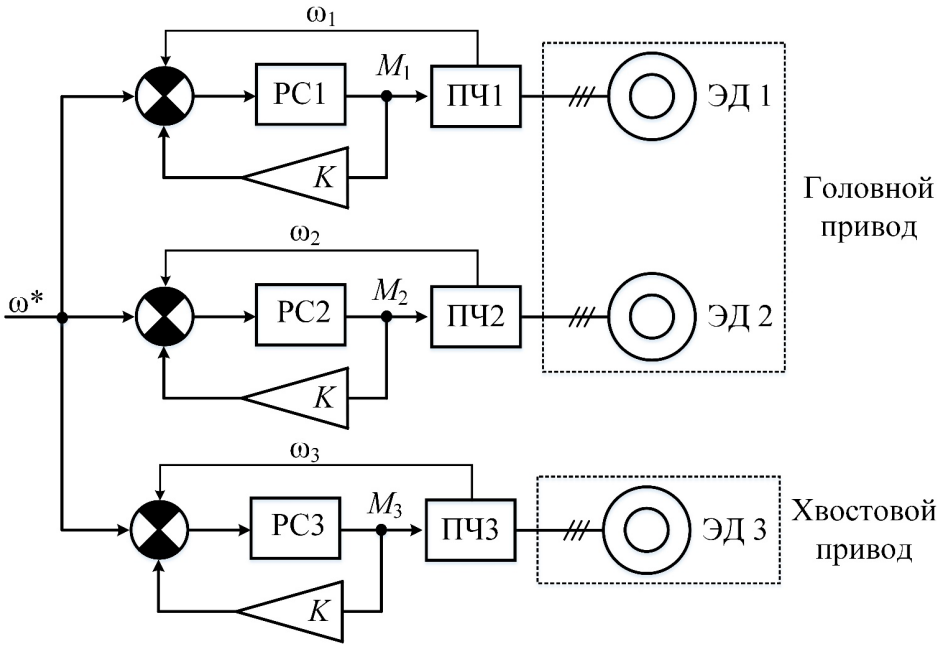


Рисунок 4.8 – Структурная схема выравнивания нагрузок по способу *Droop control*

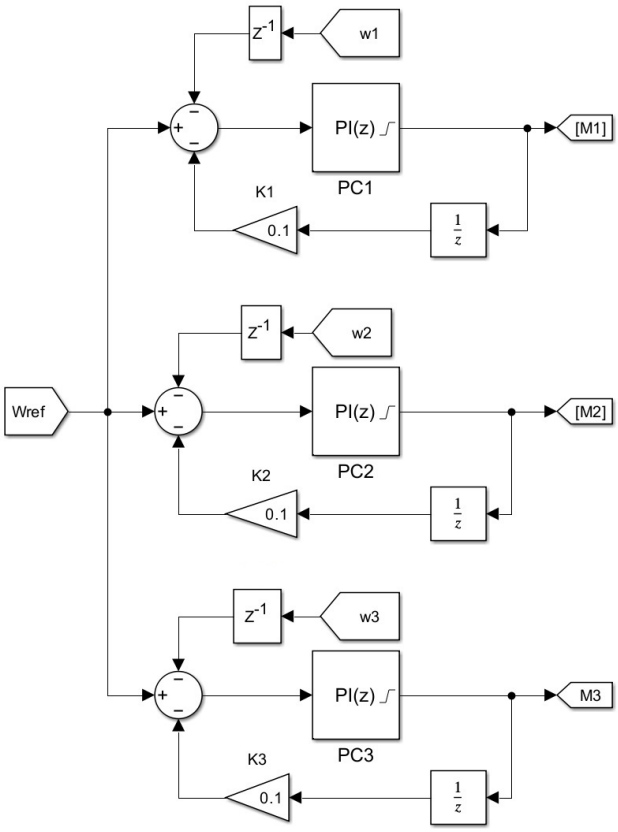


Рисунок 4.9 – Реализация системы *Droop control* в среде *Matlab*/*Simulink*

4.5 Скользящий режим выравнивания

Под скользящим режимом управления (*Sliding Mode Control – SMC*) в данном случае понимается вынужденное движение (скольжение) системы вдоль заданной траектории в пространстве состояний управляемой системы.

Способ управления с использованием скольжения отличается чрезвычайно высокой надёжностью, поскольку он предполагает вынуждающее управление, заставляющее процесс протекать по динамической траектории, которую задаёт разработчик [126].

Задачей управления является поддержание заданного режима работы (баланса мощности) ЭД: регулирование скорости СК и развиваемого момента ЭД, при изменении загрузки СК, а также повышение динамической устойчивости при упругих колебаниях в ТО, провисе цепи и т.д.

Способом решения поставленных задач регулирования моментом ЭД является организация вынужденного движения по заданным (желаемым) траекториям в пространстве состояний системы [127]. Зададим желаемые траектории уравнениями (4.5, 4.6):

$$e_{\omega} = \omega_1 - \omega_2 = 0\,, \tag{4.5}$$

$$e_M = M_1 - M_2 = 0\,, \tag{4.6}$$

где e_M – ошибка по развиваемому моменту между двумя ЭД, e_{ω} – ошибка по скорости между двумя ЭД.

Очевидно, что выполнение условия (4.5) гарантирует равенство скоростей ЭД, а выполнение условия (4.6) гарантирует равенство развиваемых моментов.

В качестве управляющего параметра мы можем использовать только развиваемый момент ЭД, поэтому задачей является выбор такого значения, которое обеспечит выполнение условий (4.5) и (4.6), очевидно, с помощью одного параметра невозможно добиться одновременного выполнения этих условий, кроме того воздействие на развиваемый момент может быть ограничено.

Решить задачу выбора траектории скольжения S=0, обеспечивающей вынужденное движение системы достаточно близко к траектории, заданной

уравнениями (4.5) и (4.6) в пространстве состояний управляемой системы можно если выполняется условие (4.7):

$$S = e_M + e_\omega = 0$$
$$e_M = -e_\omega \tag{4.7}$$

Чтобы изобразить поведение системы в динамике, лучше всего использовать фазовую плоскость рисунок 4.10.

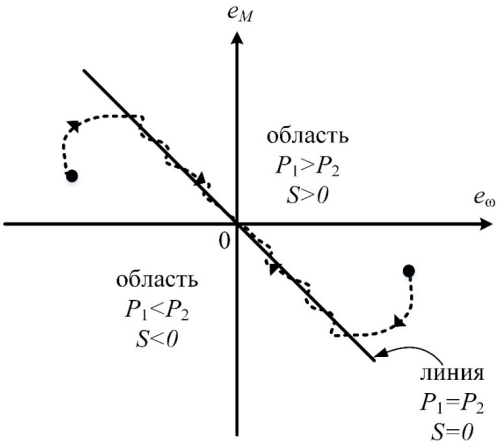


Рисунок 4.10 – Фазовая плоскость скользящего режима

В непосредственной близости от поверхности скольжения (линия S=0), возможно возникновение «дребезжания» – быстрого переключения управляющего воздействия [128], которое негативно отражается на всей системе управления. Дребезжание можно уменьшить за счёт введения зон нечувствительности δ, т.е. использования гистерезисного регулятора [129], рисунок 4.11.

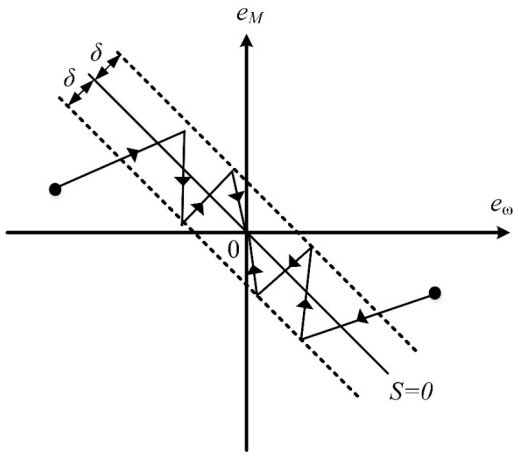
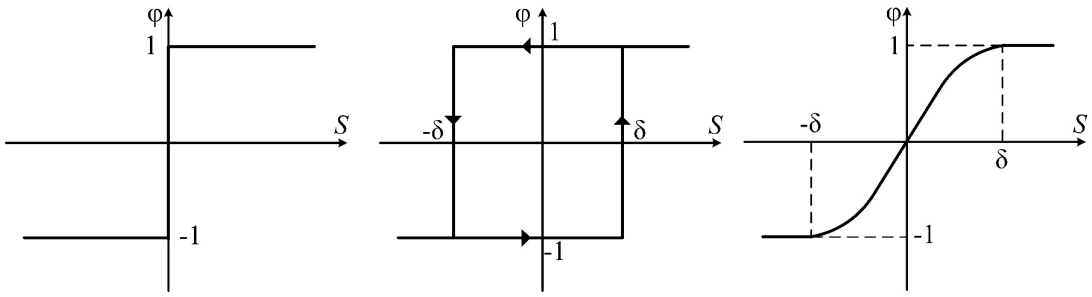


Рисунок 4.11 – Фазовая плоскость скользящего режима с гистерезисным регулятором

Однако данный способ регулирования не лишён недостатка в виде ступенчатого переключения управляющего воздействия, а введение зоны нечувствительности δ не позволит точно поддерживать режим скольжения S=0, соответственно и баланс мощности.

В [130] для решения проблемы с дребезгом в регуляторе скользящего режима *SMC* предлагается использовать мягкое переключение, в котором традиционная функция переключения заменяется на синусоидальную функцию активации, описываемую уравнением (4.8), её вид показан на рисунке 4.12. После этого сигнал подаётся на интегратор с ограничением от насыщения (*anti-windup*), окончательный вид регулятора выравнивания (РВ), на основе скользящего режима будет иметь вид, показанный на рисунке 4.13, соответственно он имеет всего три параметра для настройки: ширину функции активации δ, коэффициент усиления интегратора k_i и величину максимального выравнивающего момента $M_{max.\text{рв}}$, которые были приняты в дальнейшем: δ=0,05; k_i=0,2; $M_{max.\text{рв}}$=0,25.

$$\varphi = \begin{cases} sign(S), \text{если } |S| \geq \delta \\ \sin(\dfrac{\pi S}{2\delta}), \text{если } |S| < \delta \end{cases} \tag{4.8}$$



а) б) в)

Рисунок 4.12 – Функции активации: а) обычная б) гистерезисная в) синусоидальная

Недостатком этого регулятора является то, что он имеет единственный выход u, поэтому необходимо составить такую структурную схему управления, где будет задействовано наименьшее число регуляторов как скорости, так и выравнивания мощности.

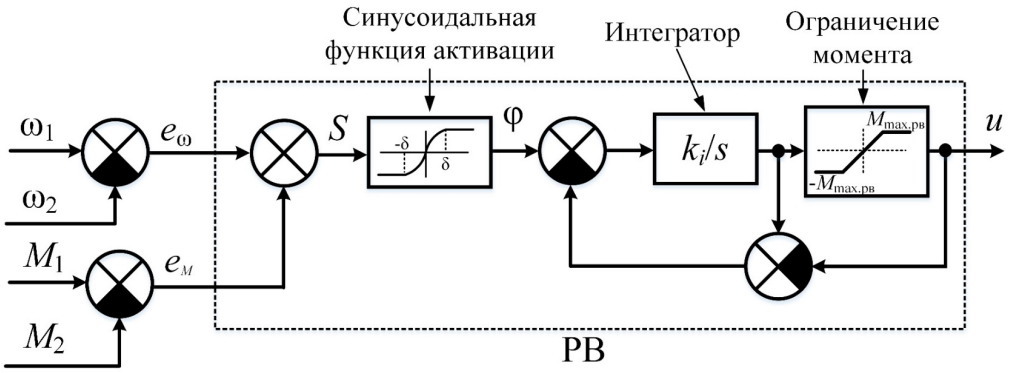
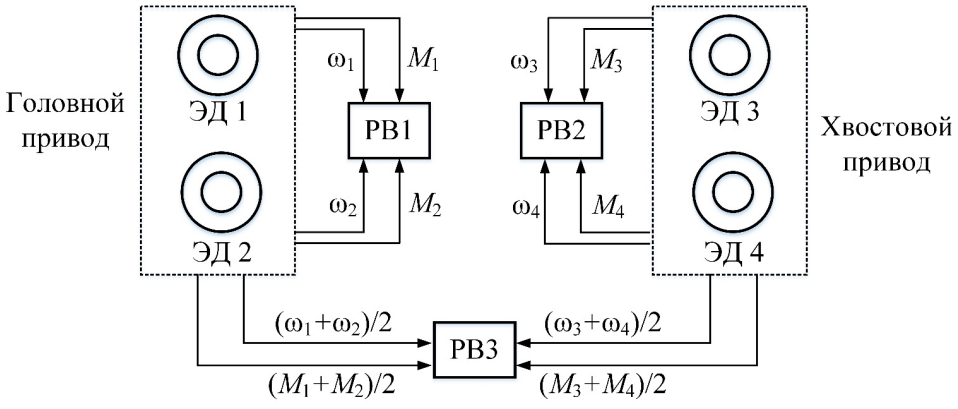


Рисунок 4.13 – Регулятор выравнивания на основе скользящего режима

Первое что предлагается применять один регулятор скорости на все ЭД, для которого в качестве обратной связи используется среднее значение скорости всех ЭД, соответственно тогда и регулятор скорости будет выдавать задание среднего значения момента $M_{ср}$ на все ЭД. Второе, необходимо сгруппировать ЭД, так как максимальное число устанавливаемых ЭД на СК не превышает четырёх ЭД, расположенных в головном и хвостовом приводе, целесообразно обозначить группу головного привода, со своим регулятором выравнивания РВ1, группу хвостового привода с РВ2, и РВ3 который будет выравнивать нагрузку между головным и хвостовым приводом, по средним значениям момента и скорости от головного и хвостового привода. При такой конфигурации получается: 1) для СК с четырьмя ЭД (максимально возможное) требуется три регулятора выравнивания рисунок 4.14 (а), 2) для СК с тремя ЭД (два ЭД в голове, один ЭД в хвосте) требуется два регулятора выравнивания, РВ1 для группы головного привода и РВ2 для выравнивания между головным и хвостовым приводом рисунок 4.14 (б), 3) для СК с двумя ЭД требуется один регулятора выравнивания рисунок 4.14 (в).



а)

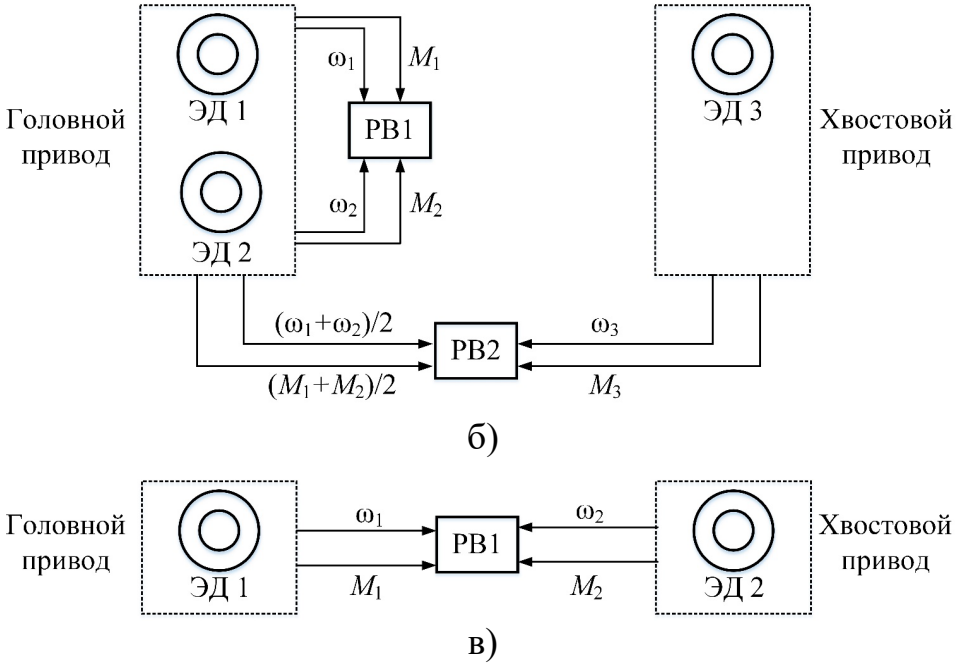


Рисунок 4.14 – Структурные схемы выравнивания мощности

Для исследуемого трёхдвигательного СК, применяется структурная схема, показанная на рисунке 4.14 (б), а полная система управления регулированием скорости СК и выравнивания мощности между ЭД будет иметь вид рисунок 4.15.

Для расчёта ошибки по моменту предлагается использовать величину управляющего воздействия от РВ, т.к. оно имеет меньше шумов, чем значение момента, рассчитанное наблюдателем ЭД в ПЧ [131], однако с учётом знака, и того что оно воздействует одновременно на два ЭД, его необходимо умножить на минус два. Следующим моментом, который не показан на рисунке 4.18, является то, что ошибки по скорости e_ω и по моменту e_M приводятся относительно скорости задания ω^* – уравнение (4.9) и среднего момента $M_{ср}$ – уравнение (4.10):

$$e_{\omega 1}=\frac{\omega_1-\omega_2}{\omega^*}, e_{\omega 2}=\frac{\omega_3-\left(\frac{\omega_1+\omega_2}{2}\right)}{\omega^*} \tag{4.9}$$

$$\begin{cases} e_{M1}=\dfrac{M_1-M_2}{M_{\text{ср}}}=\dfrac{M_{\text{ср}}-M_{\text{рв1}}+M_{\text{рв2}}-(M_{\text{ср}}+M_{\text{рв1}}+M_{\text{рв2}})}{M_{\text{ср}}}=-\dfrac{2M_{\text{рв1}}}{M_{\text{ср}}} \\ e_{M2}=\dfrac{M_3-\left(\frac{M_1+M_2}{2}\right)}{M_{ср}}=\dfrac{M_{\text{ср}}-M_{\text{рв2}}-\left(\frac{M_{\text{ср}}-M_{\text{рв1}}+M_{\text{рв2}}+M_{\text{ср}}+M_{\text{рв1}}+M_{\text{рв2}}}{2}\right)}{M_{\text{ср}}}=-\dfrac{2M_{\text{рв2}}}{M_{\text{ср}}} \end{cases} \tag{4.10}$$

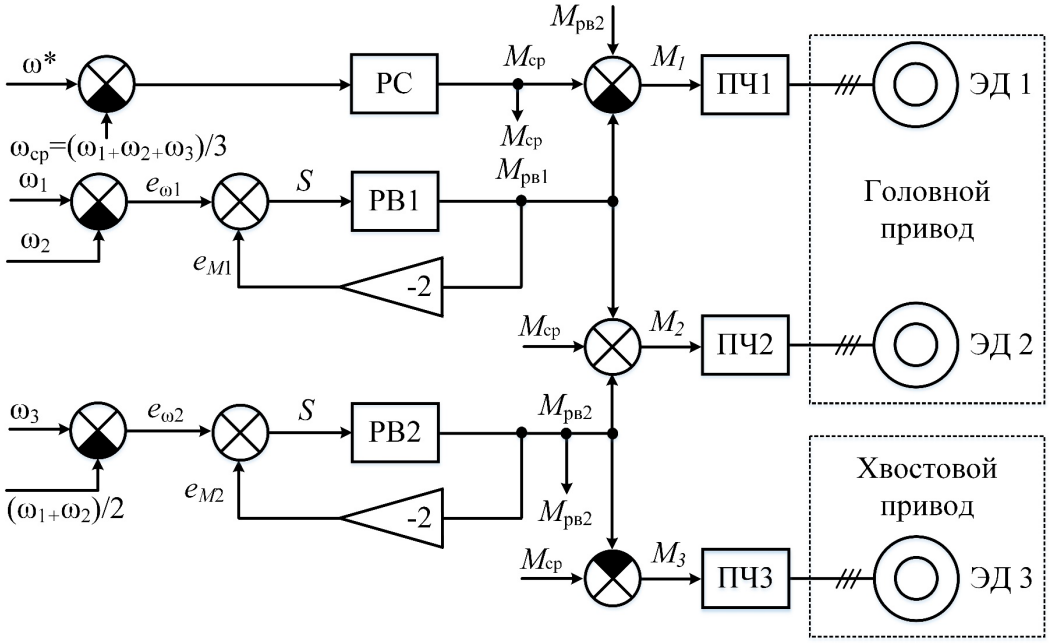


Рисунок 4.15 – Система управления СК с скользящим РВ

Реализация предложенной системы управления в *Matlab* рисунок 4.16.

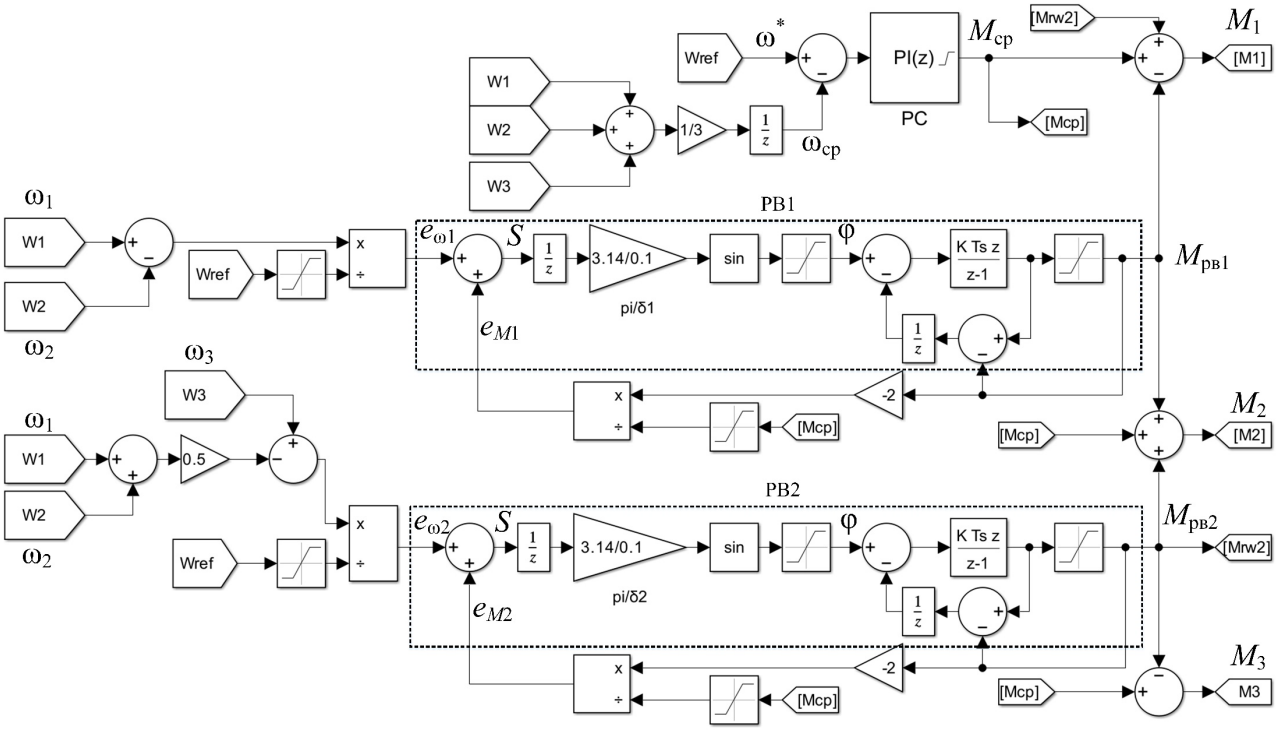


Рисунок 4.16 – Реализация системы управления *SMC* в *Matlab*

4.6 Сравнение способов выравнивания мощности

При моделировании в среде *Matlab*/*Simulink* сравнивались три способа выравнивания механической мощности многодвигательного ЭП СК: а) *Master-slave*; б) *Droop control*; в) с регулятором скользящего режима *SMC*. При этом были

приняты следующие условия: 1) все регуляторы скорости представлены ПИ регуляторами, которые имели одинаковые коэффициенты; 2) учитывался полигональный эффект от приводной звёздочки; 3) передаточные числа всех редукторов равны.

Статический режим работы, когда скорость СК $V_{ск}$ была фиксирована и равна номинальной скорости, а изменялся только коэффициент загрузки СК $K_з$ за длительный промежуток времени равный выемки ленты угля t=40…120 мин., не рассматривался, т.к. два распространённых способа выравнивания (*Master-slave* и *Droop control*) покажут в этом режиме заявленные результаты, а проверку разработанного способа выравнивания (на основе скользящего режима *SMC*) предлагается осуществить в динамическом режиме работы, соответственно если он пройдёт проверку в наихудшем режиме работы (динамическом), то можно утверждать что он будет работать и в нормальном (статическом) режиме.

В качестве критериев оценки эффективности способов были приняты:

1) Максимальная приведённая погрешность:

$$\delta_{пр} = \max\begin{cases} \dfrac{|P_1 - P_2|}{P_{ном}} \cdot 100\% \\ \dfrac{|P_2 - P_3|}{P_{ном}} \cdot 100\%; \\ \dfrac{|P_3 - P_1|}{P_{ном}} \cdot 100\% \end{cases} \tag{4.11}$$

где P_1, P_2, P_3, $P_{ном}$ – соответственно механические мощности развиваемые каждым ЭД и номинальная мощность ЭД, кВт.

2) Максимальное значение интеграла абсолютной погрешности приведенного к номинальной мощности:

$$\int|\Delta| = \max\begin{cases} \dfrac{\int|P_1 - P_2|}{P_{ном}} \\ \dfrac{\int|P_2 - P_3|}{P_{ном}}; \\ \dfrac{\int|P_3 - P_1|}{P_{ном}} \end{cases} \tag{4.12}$$

Моделировались следующие режимы:

1) Линейный пуск на низкую скорость $V_{ск}$=0,2·$V_{ном}$, при $K_з$=0 о.е., участок времени с 0 до 15 секунды.

2) Ступенчатое увеличение загрузки СК до $K_з$=1,0 о.е., при $V_{ск}$=0,2·$V_{ном}$, на 15 секунде.

3) Ступенчатое уменьшение загрузки СК до $K_з$=0 о.е., $V_{ск}$=0,2·$V_{ном}$, на 30 секунде.

4) Ступенчатое увеличение скорости СК до $V_{ск}$ =1,0 о.е., при $K_з$=0 о.е., на 45 секунде.

5) Ступенчатое увеличение загрузки СК до $K_з$=1,0 о.е., при $V_{ск}$=1,0·$V_{ном}$, на 60 секунде.

6) Ступенчатое уменьшение загрузки СК до $K_з$=0 о.е., $V_{ск}$=1,0·$V_{ном}$, на 75 секунде.

7) Ступенчатое уменьшение скорости СК до $V_{ск}$ =0,2 о.е., при $K_з$=0 о.е., на 90 секунде.

8) Ступенчатое увеличение загрузки СК до $K_з$=1,0 о.е., при $V_{ск}$=0,2·$V_{ном}$, на 105 секунде.

9) Ступенчатое увеличение скорости СК до $V_{ск}$ =1,0 о.е., при $K_з$=1,0 о.е., на 120 секунде.

10) Ступенчатое уменьшение скорости СК до $V_{ск}$ =0,2 о.е., при $K_з$=1,0 о.е., на 135 секунде.

Скорость нарастания и убывания (интенсивность) для коэффициента загрузки СК принята равной $\Delta K_з/\Delta t$ ±0,5 о.е./сек., а для скорости СК $\Delta V_{ск}/\Delta t$ ±0,4 о.е./сек., что соответствует времени изменения – 2 сек.

На рисунке 4.17 показана временная диаграмма данного режима работы. При этом моделирование проводилось три раза, при номинальном предварительном натяжении цепи F_0=280 кН, рассчитанном по условию отсутствия провиса (2.13), и при пониженном F_0=70 кН, т.е. при образовании провиса цепи, когда головной привод не передаёт усилие на хвостовой привод, а

также при номинальном предварительном натяжении цепи F_0=280 кН и ±5% отличие передаточных чисел редуктора ($i_{ред1}$=1,05·$i_{ном}$, $i_{ред2}$=1,0·$i_{ном}$, $i_{ред3}$=0,95·$i_{ном}$).

Сравнение методов предполагало все возможные варианты: 1) увеличение и уменьшение скорости СК как на холостом ходу (участки на 45 и 90 секунде), так и при номинальной загрузке (участки на 120 и 135 секунде); 2) работа на холостом ходу при пониженной скорости (участок времени с 30 по 45 секунду и с 90 по 105), и при номинальной скорости (участок времени с 45 по 60 секунду и с 75 по 90); 3) работа с номинальной загрузкой СК при пониженной скорости (участок времени с 15 по 30 секунду и с 105 по 120), и при номинальной скорости (участок времени с 60 по 75 секунду и с 120 по 135);

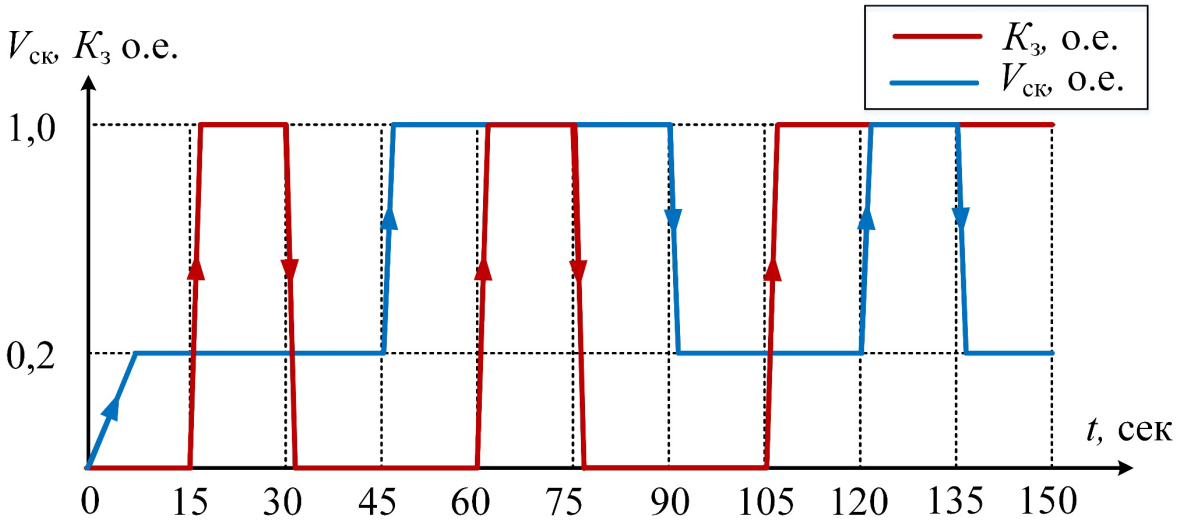


Рисунок 4.17 – Временная диаграмма режима проверки

На рисунках 4.18-4.23 приняты следующие обозначения: а) – способ выравнивания *Master-slave*; б) – способ выравнивания *Droop control*; в) – способ выравнивания *SMC*; 1) – ЭД1; 2) – ЭД2; 3) – ЭД3;

На рисунке 4.24 приняты следующие обозначения: а) – проверка при F_0=280; б) – проверка при F_0=70; в) – проверка при F_0=280 и ±5% $\Delta i_{ред}$; 1) – способ выравнивания *Master-slave*; 2) – способ выравнивания *Droop control*; 3) – способ выравнивания *SMC*.

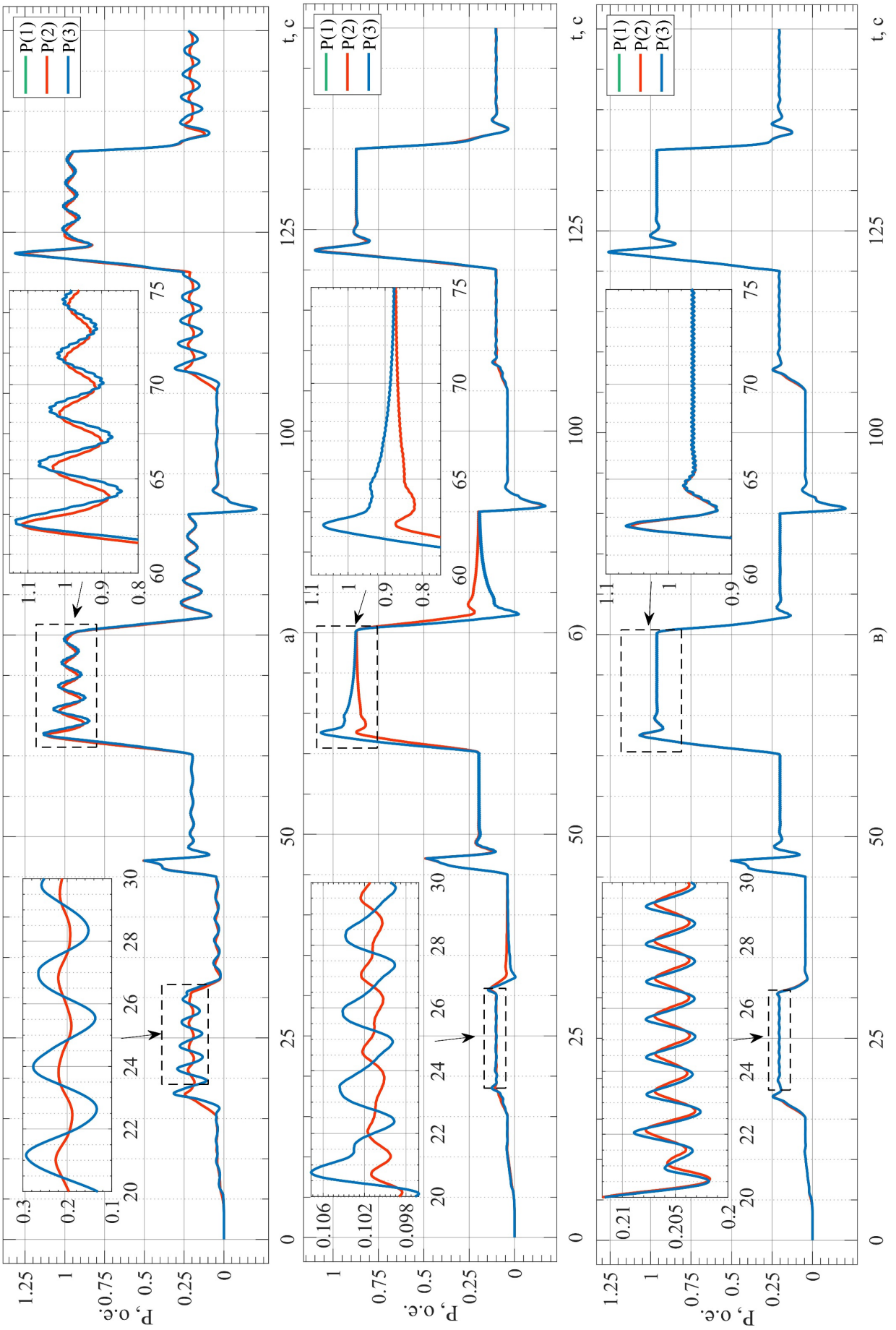


Рисунок 4.18 – Развиваемая механическая мощность ЭД при F_0=280

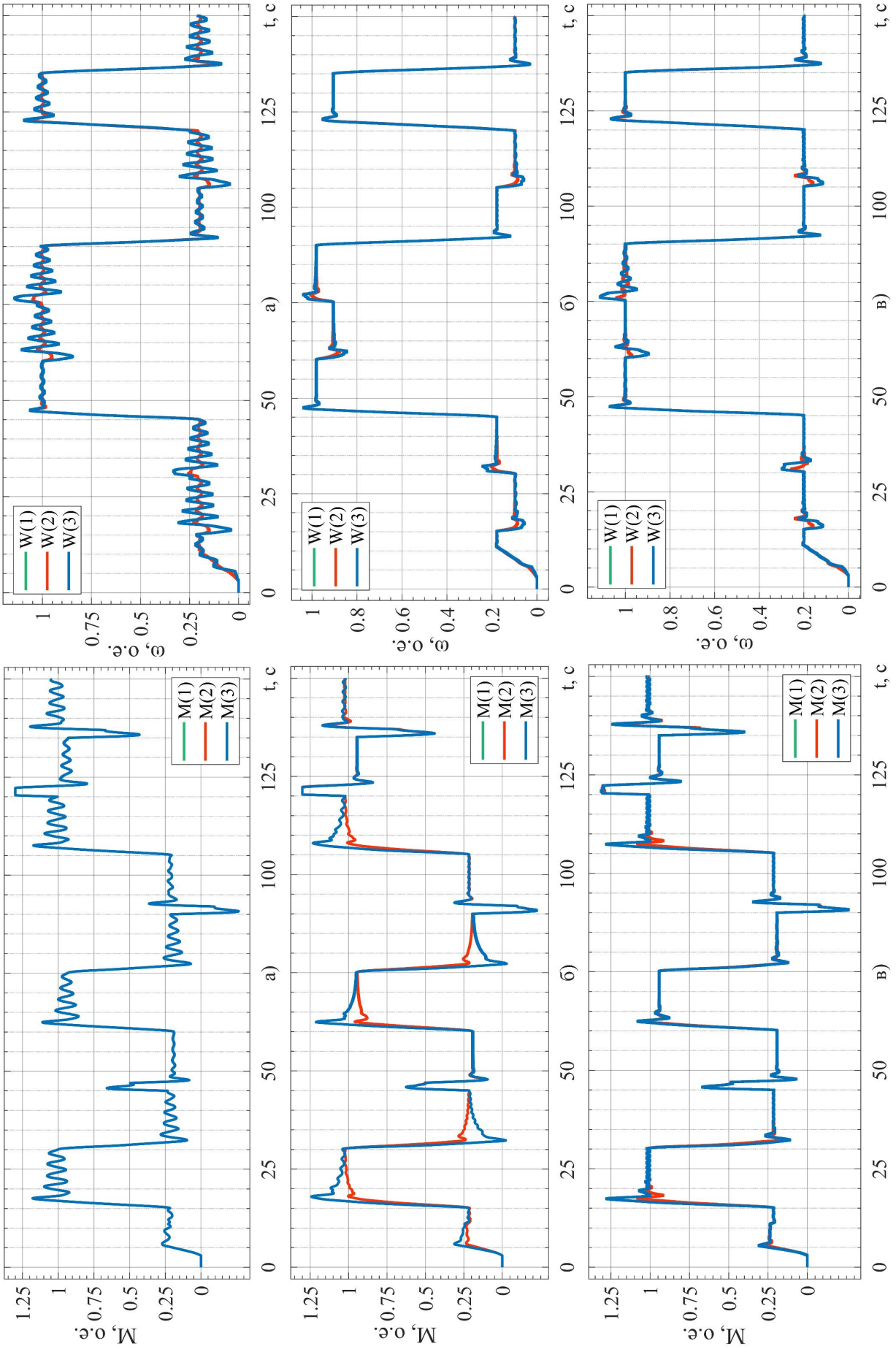


Рисунок 4.19 – Развиваемый момент и скорость ЭД при F_0=280

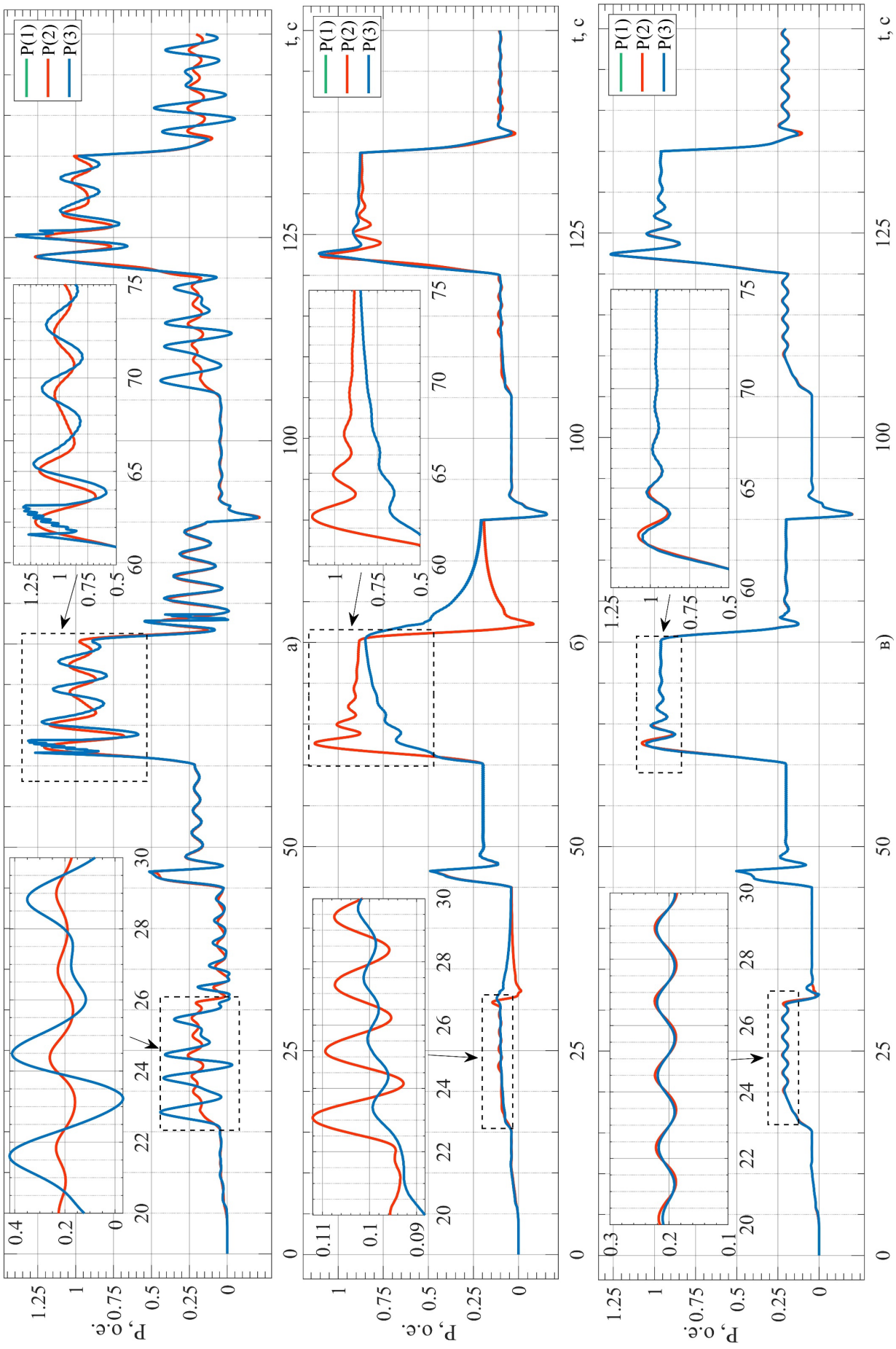


Рисунок 4.20 – Развиваемая механическая мощность ЭД при F_0=70

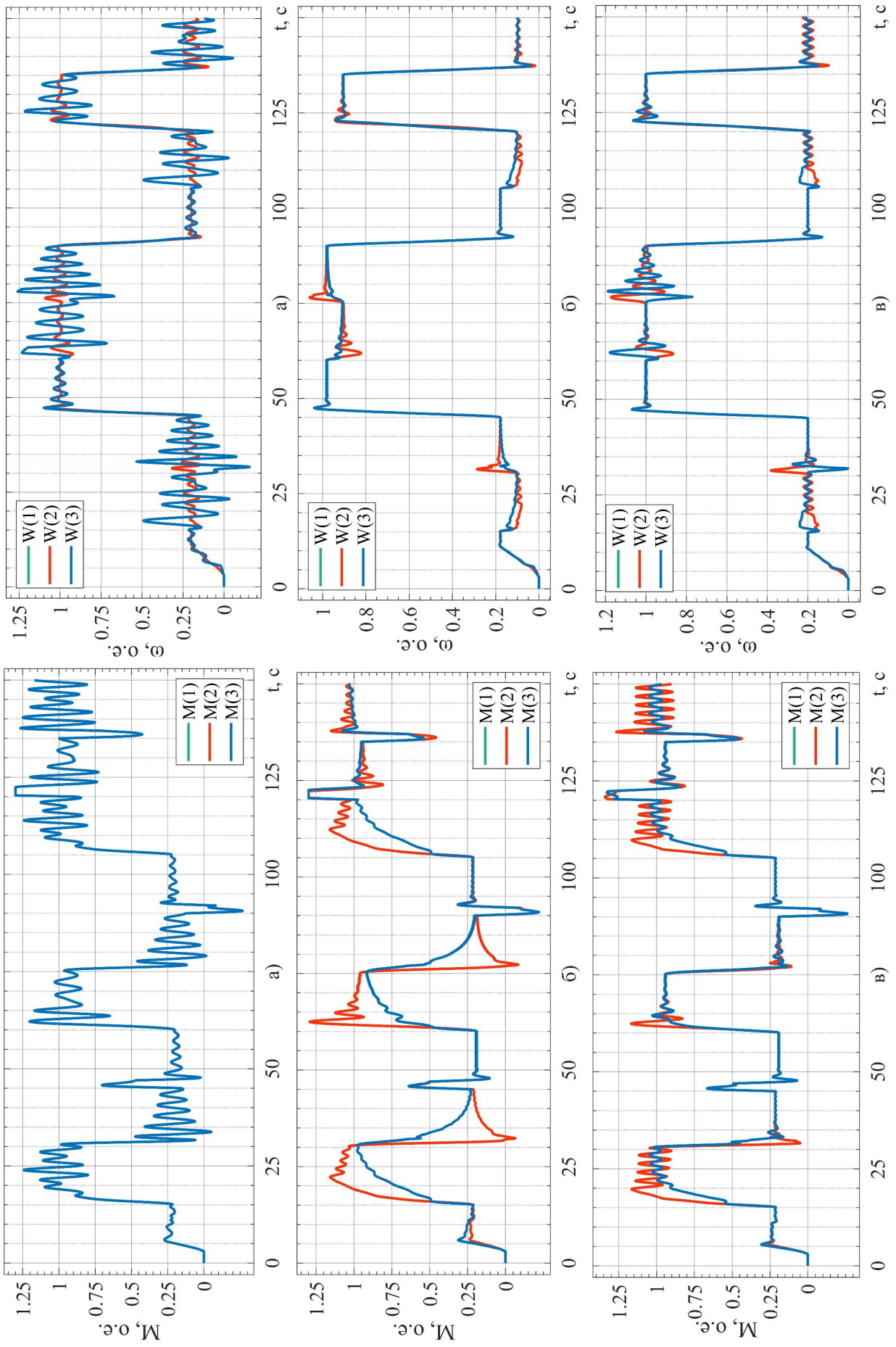


Рисунок 4.21 – Развиваемый момент и скорость ЭД при F_0=70

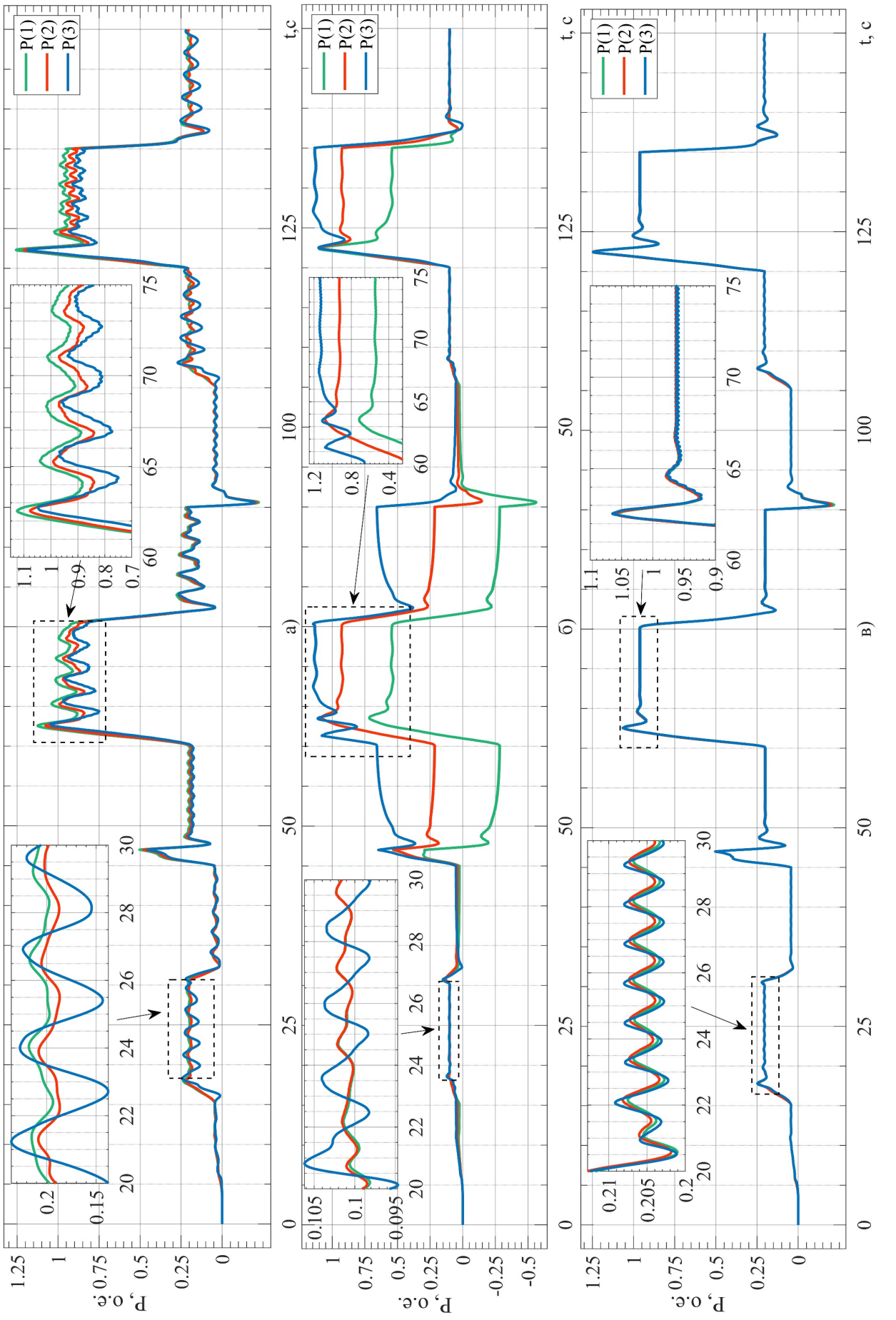


Рисунок 4.22 – Развиваемая механическая мощность ЭД при F_0=280 и ±5% $\Delta i_{\text{ред}}$

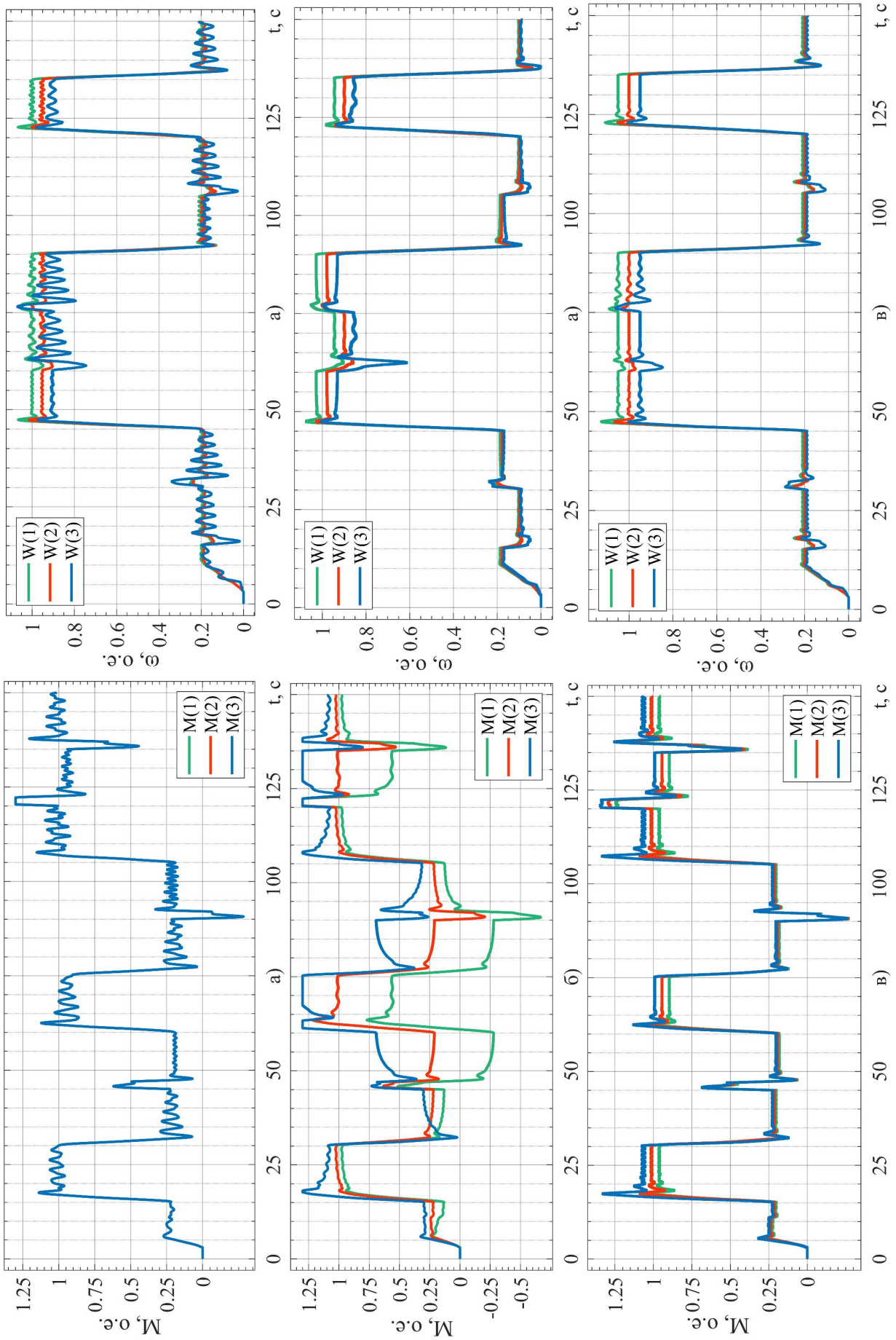


Рисунок 4.23 – Развиваемый момент и скорость ЭД при F_0=280 и ±5% $\Delta i_{\text{ред}}$

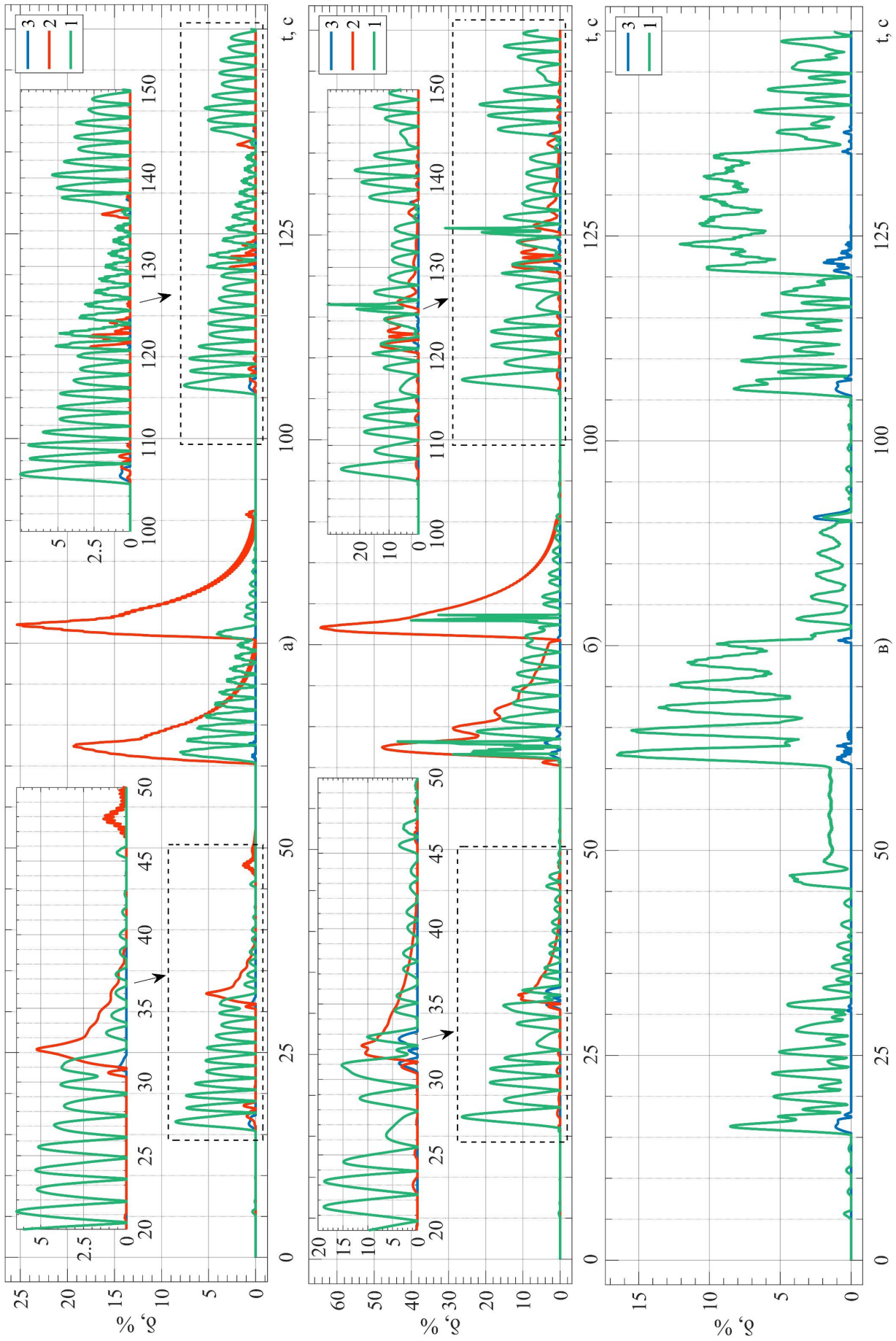


Рисунок 4.24 – Максимальная приведённая погрешность

Из анализа рис. 4.23, видно, что с 50 по 60 и с 75 по 90 секунды способ выравнивания мощности *Droop control* оказался не устойчив, т.к. один из двигателей находился в тормозном (генераторном) режиме, а данный режим работы недопустим.

Результаты моделирования представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 - Максимальное значение приведённой погрешности и интеграла абсолютной погрешности при различном предварительном натяжении

Способ выравнивания	$\delta_{пр.max}$, %	$\int\|\Delta\|_{max}$
F_0=70 кН		
Master-slave	47	6,99
Droop control	70	6,044
SMC	5,0	0,093
F_0=280 кН		
Master-slave	9	1,68
Droop control	26	2,08
SMC	0,9	0,026
F_0=280 кН и ±5% $\Delta i_{ред}$		
Master-slave	16	4,368
Droop control	не устойчив	не устойчив
SMC	2	0,091

4.7 Выводы по главе 4

1. Доказана необходимость использования векторной системы управления для точного выравнивания механической мощности ЭД и принята система прямого управления моментом *DTC*, с питанием каждого ЭД от своего ПЧ.

2. При выравнивании мощности по способу *Droop control* происходит уменьшение скорости при увеличении загрузки СК, что приведёт к уменьшению его производительности, поэтому потребуется вручную либо увеличивать скорость СК, либо уменьшать производительность ОК.

3. Результаты моделирования показали, что по выбранным критериям оценки более высокую эффективность обеспечивает разработанный способ выравнивания механической мощности ЭД на основе скользящего режима *SMC*, а

именно: повышенную динамическую устойчивость, высокое быстродействие, точное поддержание одинаковой механической мощности ЭД.

4. С помощью предлагаемого способа согласованного управления многодвигательным ЭП возможно обеспечить баланс распределения механической мощности между приводными во всех режимах эксплуатации СК: пуск, внезапного увеличения нагрузки и остановки, как в режимах холостого хода, так и большой загрузки.

5. По сравнению со способом *Master-slave*, *Droop control* и способ основанный на скользящем режиме *SMC*, имеют меньшую амплитуду колебаний развиваемой механической мощности, однако длительность переходного процесса в *Droop control* может составлять 10 сек., что значительно больше, чем в способе с скользящим регулятором *SMC*.

6. Установлено, что во всех рабочих режимах работы СК неравномерность загрузки между его приводными ЭД не превышает 5%, что исключает работу ЭД с перегрузкой.

Основные результаты главы 4 опубликованы в работах [119,121-122].

ГЛАВА 5 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПУСКА МНОГОДВИГАТЕЛЬНОГОСКРЕБКОВОГО КОНВЕЙЕРА

5.1 Состояние вопроса

Повторный пуск СК осуществляется, как правило, после его плановой или аварийной остановки и происходит в тяжелых условиях из-за наличия оставшегося угля на ТО. Кроме того, в начальный момент пуска величина силы трения покоя на (10-20)% выше силы трения скольжения, возникающей при перемещении тяговой цепи со скребками по рештакам конвейера, что требует повышенного пускового момента. Все это приводит к тому, что при пуске СК возникают высокие значения: пусковых токов в приводных ЭД, усилий в цепи ТО, моментов в редукторах приводов СК и рывки в элементах механической передачи СК. Последствия тяжелых пусковых режимов - повышенный износ и повреждение деталей трансмиссии приводов. Наиболее уязвимой является тяговая цепь, обрывы которой приводят к длительным периодам остановкам очистного забоя и потере добычи угля.

Опыт эксплуатации электропривода СК позволил сформулировать требования к управлению процессом пуска СК: плавное изменение моментов и усилий в элементах механической передачи ЭП СК с достаточной величиной действующих значений для преодоления статических сопротивлений; ограничение максимальных пусковых токов с целью уменьшения снижения (просадки) напряжения шахтной сети; уменьшение темпа нарастания ускорения ЭД, далее угловой рывок [132].

Применение частотно-регулируемого асинхронного электропривода СК позволяет повысить качество управления скоростью, моментом и усилием в тяговой цепи СК.

Поэтому в соответствии с целью работы и четвертой научной задачей исследования в настоящем разделе обоснован и разработан наиболее эффективный метод двухэтапного частотного пуска, и приводится сравнение с другим известным методом плавного пуска.

В качестве показателей, количественно оценивающих динамику процесса пуска, приняты максимальные значения: усилия в цепи ТО F_{max} (усилие возле головной звёздочки как наибольшее), пускового тока $I^* = I_{\max.пуск} / I_{ном}$, развиваемого момента ЭД $M^* = M_{\max.пуск} / M_{ном}$, динамического момента $M_{дин} = M_{ЭД} - M_{сопр.}$, углового рывка $j_{\max} = d^2(\omega)/dt^2$, где ω - угловая скорость ЭД [133-134]. Величина углового рывка [135] позволяет количественно оценить плавность пуска, т.к. угловой рывок отражает упругие деформации и удар в механической передаче ЭП СК.

Модель для исследования частотного пуска разработанная во второй главе, дополнена системой выравнивания механической мощности на основе скользящего режима из четвёртой главы.

5.2 Формулировка требований

Фактором, существенно влияющим на пусковой процесс, является начальный магнитный поток двигателя [136]. При использовании векторной системы управления появляется возможность раздельного задания тока ЭД по продольной (намагничивающей) и поперечной (моментообразующей) оси, соответственно можно предварительно установить значение потокосцепления статора ЭД на номинальном уровне, тем самым осуществить предварительное намагничивание ЭД [137], путём подачи постоянного тока при нулевой скорости. Основным эффектом предварительного намагничивания является снижение колебаний тока и момента ЭД, увеличение пускового момента вплоть до $1{,}5M_{ном}$. В современных ПЧ режим предварительного намагничивания активируется в настройках, и зачастую время предварительного намагничивания ПЧ определяет автоматически [138]. Поэтому, в дальнейшем принято, что перед пуском должно осуществляется предварительное намагничивание ЭД.

Особенностью пуска СК является обязательный запуск на пониженную «ползучую» скорость V_0, необходимый для проверки отсутствия заклинивания ТО, исправности оборудования всего ЭП и обеспечения беспрепятственного схода человека со става конвейера, величина «ползучей» скорости не должна

превышать 0,2 м/с, что примерно соответствует V_0=0,2$V_{ном}$. Длительность работы на пониженной скорости должна быть не меньше 5 секунд, для завершения всех переходных процессов в ТО и трансмиссии ЭП.

Дополнительной сложностью для обеспечения плавного пуска, является то, что трение покоя больше трения скольжения (рисунок 2.5), соответственно есть участок с отрицательным дифференциальным трением, т.е., после начала движения момент сопротивления может значительно уменьшаться, что приводит к увеличению динамического момента, а равно и увеличению ускорения рисунок 5.1, также возможно установление автоколебаний в ТО СК на данном участке трения [11]. Данный фактор увеличивает требования к определению необходимого развиваемого момента ЭД, для поддержания постоянного ускорения (динамического момента).

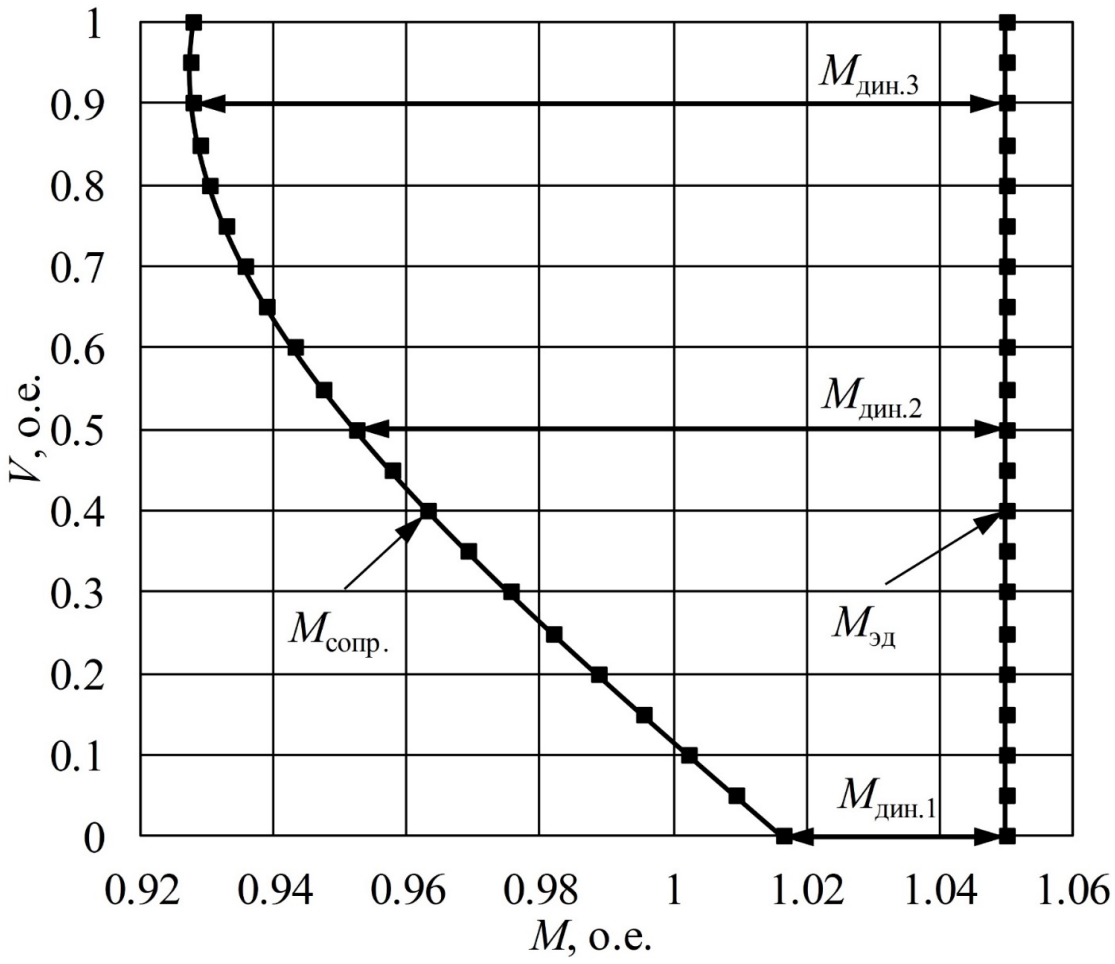


Рисунок 5.1 – Изменение момента сопротивления движению СК в зависимости от скорости

5.3 Разработка метода двухэтапного пуска

5.3.1. Пуск на пониженную скорость

Вопросам исследования плавного пуска СК посвящено много работ [23,28,35-36,38,40,139], однако во всех этих работах не уделено должное внимание пуску на пониженную скорость V_0, в работах [133-134] предлагается осуществить пуск на пониженную скорость, которая соответствует питающей частоте 10 Гц, по линейному закону (5.1) с минимальным темпом нарастания частоты на выходе ПЧ равным 5 Гц/с, что соответствует времени нарастания скорости T две секунды.

$$V(t)=\begin{cases}\dfrac{V_0}{T},0\le t\le T\\ V_0,t\ge T\end{cases} \tag{5.1}$$

где T – время увеличения скорости до V_0.

Данный способ пуска на пониженную скорость происходит только в функции «скорости», т.е. величина развиваемого момента ЭД напрямую зависит от коэффициентов регулятора скорости, и при определённых значениях может приводить либо к быстрому росту развиваемого момента (провоцируя угловой удар), либо к неточному регулированию, поэтому в этих же работах [133-134] и основываясь на опыте ведущих производителей [140], предлагается на первом этапе осуществлять линейное нарастание момента ЭД, до тех пор пока не будет достигнута пониженная скорость $V_{0,}$ после чего переключать на работу по обратной связи рисунок 5.2. Так как рассматривается СК без гидромуфты, т.е. жёсткая связь вала ЭД и приводной звёздочки, принято допущение, что в относительных единицах линейная скорость СК V равна угловой скорости ЭД ω.

Необходимо определить оптимальную скорость нарастания момента (время достижения максимального момента $M_{\max}$) $\Delta M/\Delta t$, так как чем дольше нарастает момент, тем более плавно происходит пуск, однако не все ПЧ способны точно развивать заданный момент при нулевой скорости, для этого зададим величину

максимального развиваемого момента M_{max}=1,25$M_{ном}$ и определим время, необходимое для достижения этого момента рисунок 5.3.

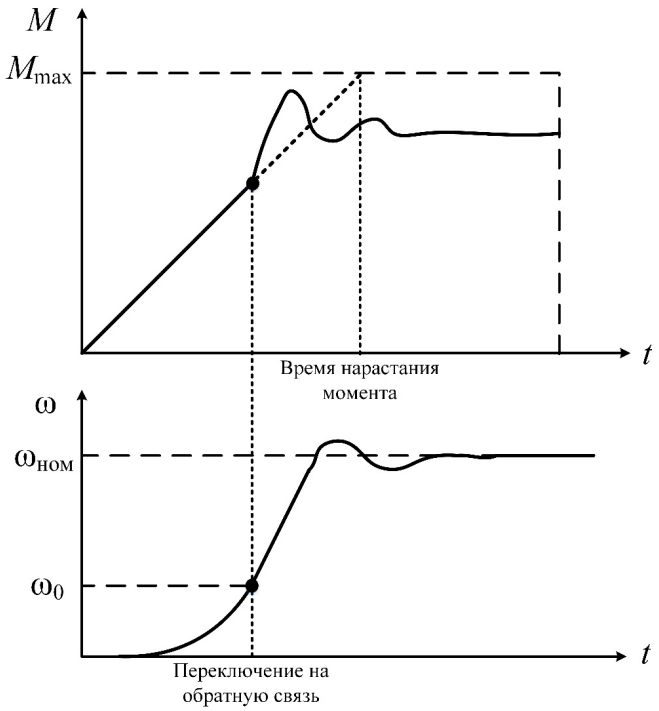


Рисунок 5.2 – Стратегия двухэтапного пуска ЭД

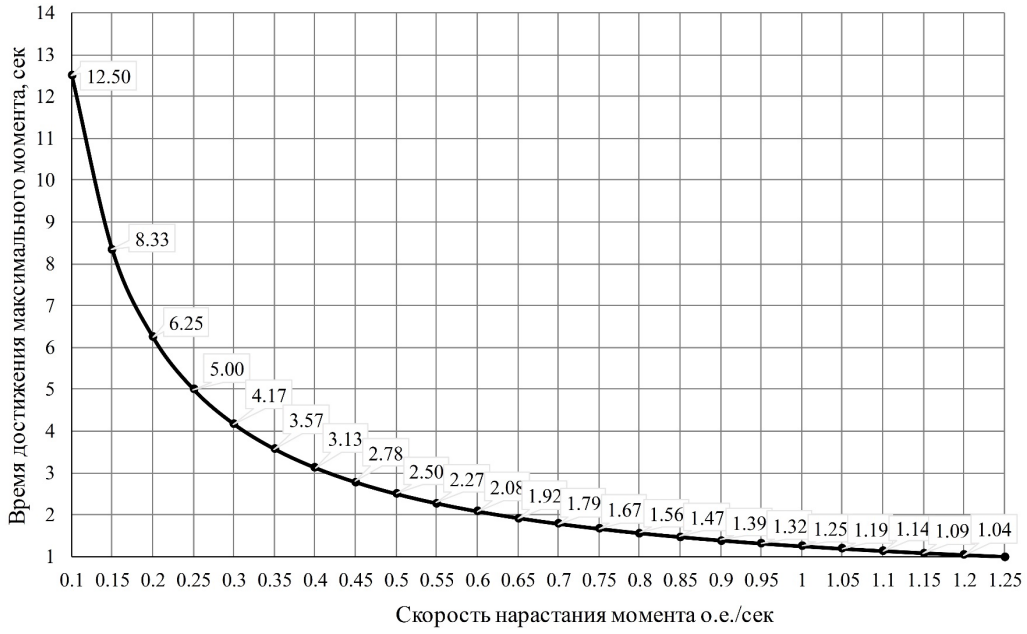
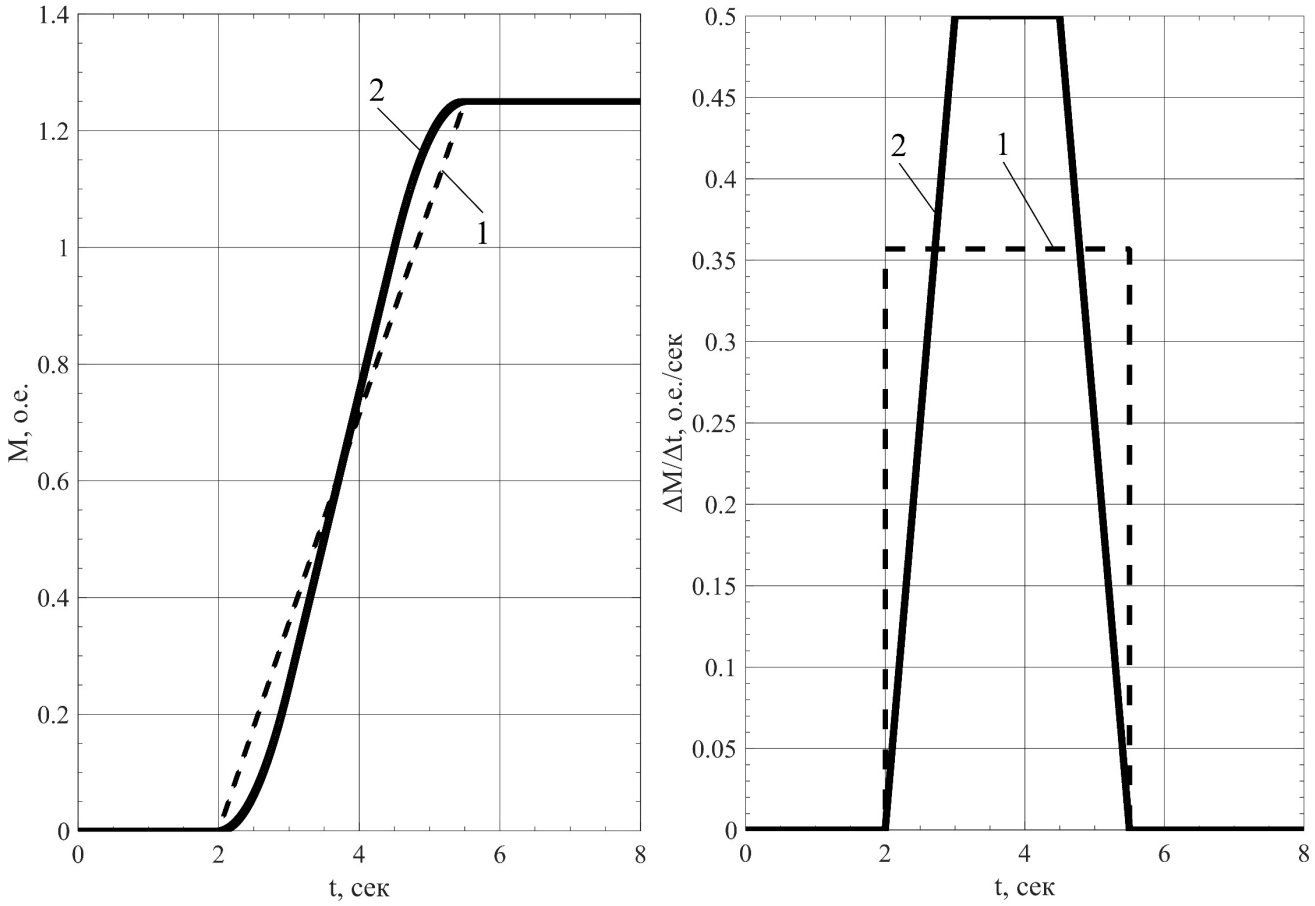


Рисунок 5.3 – Зависимость времени достижения максимального момента

Из анализа рисунка 5.3 видно, что оптимальная по времени скорость нарастания момента $\Delta M/\Delta t$ соответствует величине 0,35-0,5 о.е./сек, так как дальнейшее увеличение не приведёт к значительному сокращению времени, а при

уменьшении приведёт к значительному росту времени (т.е. находится в точке перегиба).

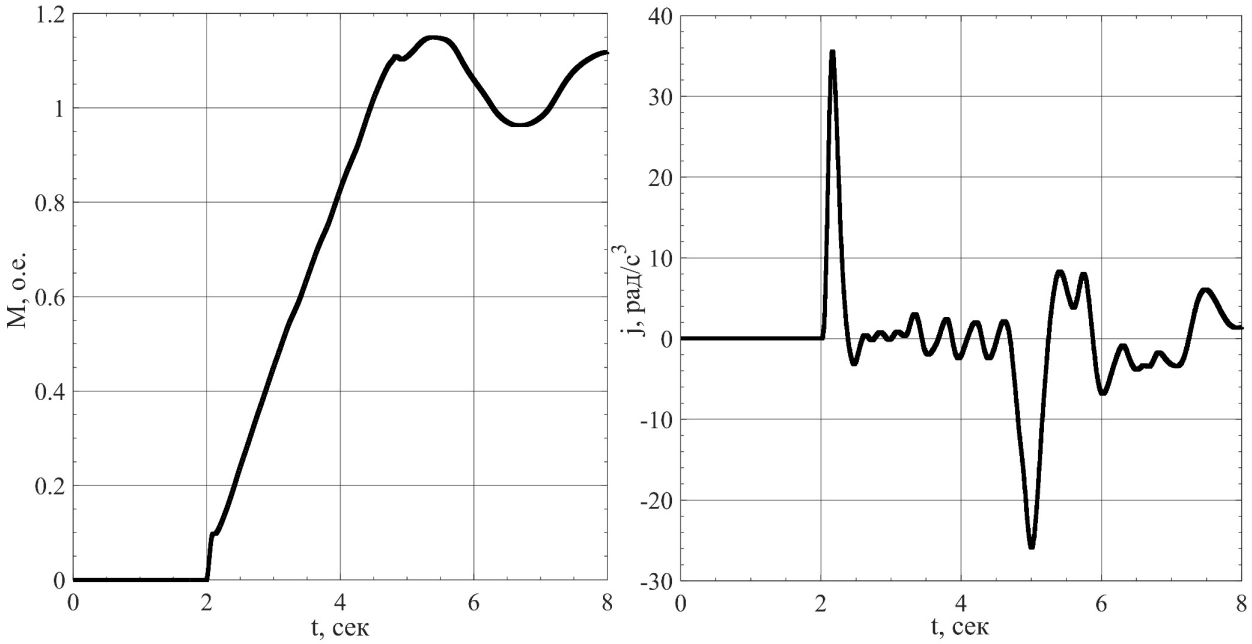
Следующим пунктом для улучшения предлагается заменить линейное нарастание момента с ступенчатым ускорением (1), на более плавное с трапецеидальной формой ускорения (2) рисунок 5.4.



а) б)

Рисунок 5.4 – Изменение момента (а) и скорость нарастания момента (б)

Следует отметить, что несмотря даже на применяемое линейное нарастание момента с механизмом адаптации на нечёткой логике [133-134], переключение между этапами осуществляется резко (жёстко), это приводит к резкому изменению задания момента на 5 сек. рисунок 5.5 (а) и появлению удара рисунок 5.5 (б). Поэтому необходимо разработать такой РС, в котором можно будет осуществить плавное переключение между этапом нарастания момента и этапом работы с обратной связью по скорости.



а) б)

Рисунок 5.5 – Изменение момента (а) и удар (б) при жёстком переключении между этапами пуска

Наиболее подходящим способом решения этих задач, является применение РС на основе скользящего режима управления *SMC*. Данный тип режима управления подробно описан в четвёртой главе, при разработке регулятора выравнивания, где показал свою эффективность. Поэтому принцип построения остаётся тот же самый – задание фазовой плоскости и выбор траектории скольжения.

Условием переключения между этапом плавного нарастания момента и работы по обратной связи, можно считать достижение траектории скольжения на фазовой плоскости, когда S=0, тем самым обеспечивается плавное переключение между этапами (5.2-5.4).

В качестве координат фазовой плоскости приняты ошибка по скорости e_ω и ошибка по ускорению e_ε рисунок 5.6.

$$e_\omega = \omega^* - \omega \tag{5.2}$$

$$e_\varepsilon = \varepsilon^* - \varepsilon \tag{5.3}$$

$$\begin{gathered} S = e_\omega + e_\varepsilon = 0 \\ e_\omega = -e_\varepsilon \end{gathered} \tag{5.4}$$

где ω^* – задание скорости, о.е., ω – обратная связь по средней скорости, о.е., ε^* – задание ускорения, о.е., ε – обратная связь по среднему ускорению, о.е.

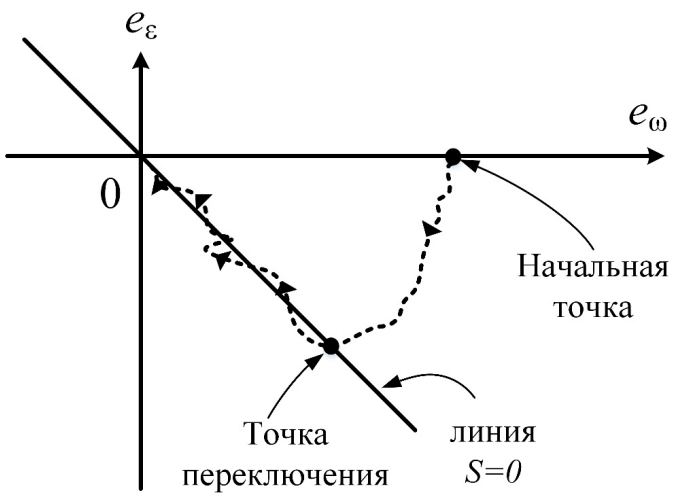


Рисунок 5.6 – Фазовая плоскость скользящего режима

На первом этапе пуска задание на ускорение ε^* неизвестно, поэтому до достижения низкой скорости ω_0, оно принято равно нулю, соответственно ошибка по ускорению e_ε будет равна измеренному ускорению $-\varepsilon$ (5.3), что не противоречит сохранению фазовой плоскости и линии скольжения, а после достижения низкой скорости ω_0 задание на ускорение ε^* снова используется, тем самым восстанавливается исходная схема управления.

Суммируя выше описанное регулятор скорости на основе скользящего режима *SMC* будет иметь следующий вид рисунок 5.7., временная диаграмма пуска на низкую скорость, поясняющая его работу показана на рисунке 5.8.

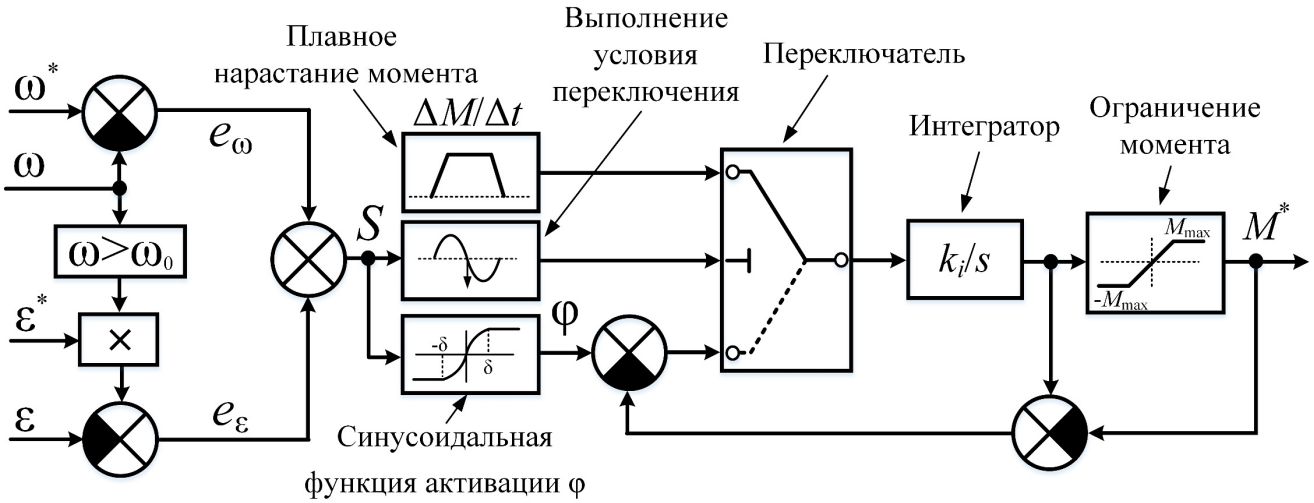


Рисунок 5.7 – Регулятор скорости скользящего режима

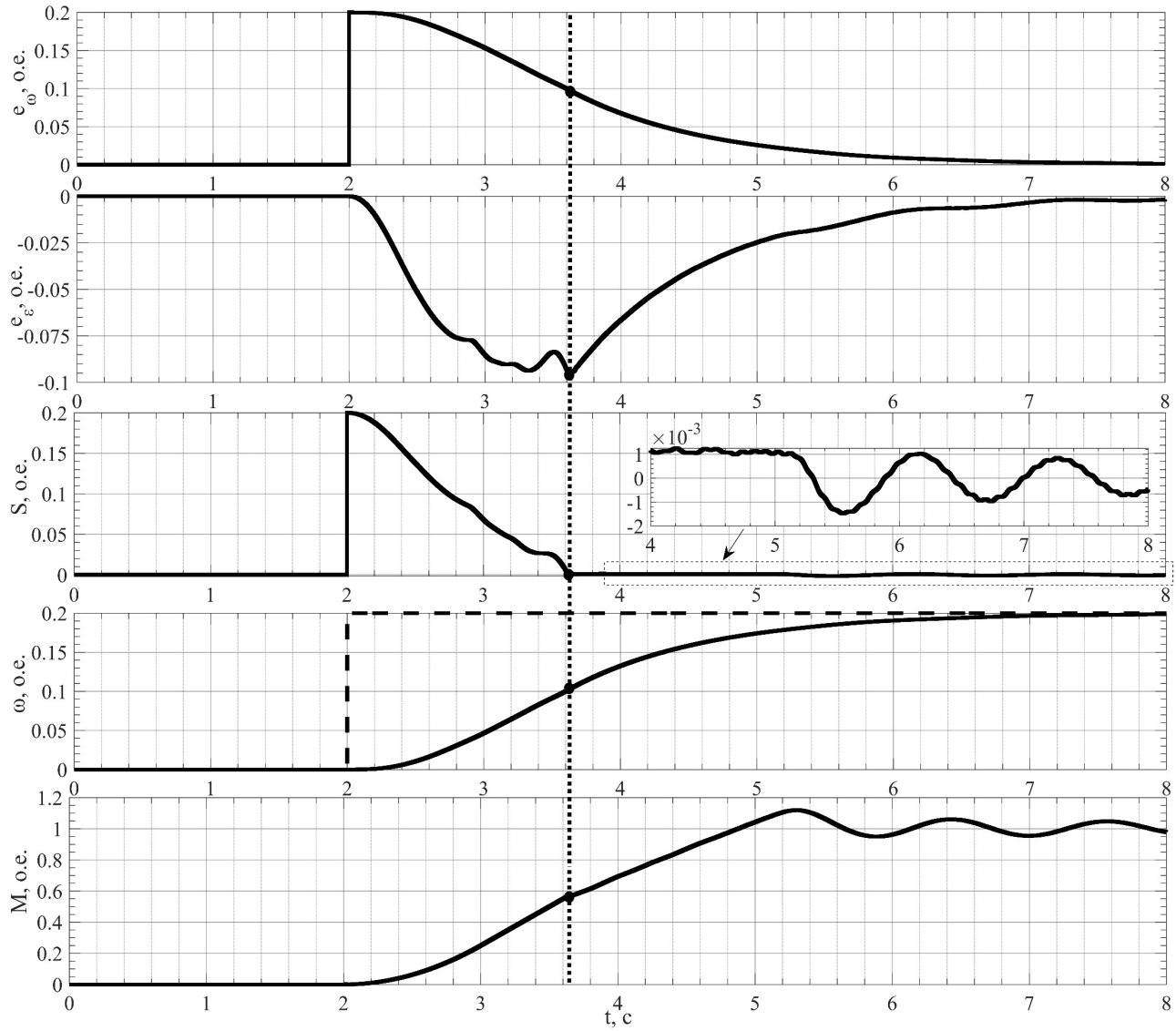


Рисунок 5.8 – Временная диаграмма пуска на низкую скорость СК с РС на основе скользящего режима *SMC*

Рисунок 5.8 подтверждает работу скользящего режима на фазовой плоскости (рисунок 5.6): уменьшение ошибки по скорости в интервале от 2 до 3,5 сек, одновременно с ростом ускорения. И при S=0 плавный переход на второй этап пуска для работы с обратной связью по скорости.

5.3.2. Разгон до номинальной скорости

После завершения пуска на пониженную скорость, её необходимо увеличить до номинальной величины. Увеличение скорости (ускорение) связано с величиной прикладываемого динамического момента, поэтому необходимо определить такое ускорение СК, которое при номинальной его загрузке, не

приведёт к значительной перегрузке ПЧ и ЭД. Для всех ПЧ в документации указывается допустимая перегрузка по току и время, которое он может с ней работать (время-токовая характеристика), большинство ПЧ имеют перегрузочную способность $I_{max}=1.25I_{ном}$ в течение 60 секунд, соответственно для дальнейшего исследования по определению ускорения, принято не превышения уровня $I_{max}=1.1I_{ном}$, с целью уменьшения теплового воздействия на ПЧ, ЭД и питающий кабель. По результатам моделирования разгона загруженного конвейера с пониженной скорости до номинальной при различном ускорении рисунок 5.9, величина максимального ускорения принята равной $\varepsilon_{max}=0.125$ о.е., т.к. соответствует не превышению 10% перегрузки по току ПЧ.

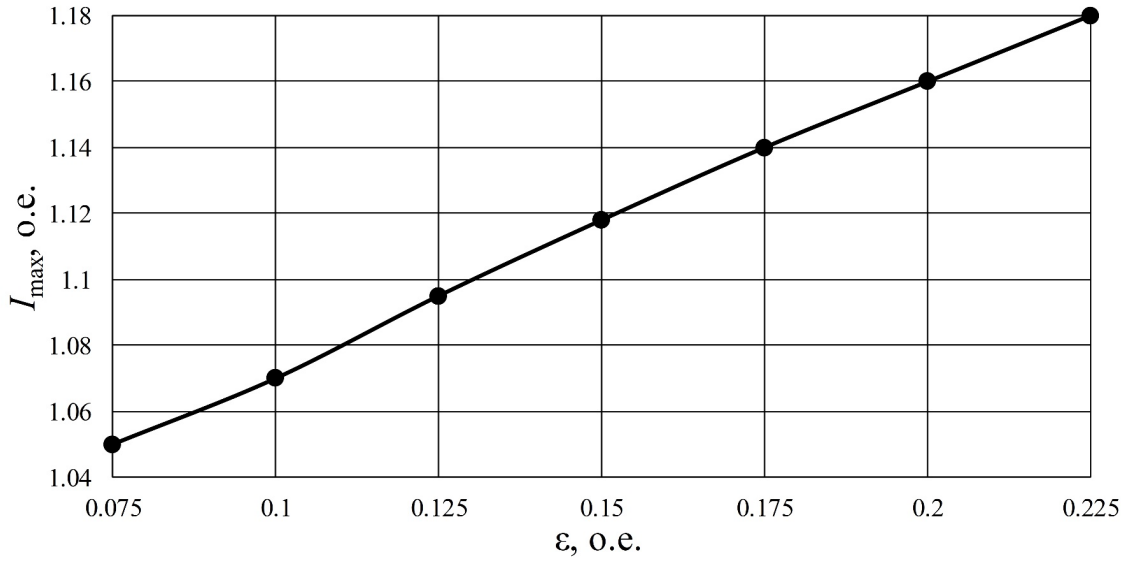


Рисунок 5.9 – Зависимость максимального тока ЭД от величины ускорения

В работах [141-142] исследовались различные формы ускорения (ступенчатое, синусоидальное, параболическое, треугольное), и практически все авторы отмечают преимущества *S* образной формы увеличения скорости, что соответствует треугольной форме ускорения, уравнения (5.5-5.6):

$$\omega^*(t)=\begin{cases}\dfrac{2\omega_e}{T^2}t^2, 0\le t\le\dfrac{T}{2}\\ \omega_e(-1+\dfrac{4t}{T}-\dfrac{2t^2}{T^2}), \dfrac{T}{2}\le t\le T\end{cases}, \tag{5.5}$$

где $\omega_e=\omega_{ном}-\omega_0$, T – время увеличения скорости с ω_0 до $\omega_{ном}$.

$$\varepsilon^*(t)=\begin{cases}\dfrac{4\omega_e}{T^2}t, 0\le t\le\dfrac{T}{2}\\ \dfrac{4\omega_e}{T}(1-\dfrac{t}{T}), \dfrac{T}{2}\le t\le T\end{cases} \tag{5.6}$$

Время T увеличения скорости с ω_0 до $\omega_{ном}$ определяется по (5.7):

$$T=\frac{2\omega_e}{\varepsilon_{\max}}. \tag{5.7}$$

Однако, в работе [42] была предложена новая форма ускорения «косинусно-трапецеидальная», которая впервые была применена к ленточному конвейеру, а в работах [133-134] доказана её эффективность применительно к СК. Данная форма ускорения характеризуется максимальным ускорением ε_{max} в фиксированном интервале времени (T_1, T_2) и косинусоидальными кривыми в интервалах времени (0, T_1) и (T_2, T), фиксированные интервалы времени удовлетворяет выражению (5.8):

$$T_1=\frac{T}{2N+2},\quad T_2=\frac{(2N+1)T}{2N+2}, \tag{5.8}$$

где N – количество полупериодов косинусоидальной кривой.

Выражение для ускорения имеет вид (5.9):

$$\varepsilon^*(t)=\begin{cases}\dfrac{\varepsilon_{\max}}{2}\left[1-\cos\left(\dfrac{\pi}{T_1}t\right)\right], 0\le t\le T_1\\ \varepsilon_{\max}, T_1\le t\le T_2\\ \dfrac{\varepsilon_{\max}}{2}\left[1-\cos\left(\dfrac{\pi}{T_1}t\right)\right], T_2\le t\le T\end{cases} \tag{5.9}$$

Интегрирование (5.9) по t дает выражения скорости (5.10):

$$\omega^*(t)=\begin{cases}\dfrac{\varepsilon_{\max}}{2}\left[t-\dfrac{T_1}{\pi}\sin\left(\dfrac{\pi}{T_1}t\right)\right], 0\le t\le T_1\\ \dfrac{\varepsilon_{\max}}{2}(2t-T_1), T_1\le t\le T_2\\ \dfrac{\varepsilon_{\max}}{2}\left[T_2-T_1+t-\dfrac{T_1}{\pi}\sin\left(\dfrac{\pi}{T_1}t\right)\right], T_2\le t\le T\end{cases} \tag{5.10}$$

Соответственно время T увеличения скорости определяется по выражению (5.11), в котором число полупериодов принято равно двум N=2, как наиболее оптимальное [42].

$$T = \frac{2N+2}{2N+1}\frac{\omega_e}{\varepsilon_{\max}}. \qquad (5.11)$$

По результатам расчёта было получено время увеличения скорости с ω_0 до $\omega_{ном}$ для треугольной формы ускорения T=12,8 с, и для косинусно-трапецеидальной T=7,68 с, при N=2 и ε_{max}=0.125 о.е., при этом, чтобы это время ускорения было одинаковым, потребуется увеличить ускорение для треугольной формы до ε_{max}=0.208 о.е.

Сравнение изменения ускорения и скорости для косинусно-трапецеидальной формы (1), треугольной при ε_{max}=0.125 о.е. (2) и треугольной при ε_{max}=0.208 о.е. (3) показано на рисунке 5.10.

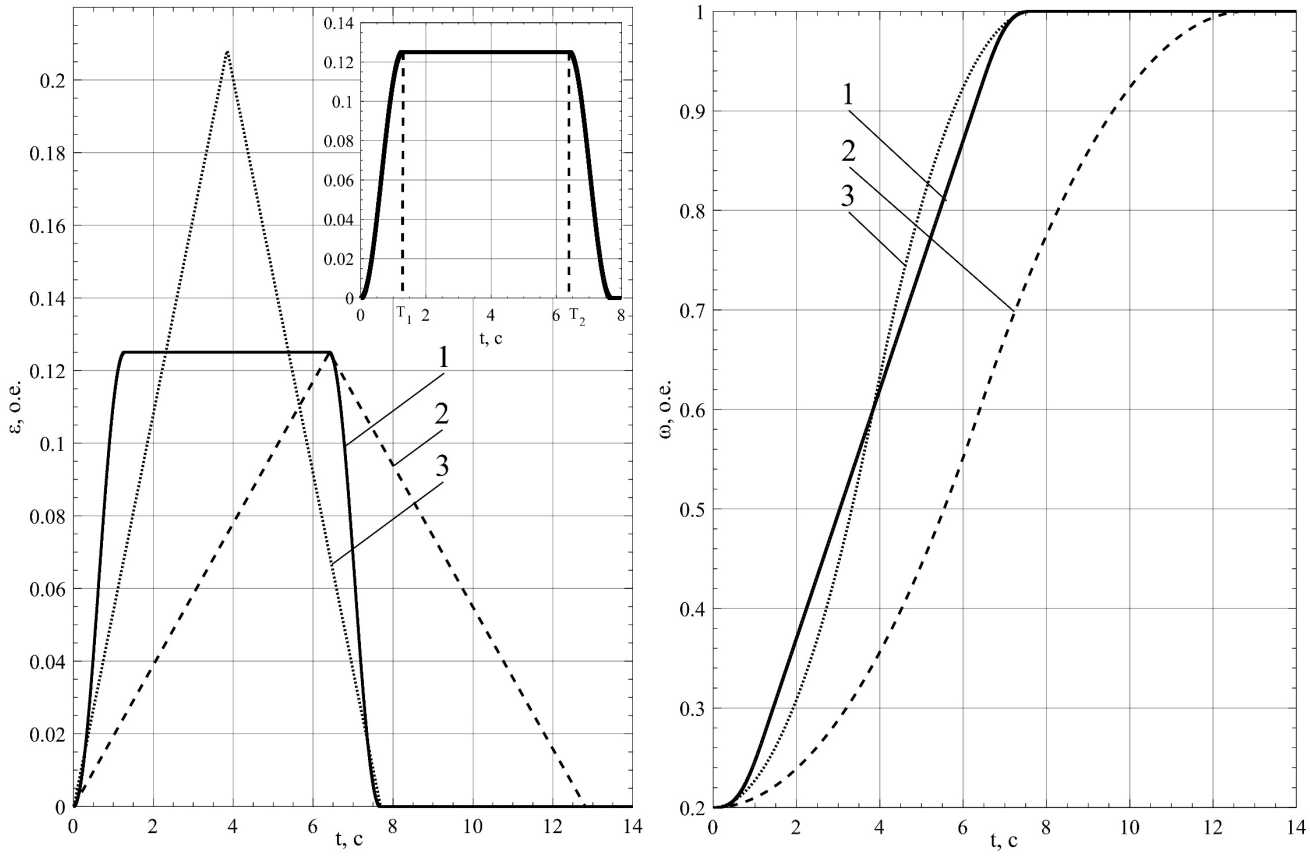


Рисунок 5.10 – Сравнение различных форм ускорения и скорости

5.4 Моделирование разработанного метода пуска

Для сравнения разработанного метода двухэтапного пуска, с широко известным *S* образным, рассматривались режимы пуска при различном коэффициенте загрузки СК, начиная с холостого хода $K_з$=0 о.е., заканчивая перегрузкой $K_з$=1,25 о.е.

Основные отличия разработанного метода: 1) применение плавного нарастания момента ЭД; 2) определение момента переключения между этапами пуска, с помощью РС на основе скользящего режима *SMC*; 3) использование косинусно-трапецеидальной формы ускорения. Известный же способ пуска состоит из линейного нарастания скорости до низкой величины и дальнейшего ускорения по треугольной форме (соответствует *S* образному увеличению скорости) на основе пропорционально-интегрального РС.

На рисунке 5.11 представлено сравнение графиков среднего потребляемого тока ЭД, на участке времени с 0 по 2 секунды происходит их предварительное намагничивание.

На рисунках приняты следующие обозначения: 1 – разработанный метод пуска; 2 – *S* образной формы; а) – $K_з$=0 о.е.; б) – $K_з$=1 о.е.

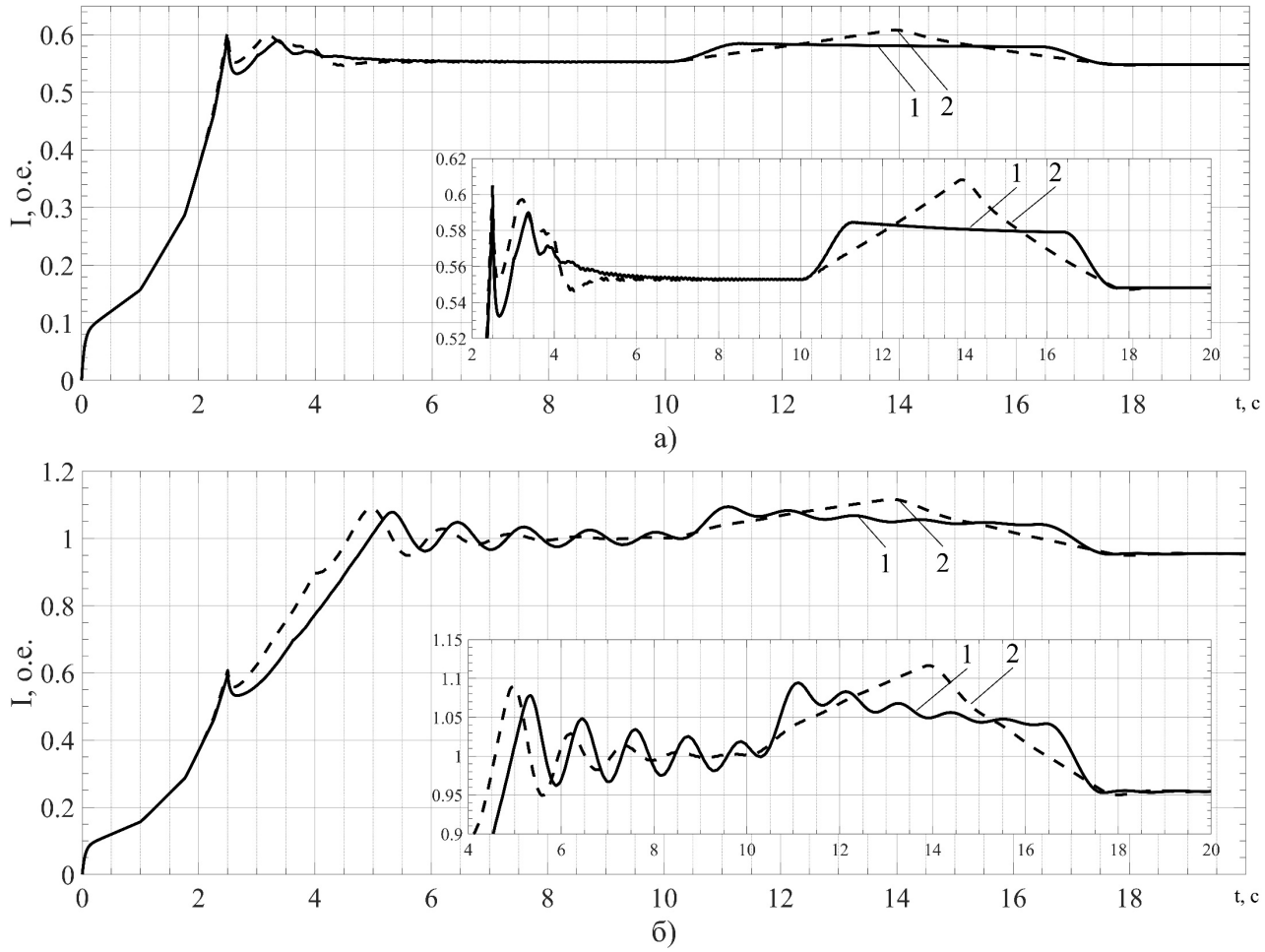


Рисунок 5.11 – График потребляемого тока

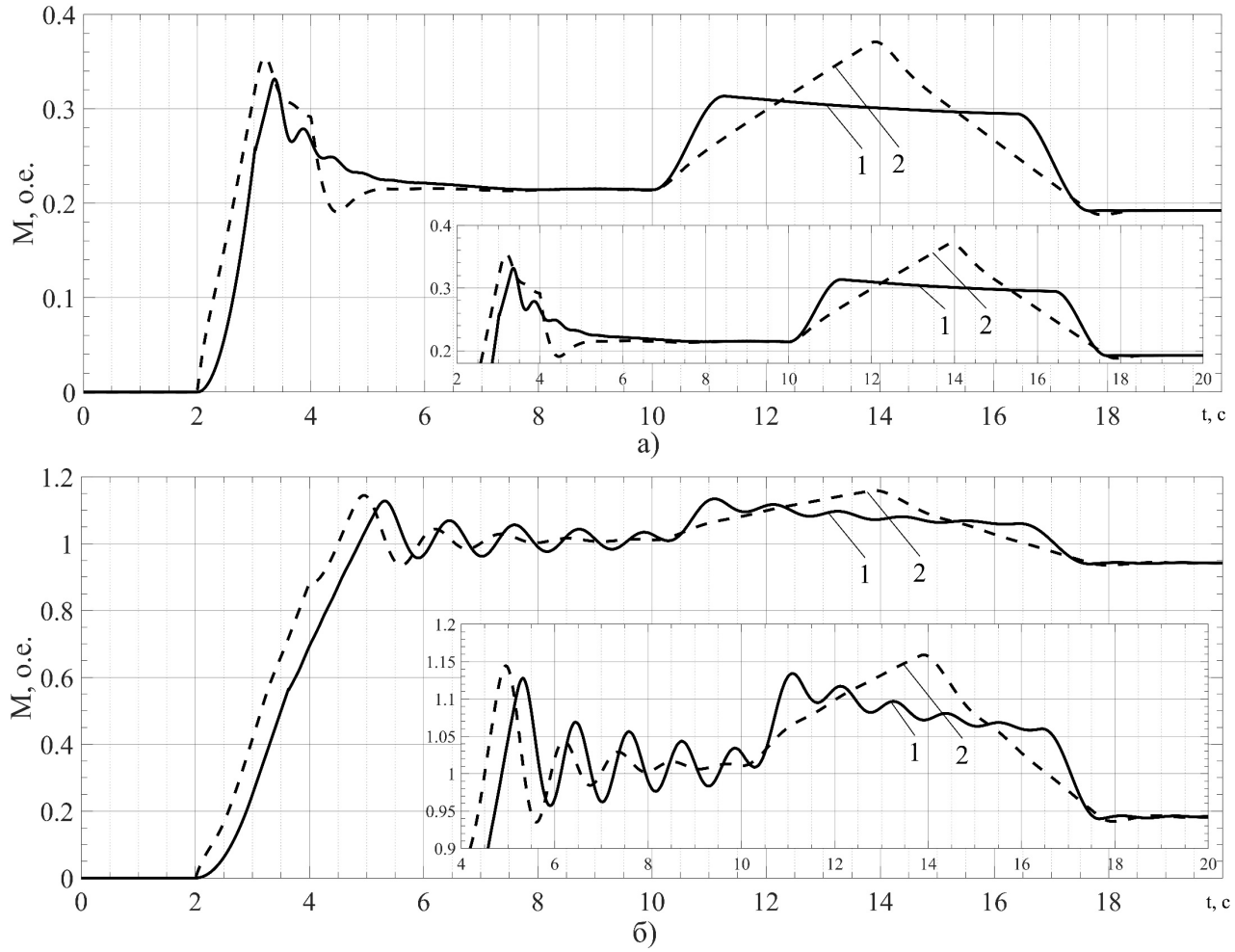


Рисунок 5.12 – График изменения момента ЭД

На рисунке 5.12 представлено сравнение графиков среднего развиваемого момента ЭД.

На рисунке 5.13 представлено сравнение графиков среднего динамического момента.

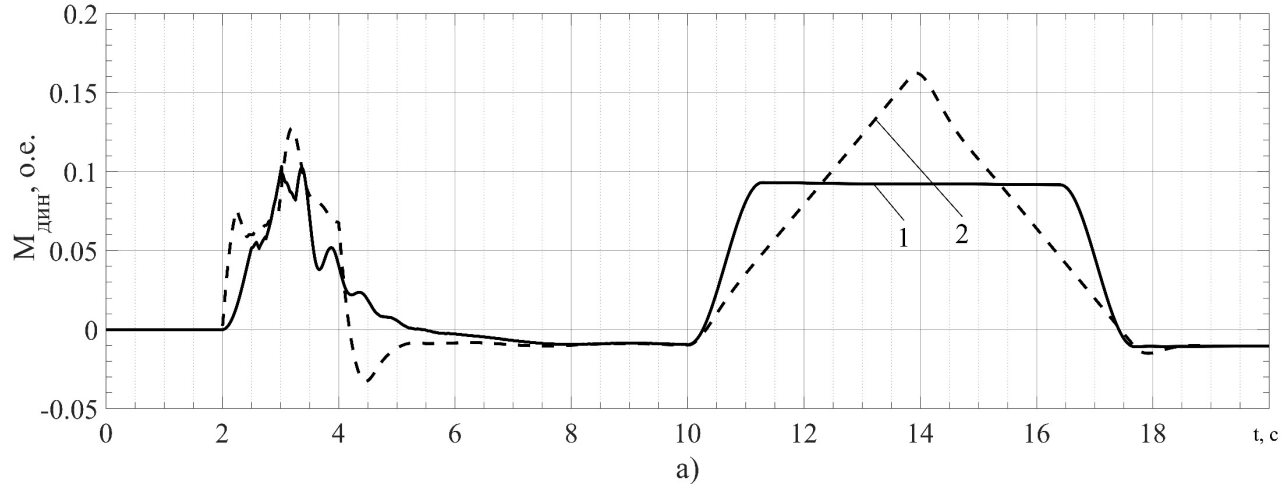
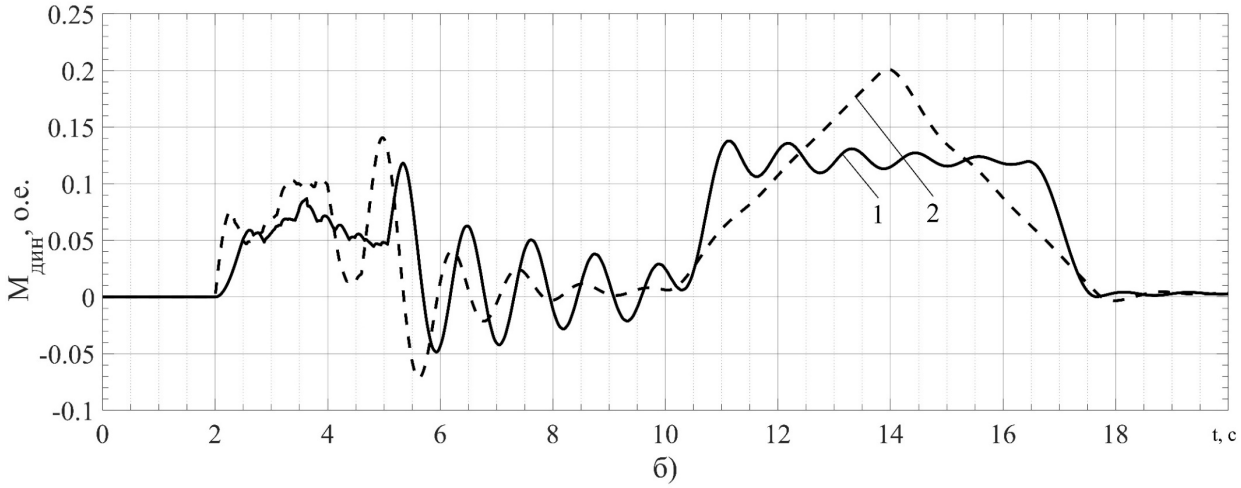


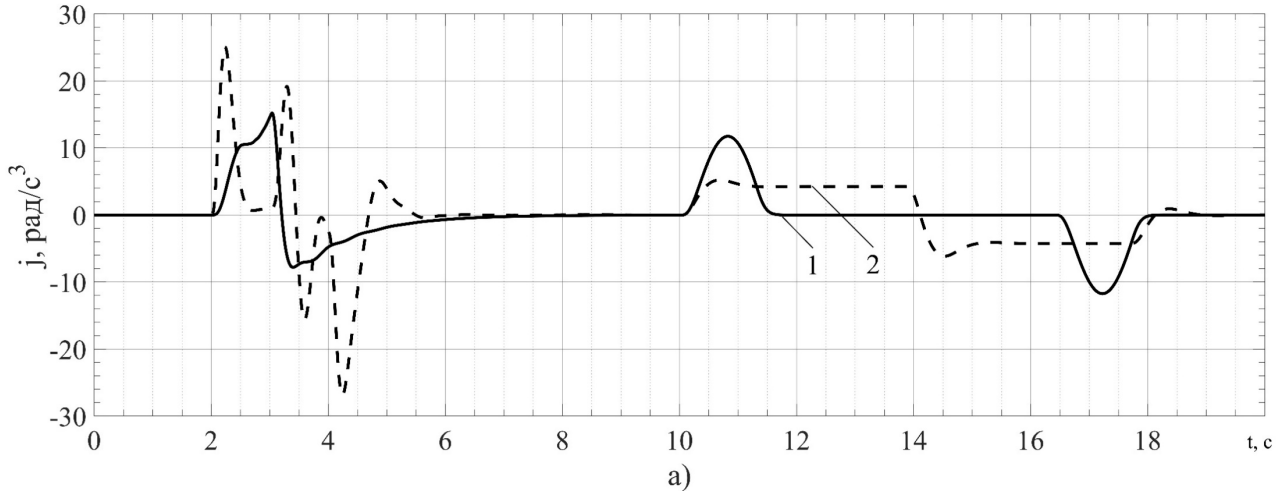
Рисунок 5.13 – График изменения динамического момента



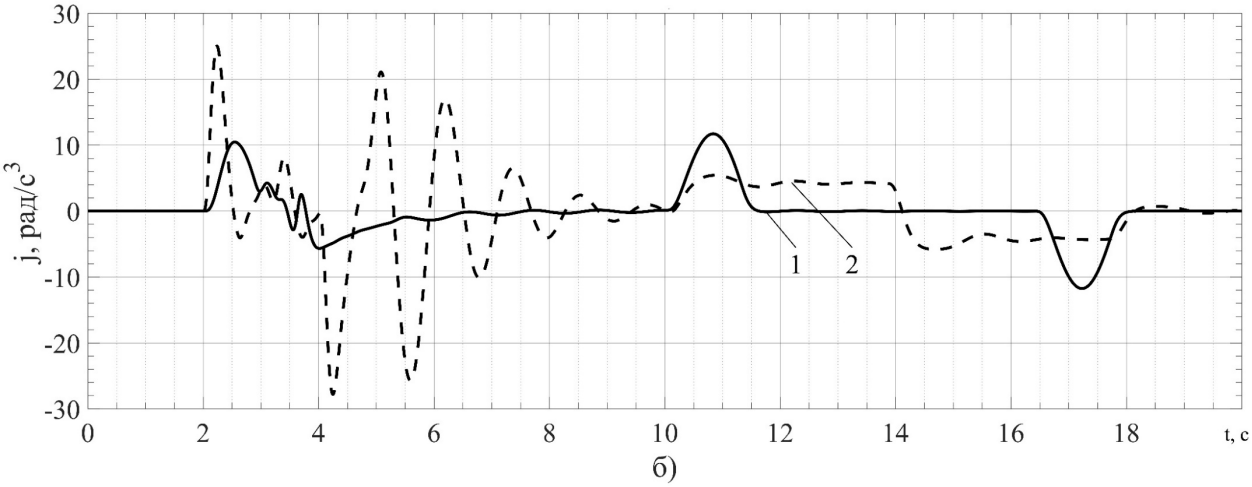
б)

Рисунок 5.13 – Окончание

На рисунке 5.14 представлено сравнение графиков углового удара.



а)



б)

Рисунок 5.14 – График углового рывка

На рисунках 5.15 и 5.16 показано изменение скорости и ускорения ЭД, усилия в цепи ТО и скорости в различных участках ТО СК при $K_з$=1 о.е.

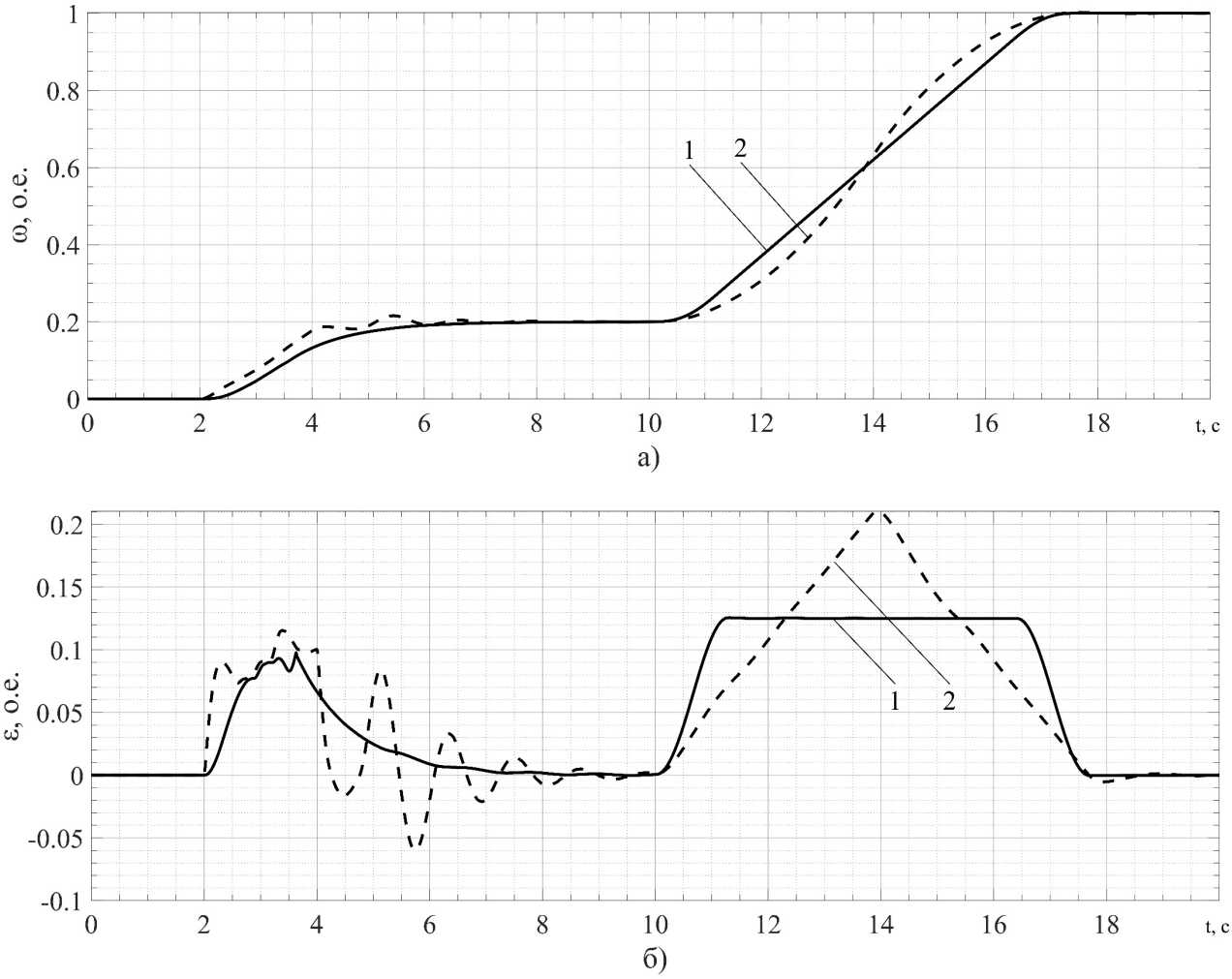
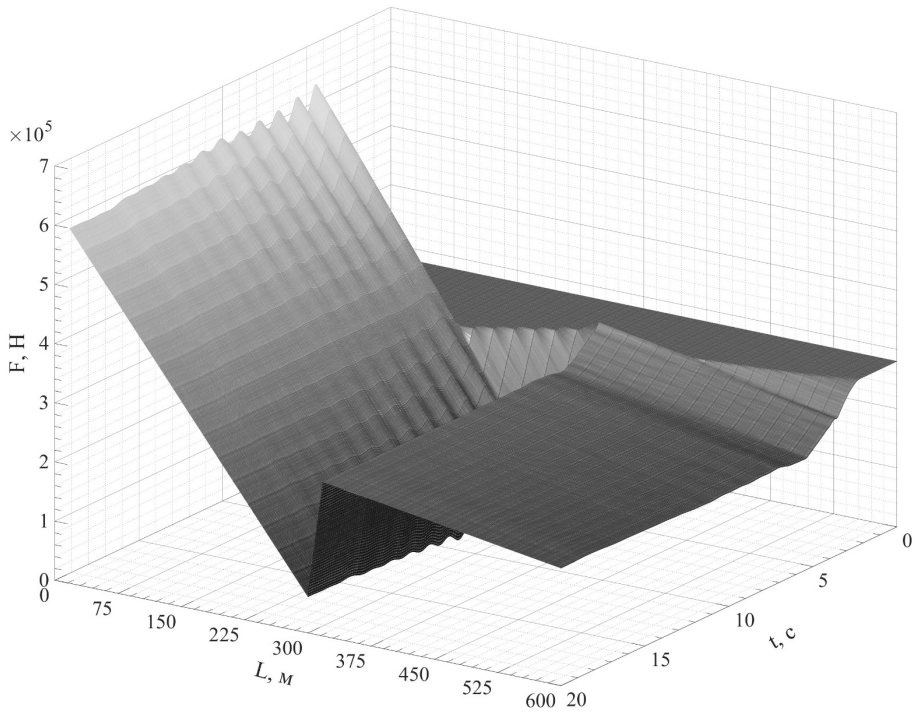
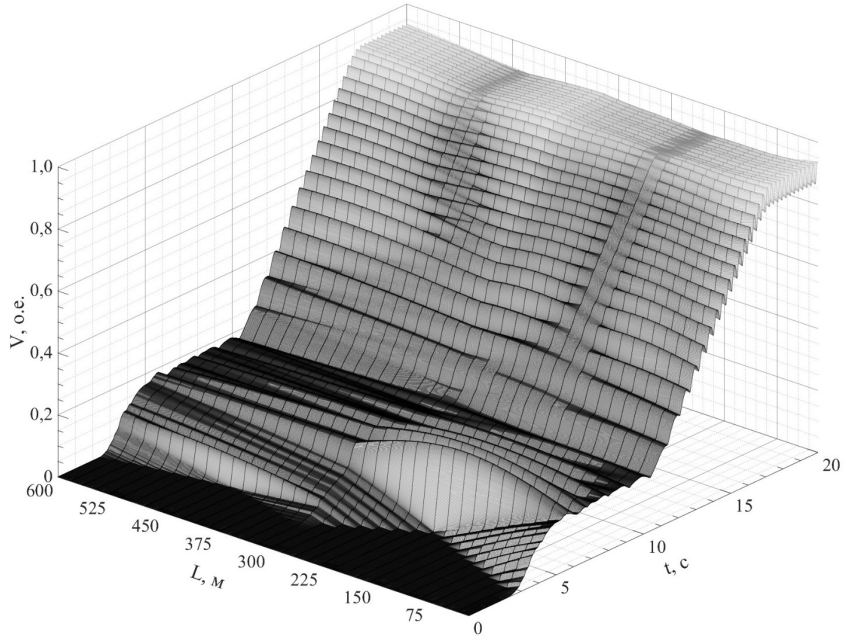


Рисунок 5.15 – График изменения скорости и ускорения



а)



б)

Рисунок 5.16 – График изменения усилий (а) и скоростей (б) в ТО СК

В таблице 5.1 представлены результаты сравнения по выбранным выше показателям разработанного метода двухэтапного пуска с широко известным S образным, при других значения загрузки СК.

Таблица 5.1 - Результаты сравнения методов пуска

Метод пуска	I_{max}, о.е.	M_{max}, о.е.	$M_{дин.max}$, о.е.	j_{max}, рад/с^3	F_{max}, кН
$K_з$=0 о.е.					
S образный	0,61	0,38	0,16	22	340
разработанный	0,58	0,32	0,09	15	335
$K_з$=0,25 о.е.					
S образный	0,707	0,57	0,172	23	410
разработанный	0,67	0,51	0,1	13	410
$K_з$=0,5 о.е.					
S образный	0,83	0,77	0,182	23	492
разработанный	0,79	0,71	0,107	12	491
$K_з$=0,75 о.е.					
S образный	0,97	0,96	0,192	23	568
разработанный	0,93	0,92	0,115	12	565
$K_з$=1,0 о.е.					
S образный	1,12	1,18	0,2	25	640
разработанный	1,1	1,14	0,13	12	637
$K_з$=1,25 о.е.					
S образный	1,25	1,32	0,22	25	708
разработанный	1,2	1,3	0,15	12	707

5.5 Выводы по главе 5

1. По результатам сравнительного анализа электромеханических параметров многодвигательного привода СК установлена высокая эффективность разработанного метода двухэтапного пуска, а именно значительное уменьшение углового рывка и прикладываемого динамического момента совместно с небольшим уменьшением пускового тока и развиваемого момента ЭД.

2. Предложено использовать плавное нарастание момента ЭД, вместо линейного.

3. Определён момент переключения между этапом нарастания момента и работы с обратной связью по скорости, для РС на основе скользящего режима *SMC*.

4. Установлено что, косинусно-трапецеидальная форма ускорения имеет преимущества перед треугольной, т.к. при одинаковом времени ускорения, максимальное ускорение у треугольной формы выше, также на интервале времени (T_1, T_2) угловой рывок косинусно-трапецеидальной формы равен нулю, в то время как у треугольной он не равен нулю.

5. Наибольшая величина углового рывка в ЭП СК возникающая в начальный момент пуска и практически не зависит от загрузки СК, разработанный метод двухэтапного пуска позволяет значительно снизить эту величину в 1,9-2,1 раза, а прикладываемый динамический момент на 35-40%, тем самым увеличивается ресурс электропривода СК.

6. Установлены зависимости амплитуды пускового тока, максимального тягового усилия в цепи и удара в ЭП СК в зависимости от коэффициента загрузки конвейера для *S*-образного и разработанного метода двухэтапного пуска.

Основные результаты главы 5 опубликованы в работах [133,134,139].

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертационной работе дано решение актуальной научной задачи, а именно повышение ресурсосбережения в многодвигательном электроприводе скребкового конвейера очистного забоя на основе разработанной методики проектирования ресурсосберегающей системы управления его электроприводом, имеющей важное теоретическое и практическое значение для горнодобывающей отрасли.

1. На основе анализа особенностей условий эксплуатации современного ОМК был сделан вывод, что традиционные приводные системы СК имеют ряд недостатков, связанные со сложность запуска груженного конвейера и неравномерностью нагрузки его приводных двигателей из-за разброса электрических и механических параметров ЭП. Это, в свою очередь, приводит к возникновению больших пусковых токов и динамических усилий, а также уменьшению времени эксплуатации более загруженных приводных ЭД.

2. Разработанные математическая и на её основе имитационная модели частотно-регулируемого многодвигательного электропривода конвейера позволяют рассчитывать динамические процессы в ЭП и определять погонную нагрузку на СК. Полученные модели обеспечивают точность оценки электромеханических параметров ЭП СК по относительной погрешности расчётов в сравнении с экспериментальными данными для потребляемой мощности СК – 5,8%, для количества транспортируемого груза – 7%, для усилий в цепи – 8,02%.

3. Разработана методика проектирования ресурсосберегающей системы управления многодвигательным ЭП СК, включающей:

- алгоритм скоординированного регулирования скоростей ЭД СК и ЭД подачи ОК при их совместной работе в очистном забое, позволяющий уменьшить удельный расход электроэнергии ЭП СК и расстояние пробега ТО СК за один проход ОК. Например, для СК марки «Анжера-30» удельный расход электроэнергии для ЭП уменьшается до уровня 0,38 кВт·ч/т, а расстояние пробега ТО до 3,75 км. В результате ресурсосбережение СК по удельному расходу

электроэнергии при средней эксплуатационной скорости подачи ОК (5 м/мин), повышается на 14%.

- метод двухэтапного частотного пуска ЭП СК, позволяющий снизить величину углового рывка. Так для СК марки «Анжера-30» угловой рывок снижается в 1,9-2,1 раза, а прикладываемый динамический момент на 35-40%, тем самым увеличивается ресурс электропривода СК.

- способ согласованного управления многодвигательным ЭП СК, обеспечивающий минимальную неравномерность загрузки между его приводными ЭД во всех рабочих режимах работы. Так для СК марки «Анжера-30» неравномерность загрузки между его приводными ЭД не превышает 5%, что исключает работу ЭД с перегрузкой.

4. Разработанная методика проектирования ресурсосберегающей системы управления многодвигательным ЭП является универсальной и может быть применена к любым типам многодвигательных ЭП, работающих на общую нагрузку.

В качестве рекомендаций по перспективе дальнейших разработок, можно отметить продолжение исследования многодвигательного ЭП СК с целью обнаружения аварийных режимов его работы, таких как заклинивание и обрыв цепи, на основе разработанных моделей, и создание средства для предотвращения таких режимов.

СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

АД – асинхронный двигатель

ВШ – вентиляционный штрек

ДС – датчик скорости

ДТ – датчик тока

ИП – источник питания

КШ – конвейерный штрек

ОК – очистной комбайн

ОМК – очистной механизированный комплекс

ПЧ – преобразователь частоты

РВ – регулятор выравнивания

РС – регулятор скорости

РТ – регулятор тока

СУ – система управления

СК – скребковый конвейер

ТО – тяговый орган

ТПН – тиристорный преобразователь напряжения

ФНЧ – фильтр низких частот

ЧРЭП – частотно-регулируемый электропривод

ЭД – электродвигатель

ЭП – электропривод

DTC – direct torque control (прямое управление моментом)

SMC – sliding mode control (скользящий режим управления)

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Линник В.Ю., Поляков А.В., Линник Ю.Н. Горно-геологические и качественные характеристики угольных пластов России, отрабатываемых подземным способом // Известия ТулГУ. Сер. Науки о земле. – 2017. – Вып. 3. – С. 168 – 182.

2. Приказ Минэнерго России от 26.02.2021 №88 «Об утверждении схемы и программы развития Единой энергетической системы России на 2021 – 2027 годы».

3. Hu J., Zha J., Liu C. Research on drum shearer speed control strategies under sudden-changing load // Journal of the Brazilian Society of Mechanical Sciences and Engineering, vol. 40, no. 323, – 2018, pp. 1 – 11. DOI:10.1007/S40430-018-1252-Z.

4. Спиваковский А.О. Транспортирующие машины / А.О. Спиваковский, В.К. Дьячков // Учеб. пособие для машиностроительных вузов. – М.: Машиностроение, 1983. – 487 с.

5. Штокман И.Г. Динамика тяговых цепей рудничных конвейеров / И.Г. Штокман – М.: Углетехиздат, 1959. – 287 с.

6. Иванченко Ф.К. Расчеты грузоподъемных и транспортирующих машин / Ф.К. Иванченко, В.С. Бондарев, Н.П. Колесник, В.Я. Барабанов – К: Вища школа, 1978. – 576 с.

7. Давыдов Б.Л. Статика и динамика машин / Б.Л. Давыдов, Б.А. Скородумов – М.: Машиностроение, 1967. – 432 с.

8. Кузнецов Б.А. Транспорт на горных предприятиях / Б.А. Кузнецов, В.А. Ярмилин, А.А. Рентгевич, И.А. Эренбург – М.: Недра, 1970. – 644 с.

9. Биличенко Н.Я. Эксплуатационные режимы ленточных конвейеров / Н.Я. Биличенко, Е.М. Высочин, Е.Х. Завгородний – К.: Госгортехиздат УССР, 1964. – 263 с.

10. Шахмейстер Л.Г. Подземные конвейерные установки / Л.Г. Шахмейстер, Г.И. Солод – М.: Недра, 1976. – 432 с.

11. Чугреев Л.И. Динамика конвейеров с цепным тяговым органом / Л.И.

Чугреев – М.: Недра, 1976. – 160 с.

12. Ширнин И.Г. Электрические напряжения привода в очистных забоях / И.Г. Ширнин, А.Н. Ткачук // Уголь Украины. – 2005. – №7. – С. 22 – 24.

13. Шпрехер Д.М., Бабокин Г.И., Колесников Е.Б., Овсянников Д.С. Ресурсосберегающая система управления электроприводом скребкового конвейера очистного забоя // Горный журнал. – 2023. – № 2. – С. 44 – 50. DOI: 10.17580/gzh.2023.02.07.

14. Плащанский Л.А., Беляк В.В. Анализ технологических схем с целью рационального электроснабжения участков угольных шахт при напряжении 3(3,3) кВ // Горный информационно-аналитический бюллетень. – МГГУ. – 2007. – № 6. – С. 238 – 243.

15. Шпрехер Д.М., Овсянников Д.С. Разработка и исследование систем управления многодвигательным электроприводом шахтного скребкового конвейера // Известия ТулГУ. Сер. Технические науки. – 2022. – Вып. 9. – С. 524 – 531. DOI: 10.24412/2071-6168-2022-9-524-531.

16. Ткаченко А.А., Осичев А.В. Динамические процессы в электроприводах забойных скребковых конвейеров. Разработка компьютерных моделей, анализ рабочих и аварийных режимов, решения по снижению динамических нагрузок в цепи: монография/ А.А Ткаченко, А.В. Осичев. – Saarbrücken: LAP Lambert Academic Publishing, – 2014. – 216 с.

17. Малиновский А.К. Автоматизированный электропривод машин и установок шахт и рудников //Учебник вузов. – М.: Недра, – 1987. – 277 с.

18. Ещин Е.К. Теория предельных режимов работы горных машин, Томск: Изд-во Томского ун-та. – 1995. – 232 с.

19. Каширских В.Г., Переверзев С.С. Управление пуском одноприводного скребкового конвейера// Вестник КузГТУ. – 2005. – № 5. – С. 79 – 82.

20. Toirov O. Improve operational efficiency of regulated conveyor installation of the mining industry //International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology, Vol. 5, Issue 3, – 2018, pp.5464 – 5471.

21. Alan R. Broadfoot., Robert E. Betz. Control problems in armored face

conveyors for longwall mines // IEEE Transactions on Industry Applications. – 1998, vol. 34. Issue (2). pp. 381 – 386. DOI: 10.1109/28.663483.

22. Вишневецкий Г.В. Исследование динамики запуска скребкового конвейера и разработка рекомендаций по улучшению его пусковых характеристик: Дис. канд. техн. наук: 05.186. – 1972. – 156 с.

23. Овсянников Д.С. Исследование двухступенчатого пуска электропривода скребкового конвейера методом математического моделирования // Известия ТулГУ. Сер. Технические науки. – 2021. – Вып. 11. – С. 558 – 562.

24 Гидромуфты: информационно-справочный каталог / Харьков: ОАО «Харьковский машиностроительный завод «Свет шахтера». – 2006.

25. Финцель Р., Вебер В. Новое поколение водонаполненных гидродинамических муфт для приводов забойных конвейеров //Глюкауф. – 2002. – № 3. – С. 52 – 60.

26. Головатый М.В., Маренич К.Н. Обоснование рациональности квазичастотного принципа управления приводом рудничной транспортной установки // Материалы XI международной научно-технической студенческой конференции в г. Донецке. Донецк: ДонНТУ, – 2012. С. 16 – 18.

27. Broadfoot, Alan R.; Betz, Robert E. New control strategies for longwall armored face conveyors // IEEE Transactions on Industry Applications/ – 1998. Vol. 34, issue 2, pp. 387 – 394. DOI: 10.1109/28.663484.

28. Бабокин Г.И., Шпрехер Д.М., Колесников Е.Б., Овсянников Д.С. Исследование частотного пуска двухдвигательного электропривода скребкового конвейера методом математического моделирования // Электромеханика. – 2022. – Т. 65. – № 1. – С. 49 – 55. DOI:10.17213/0136-3360-2022-1-49-55.

29. Регулируемые турбомуфты Voith [электронный ресурс]. https://promtekservis.ru/a/promtek/files/userfiles/files/%D0%9A%D0%B0%D1%82%D0%B0%D0%BB%D0%BE%D0%B3%20%D0%B3%D0%B8%D0%B4%D1%80%D0%BE%D0%BC%D1%83%D1%84%D1%82%D1%8B%20Voith2.pdf (дата обращения: 10.01.2022).

30. Антоняк Е. Мощные скребковые конвейеры с приводами, оснащенными

проточными водными муфтами // Горный информационно-аналитический бюллетень. – МГГУ. – 2003. – № 9. – С. 154 – 157.

31. David H. Wauge. Modeling of an Armored Face Conveyor // Masters of Engineering Science Thesis. Department of Mechanical Engineering. The University of Queensland, – 2002. – 174p.

32. Официальный сайт компании ABB. Передача с регулируемым пуском CST [электронный ресурс]. Режим доступа: http:// www.abb.com/mechanicalpowertransmission (дата обращения: 12.02.2022).

33. Кондрахин В.П., Стадник В.В., Косарев И.В. Оптимизация алгоритма пуска многоприводных двухскоростных забойных конвейеров // Форум гірників-2009: матеріали міжнар. конф., 30 верес. -3 жовт. – 2009 р. Дніпропетровськ: НГУ. – С. 190 – 196.

34. Абдиев О.Х. Математическое моделирование переходных процессов асинхронных двигателей ленточных конвейеров: монография. Ташкент: ТГТУ АФ, – 2020. – 129 с.

35. Zhang Y.L., Wang T., Song D.J. et al. Research and development on soft start system with scraper conveyor hydraulic coupling // Coal Science and Technology. – 2014, Vol. 9, – № 82, pp. 61 – 66.

36. Zhang D.S., Mao J., and Liu Z.S. Dynamics simulation and experiment on the starting and braking of scraper conveyor // Journal of China Coal Society. – 2016, Vol. 41, – № 2, pp. 513 – 521. DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2015.0356.

37. Давыдов Б.Л., Скородумов Б.А. Динамика горных машин. – М.: 1961. – 335 с.

38. Аренс К. Условия запуска загруженных конвейеров с приводами обычного типа // Глюкауф. – 1984. – № 12. С. 9 – 14.

39. Xiujie LU, HAN Yuewen. Optimal start-up control on armored face conveyor // Journal of Liaoning Technical University (Natural Sciense). – 2010, Vol.29, – № 4, pp. 646 – 649.

40. Д.Х. Ле, Темкин И.О., Агабубаев А.Т. Оптимизация управления режимами пуска скребкового конвейера на основе анализа результатов

имитационного моделирования // Прикаспийский журнал: управление и высокие технологии. – 2020. №3 (51). С. 10 – 21. DOI: 10.21672/2074- 1707.2020.50.2.010-021.

41. Nordell L.K. The theory and practice of belt conveyor dynamics analysis // in Proceedings of the International Materials Handling Conference, South Africa: Johannesburg. – 1987, pp. 41 – 43.

42. Jianhua Ji, Changyun Miao, Xianguo Li. Cosine-Trapezoidal Soft-Starting Control Strategy for a Belt Conveyor // Mathematical Problems in Engineering. – 2019, pp. 1 – 8. DOI: 10.1155/2019/8164247.

43. Шпрехер Д.М., Бабокин Г.И., Овсянников Д.С. Система управления выравниванием нагрузки многодвигательного электропривода скребкового конвейера // Известия вузов. Электромеханика. – 2022. – Т. 65. – № 3. – С. 56 – 65. DOI: 10.17213/0136-3360-2022-3-56-65.

44. Щуцкий В.И., Бабокин Г.И., Насонова Т.В. Рациональный электропривод скребкового конвейера // Горные машины и автоматика. – 2001. – № 9. – С. 17 – 22.

45. Шпрехер Д.М., Бабокин Г.И., Колесников Е.Б., Овсянников Д.С. Исследование неравномерности нагружения двухдвигательного частотно-регулируемого электропривода скребкового конвейера // Известия вузов. Электромеханика. – 2021. – Т. 64. – № 4-5. – С. 37 – 45. DOI: 10.17213/0136-3360-2021-4-5-37-45.

46. Zhi Fubiao. Simulation Analysis of Scraper Conveyor Control System Based on Power Balance // China Academic Journal Electronics Publishing House, Coal Mine Machinery. – 2020. Vol.41, – № 9, pp. 80 – 82.

47. Liang Baolin, Gao Dawei, Li Jun. Research on Power Balance Control Technology of Heavy Duty Scraper Conveyor Motor // Mechanical management and development. – 2020, – № 12, pp. 105 – 107.

48. Sikora W. The inhomogeneity of drive device of efficient scraper conveyer // Przegl Gorn. – 1993, – № 4, pp. 23 – 26.

49. Dolipski M. The stress of chain efficient scraper conveyor // Mech Autom

Gorn, 1993, – № 10, pp. 21 – 23.

50. Ouyang Mingsan, Mo Li-hong. Research on power balance of multi-motors in belt system based parameter forecast and fuzzy control. – 2005, – № 30 (2), pp. 255 – 258.

51. Wang Kun, Bao Jihua, Wu Yan. Study of frequency converter in multi-motored power balance of belt conveyor // Coal Mine Machinery. – 2010, – № 31 (6), pp. 66 – 68.

52. Xing Jinling. Research on power balance control of belt conveyor with variable frequency drive // Coal Science and Technology. – 2014, № 42 (7), pp. 84 – 87.

53. Lihong Mo; Shuai Chen;Yeqin Wang. Power balance control of multi-motor driving belt system using fuzzy neural network // International Conference on Intelligent Control and Information Processing (ICICIP). – 2010, pp. 719 – 724. DOI: 10.1109/ICICIP.2010.5564264.

54. Liu Chenghong, Zhang Qingyu, Li Zuopeng. Analysis and calculation of motor power of scraper conveyor // Shanxi Coking Coal Science and Technology. – 2010. – № 2, pp. 7 – 9.

55. Li Yanwei, Li Xiaofan. Research on power imbalance of scraper conveyor under two motors // Coal Engineering. – 2013, – № 10, pp. 86 – 88.

56. Корнеев С.В. Метод оценки эффективности выравнивания нагрузок в многодвигательном приводе скребковых конвейеров // Изв. вузов. Горный журнал. – 2005. – № 6. – С. 106 – 111.

57. Бабокин Г.И., Шпрехер Д.М., Насонова Т.В. Система выравнивания нагрузок электропривода скребкового конвейера // Горный информационно - аналитический бюллетень (научно-техн. журнал). – 2005. – № 4. С. 311 – 313.

58. Ещин Е.К. Управление динамической нагруженностью забойных скребковых конвейеров // Записки Горного института. Электромеханика и машиностроение. – 2019. Т. 239. – С. 570 – 575. DOI: 10.31897/PMI.2019.5.570.

59. Ордин А. А., Метельков А. А. К вопросу об оптимизации длины к производительности комплексно-механизированного очистного забоя угольной

шахты // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – № 2. – С. 100 – 112.

60. Овсянников Д.С. Моделирование динамики распределения нагрузки на скребковом конвейере // Известия ТулГУ. Сер. Технические науки. – 2021. – Вып. 11. – С. 435 – 439.

61. Zhiyuan Shi, Zhencai Zhu. Case study: Wear analysis of the middle plate of a heavy-load scraper conveyor chute under a range of operating conditions // Wear, – 2017, Vol. 380 – 381, pp. 36 – 41. DOI: 10.1016/j.wear.2017.03.005.

62. Стадник Н.И., Семенченко Д.А., Семенченко А.К., Белицкий П.В., Вирич С.А., Ткачёв В.В. Повышение энергоэффективности транспортирования угля путём согласования скоростей комбайна и забойного конвейера // Восточно-Европейский журнал передовых технологий, – 2019. – Т. 4. – № 18 (97). С. 60 – 70. DOI: 10.15587/1729-4061.2019.156121.

63. Макарян Л.В., Сельницына М.В. Анализ и моделирование случайного шахтного грузопотока на магистральном сборном конвейере // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 5. – С. 67 – 74.

64. Дмитриева В.В. Корреляционный анализ и методы моделирования случайного грузопотока, поступающего на сборный конвейер // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № 10. – С. 145 – 155.

65. Буй Чунг Кьен. Автоматизированная система управления взрывной отбойкой и транспортировкой неравномерных потоков угля из очистных забоев: дисс. канд. техн. наук. – М., – 2018. – 146 с.

66. Gao G. Coal Mining Speed Governing Cooperative Control Based on Load Adaptive Prediction. Machine Control Development. – 2018, 33(5), pp. 135 – 136.

67. Li Jiling, Liu Hongyun. Scraper Conveyor Design for Fully Mechanized Mining of Thin Coal Seams [J]. Mining Engineering. – 2019, 47(4), pp. 6 – 9.

68. Cui Nannan. Combine speed control system based on the joint operation of fully mechanized mining equipment [J]. Coal. – 2017, 26(2), pp. 47 – 49.

69. Ефимов В.И., Хмелинский А.А., Мефодьев С.Н. Современные подходы к компоновке оборудования для добычи угля на пологих пластах // Уголь. – 2019.

– №6 (1119). – С. 36 – 40. DOI: http://dx.doi.org/10.18796/0041-5790-2019-6-36-40.

70. Конвейеры скребковые забойные [Электронный ресурс] http://www.angera.ru/prod_04.htm (дата обращения: 13.05.2022).

71. Конвейер шахтный скребковый СПЦ, Анжера [Электронный ресурс] https://rudf.ru/oborudovanie/shaht-transport/konvejery-skrebkovye/anzhera (дата обращения: 14.05.2022).

72. Кондрахин В.П., Борисенко В.Ф., Мельник А.А., Косарев В.В., Косарев И.В. Обоснование конечно-элементной модели тягового органа скребкового конвейера //Наукові праці ДогГТУ, серія гірничо-електромеханічна. – Донецк. – 2005. – Вип. 99. – С.97 –103.

73. Вэньчже Я.Н. Повышение надежности и долговечности тяговых цепей забойных скребковых конвейеров //Лесной Вестник. – 2003. – № 5. – С. 135 – 137.

74. Шпрехер Д.М., Овсянников Д.С. Разработка модели двухдвигательного скребкового конвейера в программном пакете SIMSCAPE // Известия ТулГУ. Сер. Технические науки. – 2021. – Вып. 9. – С. 318 – 326. DOI: 10.24412/2071-6168-2021-9-318-326.

75. Оби В.Ч. Моделирование конвейерной подъемной установки и системы управления процессом транспортирования: Дис. канд. техн. наук: Харьков. – 1984. – 161 с.

76. Ткаченко А.А., Осичев А.В. Анализ динамических процессов в двухприводном скребковом конвейере СР72 в различных технологических режимах //Электротехнические и компьютерные системы. – 2011. – № 3 (79). – С. 182 – 184.

77. Бандурин А.Н. Моделирование динамики рабочего органа скребкового конвейера. //Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 1999. – № 2. – С. 46 – 49.

78. Mao, J., Shi, J., Zhang, D., Wei, X. Dynamic modeling and simulation of heavy scraper conveyor. Meitan Xuebao/Journal of the China Coal Society. 33(1), 103 – 106 (2008).

79. Продукция для горной промышленности [Электронный ресурс]

https://www.stttrading.ru/upload/content/files/THIELE_Mining_Catalog_2018_russian.pdf (дата обращения: 05.11.2021).

80. Zhang D.S., Liu X.H., ShiJ.G., Zhong Li. Scraper Conveyor Dynamic Modeling and Simulation. Advanced Materials Research, vols. 217 – 218, – 2011, pp. 426 – 430 (in Switzerland). DOI: 10.4028/www.scientific.net/AMR.217-218.426.

81. Бабокин Г.И., Шпрехер Д.М., Зеленков А.В., Овсянников Д.С. Универсальная компьютерная модель для исследования динамики скребкового конвейера с двухдвигательным приводом // Изв. вузов. Электромеханика. – 2021. – Т. 64. – № 2. – С. 56 – 64. DOI: 10.17213/0136-3360-2021-2-56-64.

82. Shprekher D.M., Zelenkov A.V., Ovsyannikov D.S. Universal Computer Model for Studying the Dynamics of a Two-Motor Scraper Conveyor // Proceedings – 2021 International Russian Automation Conference, RusAutoCon 2021. pp. 321 – 326. DOI: 10.1109/RusAutoCon52004.2021.9537429.

83. Romano, Rodrigo & Garcia, Claudio. Karnopp Friction Model Identification for a Real Control Valve. IFAC Proceedings Volumes. – 2008. – № 41. DOI: 10.3182/20080706-5-KR-1001.02523.

84. Bartashevskyi, Stanislav & Borodai, Valery & Nesterova, Olha. (2024). Damping of Suddenly Changing Loads by Drive Means of the Driving Mechanism of the Scraper Conveyor. Mining Revue. 30. 29 – 36. DOI: 10.2478/minrv-2024-0003.

85. Li, Shuai & Zhu, Zhencai & Lu, Hao & Xue, Yujun. (2023). Tension characteristics analysis of scraper chain of heavy-duty scraper conveyor with time-varying load. DOI: 10.21203/rs.3.rs-3278748/v1.

86. Васильченко В.А. Скребковый конвейер. Тяговый расчёт. Владивосток – 2009. – С. 28.

87. Ещин Е.К. Моделирование и управление динамическим состоянием скребковых конвейеров //Вестник КузГТУ. – 2015. – № 2. – С. 118 – 121.

88. Бабокин Г.И., Щуцкий В.И., Серов В.И. Частотно-регулируемый электропривод горных машин и установок. Москва: Изд. центр РХТУ, – 1998. – 239 с.

89. Шпрехер Д.М., Корниенко С.В., Овсянников Д.С. Моделирование

экстренных перегрузок скребкового конвейера для разработки средств по их ограничению // Известия ТулГУ. Сер. Технические науки. – 2023. – Вып. 12. – С. 327 – 334. DOI: 10.24412/2071-6168-2023-12-327-328.

90. Shprekher D.M., Zelenkov A.V., Ovsyannikov D.S. Dynamic analysis of the reaction of a scraper conveyor when a chain jammed // ICIE-2024. Proceedings of the 10th International Conference on Industrial Engineering. 2024. pp 983 – 989. DOI:10.1109/ICIEAM60818.2024.10553797.

91. Колесников Е.Б. Разработка и исследование механизма подачи очистного комбайна с частотно-регулируемым электроприводом. Москва: Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, – 1996. – 249 с.

92. Новаш И. В., Румянцев Ю. В. Расчет параметров модели трехфазного трансформатора из библиотеки MatLab-Simulink с учетом насыщения магнитопровода // Энергетика. Известия высших учебных заведений и энергетических объединений СНГ. – 2015. – № 1. С. 12 – 23.

93. Semenchenko, Anatoly & Stadnik, Mykola & Belitsky, Pavlo & Semenchenko, Dmytro & Stepanenko, Olena. (2016). The impact of an uneven loading of a belt conveyor on the loading of drive motors and energy consumption in transportation. Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. 4. 42. DOI: 10.15587/1729-4061.2016.75936.

94. Будишевский В.А., Сулимы А.А. Теоретические основы и расчёты транспорта энергоёмких производств, Донецк, – 1999. – 216 с.

95. Kai, W.: Research on Shearer Speed Control Technology Based on Scraper Conveyor Load Prediction. D, p 71 (2015)

96. Shevyrev, Yu.V. & Pichuev, A.V. & Shevyreva, N.Yu. (2019). Improving Energy Performance in Networks with Semiconductor Converters. 1-6. DOI: 10.1109/ICIEAM.2019.8743020.

97. Бабокин Г. И. Исследование энергетических параметров системы очистной комбайн — скребковый конвейер // Известия ТулГУ. Технические науки. 2021. – № 8. – С. 290–296. DOI: 10.24412/2071-6168-2021-8-290-296.

98. Инго Стаудт. 3-уровневые преобразователи: инструкция по эксплуатации // Силовая электроника – №1 – 2012. – С. 32 – 37.

99. Взрывозащищённые двухскоростные двигатели Damel серии SG3 450L-8/4 [Электронный ресурс] https://vecgroup.ru/equipment/catalog/elektrodvigatel-damel/vzryvozashchishchennye-dvukhskorostnye-dvigateli-damel-serii-sg3-450l-8-4/ (дата обращения: 13.08.2022).

100. P.C. Krause, O. Wasynczuk, and S.D. Sudhoff, "Analysis of electric machinery and drive systems," Book, IEEE Press, Second Edition, 2002. 680 p.

101. Копылов К.Н. Обоснование и разработка метода оптимального управления технологическими процессами отбойки и транспортировки угля комплексно-механизированного забоя. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. Москва, – 2019. – 157 с.

102. Ещин Е.К. Исследование условий эффективного использования частотно управляемого электропривода забойных машин с целью улучшения их динамики. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. Кемерово, – 1975. – 195 с.

103. Шпрехер Д.М., Зеленков А.В., Овсянников Д.С. Программа расчета динамических параметров тягового органа скребкового конвейера в варьируемым числом сосредоточенных масс // Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2023667634. Заявка № 2022366532. Регистрация в Реестре программ для ЭВМ 16.09.2023.

104. Шпрехер Д.М., Овсянников Д.С. Программа для исследования работы системы очистной комбайн - скребковый конвейер в высокопроизводительном механизированном очистном забое // Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2023610868. Заявка № 2022685702. Регистрация в Реестре программ для ЭВМ 13.01.2023.

105. Shu R., Liu Z., Liu C., Lin X., Qin D. Load sharing characteristic analysis of short driving system in the long-wall shearer // Journal of Vibroengineering, vol. 17, no. 7, – 2015, pp. 3572 – 3585.

106. Бабокин Г. И. Исследование влияния технологической схемы работы и

длины лавы на удельный расход электрической энергии очистного комбайна // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 2. — С. 139–149. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-139-149.

107. Федоров Г. С., Журавлев Е. И. Расчет оптимальных энергетических параметров работы очистного комплекса в различных горно-геологических условиях на основе имитационной модели очистного комбайна // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 12. – С. 356–361.

108. Шпрехер Д.М., Бабокин Г.И., Колесников Е.Б., Овсянников Д.С. Исследование закономерностей электропотребления электропривода скребкового конвейера очистного забоя // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2023. – № 10. – С. 149 – 163. DOI: 10.25018/0236-1493-2023-10-0-149.

109. Галкин В.И., Шешко Е.Е. Транспортные машины. – М: Горная книга, МГГУ. – 2010. – 588 с.

110. Shprekher D.M., Kolesnikov E.B., Ovsyannikov D.S. Adaptive Scraper Conveyor Loading Control System // ICIE-2023. Proceedings of the 9th International Conference on Industrial Engineering. 2023. pp 365 – 374. DOI: 10.1007/978-3-031-38126-3-37.

111. Шпрехер Д.М., Бабокин Г.И., Колесников Е.Б., Овсянников Д.С. Устройство автоматического управления забойной машиной и конвейером // Патент на изобретение, № 2814926. от 06.03.2024.

112. Барышев А.И., Будишевский В.А. Расчёты и проектирование транспортных средств непрерывного действия, Донецк, – 2017. – 689 с.

113. Стариков Б.Я., Азарх В.Л., Рабинович З.М. Асинхронный электропривод очистных комбайнов. – М.: Недра, 1981. – 288 с.

114. ГОСТ 25022-81 Редукторы планетарные. Основные параметры.

115. ГОСТ 2185-66 Передачи зубчатые цилиндрические. Основные параметры.

116. Сандлер А.С., Сарбатов Р.С. Автоматическое частотное управление асинхронными двигателями. – М.: Энергия, 1974. – 328 с.

117. Haijian Wang, Qiang Zhang, Fei Xie. Dynamic tension test and intelligent coordinated control system of a heavy scraper conveyor // IET Sci. Meas. Technol., – 2017, Vol. 11 Iss. 7. P. 871 – 877. DOI: 10.1049/iet-smt.2016.0425.

118. Овсянников Д.С., Зеленков А.В., Шпрехер Д.М., Колесников Е.Б. Интеллектуальная система выравнивания нагрузок в электроприводе двухприводного скребкового конвейера // Интеллектуальные и информационные системы: Всероссийская научно-техн. конф. Тула: Изд-во ТулГУ, 2021. – С. 46 – 55. 318 с.

119. Шпрехер Д.М., Бабокин Г.И., Овсянников Д.С. Адаптивный регулятор выравнивания нагрузки скребкового конвейера // Известия ТулГУ. Сер. Технические науки. – 2024. – Вып. 5. – С. 349 – 353. DOI: 10.24412/2071-6168-2024-5-349-350.

120. Najib El Ouanjli, Aziz Derouich. Modern improvement techniques of direct torque control for induction motor drives-A review. Protection and Control of Modern Power Systems, 2019, Vol. 4, Article number: 11. P. 1 – 12. DOI:10.1186/s41601-019-0125-5.

121. Овсянников Д.С. Применение адаптивного регулятора скорости в системе управления электроприводом скребкового конвейера // Известия ТулГУ. Сер. Технические науки. – 2022. – Вып. 12. – С. 686 – 690. DOI: 10.24412/2071-6168-2022-12-686-691.

122. Шпрехер Д.М., Бабокин Г.И., Овсянников Д.С. Наблюдатель потокосцепления статора асинхронного двигателя на основе низкочастотного фильтра // Известия ТулГУ. Сер. Технические науки. – 2024. – Вып. 5. – С. 375 – 378. DOI: 10.24412/2071-6168-2024-5-375-376.

123. Высоковольтные преобразователи частоты VEDADRIVE. Руководство по эксплуатации. [Электронный ресурс] URL: https://www.veda-drive.ru/doc/instruction-VEDADRIVE-(VD-P)-05_04_23.pdf (дата обращения: 04.02.2023).

124. K. Moss. Variable Frequency Drives for conveyor starting // Electrical Engineering, 2014. [Электронный ресурс] URL:

https://studyres.com/doc/13538095/variable-frequency-drives-for-conveyor-starting (дата обращения: 04.05.2023).

125. Преобразователи частоты для асинхронных двигателей Altivar 71. Руководство по программированию. [Электронный ресурс] URL: https://www.is-com.ru/files/rukovodstvo_po_programmirovaniu_atv71.pdf (дата обращения: 05.05.2023).

126. Д. Сю, А. Мейер. Современная теория автоматического управления и ее применение. М.: Машиностроение, – 1972. – 544 с.

127. Уткин В.И. Скользящие режимы в задачах оптимизации и управления. – М.: Наука, – 1981.

128. Midhun T Augustine. Sliding Mode Control and Chattering: The Concept. Project: Sliding Mode Control 2019, pp. 1-7. DOI:10.13140/RG.2.2.35872.23042.

129. Z. Chen, Y. Chen and Z. Yan. Simplified Hysteresis Sliding-Mode Control for Superbuck Converter. IEEE Transactions on Circuits and Systems II: Express Briefs, 2020, vol. 67, issue 12, pp. 3212-3216, DOI: 10.1109/TCSII.2020.2979796.

130. En Lu, Wei Li, Xuefeng Yang, Shaoyi Xu. Composite Sliding Mode Control of a Permanent Magnet Direct-Driven System For a Mining Scraper Conveyor. – 2017, IEEE Access. 5. 22399 – 22408. DOI:10.1109/ACCESS.2017.2761846.

131. Калачев Ю.Н., Александров А.Г. Преобразователи автономных источников электроэнергии. – М.: ДМК Пресс, – 2021. – 80 с.

132. Li, Yunxia. (2021). AMT Starting Control as a Soft Starter Using a Novel Data-Driven Method. DOI: 10.21203/rs.3.rs-497927/v1.

133. Шпрехер Д.М., Бабокин Г.И., Колесников Е.Б., Овсянников Д.С. Разработка алгоритма частотного пуска электропривода скребкового конвейера с минимальным рывком в цепи тягового органа // Известия вузов. Электромеханика. – 2023. – Т. 66. – № 2. – С. 58 – 67. DOI: 10.17213/0136-3360-2023-2-58-67.

134. Шпрехер Д.М., Бабокин Г.И., Колесников Е.Б., Овсянников Д.С. Разработка стратегии управления плавным пуском двухприводного лавного скребкового конвейера // Известия ТулГУ. Сер. Технические науки. – 2023. –

Вып. 2. – С. 568 – 576. DOI: 10.24412/2071-6168-2023-2-568-576.

135. Huang, Junsen & Hu, Pengfei & Wu, Kaiyuan & Zeng, Min. (2018). Optimal time-jerk trajectory planning for industrial robots. Mechanism and Machine Theory. 121. 530 – 544. DOI: 10.1016/j.mechmachtheory.2017.11.006.

136. Браславский И.Я., Костылев А.В., Цибанов Д.В., Хабаров А.И. Оптимизация пусковых процессов в асинхронном частотном электроприводе со скалярной САР // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Энергетика, – Т. 13, – № 2, 2023. – С. 69 – 74.

137. Симаков Г.М., Топовский В.В., Ильенков И.А. Алгоритмы векторного управления электромеханического дебалансного вибромодуля без предварительного намагничивания асинхронного двигателя // Вестник ЮУрГУ. Серия «Компьютерные технологии, управление, радиоэлектроника». – 2021. – Т. 21, – № 1. – С. 35 – 48. DOI: 10.14529/ctcr210104.

138. Основная программа управления ACS880 [Электронный ресурс] URL:https://library.e.abb.com/public/26c850d2bf0c4c84b41841d602afeda1/RU_ACS880_FW_manual_T_A4.pdf?xsign=r9iYrSDKo9jt5711jgc2TTMkVSRid%2b9qlck8mWdWopn4cEZUfw6i9OoQ52xJlCMd (дата обращения: 05.09.2023).

139. Овсянников Д.С. Исследование двухступенчатого плавного пуска двухприводного скребкового конвейера // Известия ТулГУ. Сер. Технические науки. – 2023. – Вып. 5. – С. 326 – 327. DOI: 10.24412/2071-6168-2023-5-326-327.

140. STM8S three-phase AC induction motor control software library V1.0 [Электронный ресурс] URL:https://www.st.com/resource/en/user_manual/um0712-stm8s-threephase-ac-induction-motor-control-software-library-v10-stmicroelectronics.pdf (дата обращения: 05.09.2023).

141. Feng, Yu, Miaotian Li, Guoping Meng, Guoying. (2019). Dynamic characteristic analysis and startup optimization design of an intermediate drive belt conveyor with non-uniform load. Science Progress. DOI: 10.1177/0036850419881089.

142. Zhang Chenggang. Application of AC frequency conversion speed regulation technology in driving system of scraper conveyor [J]. Coal Mining Machinery, – 2011, 32(10): 209 – 210.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Объекты интеллектуальной собственности и акты о внедрении результатов работы



РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ

ПАТЕНТ

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ
№ 2814926

Устройство автоматического управления забойной машиной и конвейером

Патентообладатель: ***Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования "Национальный исследовательский технологический университет "МИСИС" (RU)***

Авторы: ***Бабокин Геннадий Иванович (RU), Шпрехер Дмитрий Маркович (RU), Колесников Евгений Борисович (RU), Овсянников Дмитрий Сергеевич (RU)***

Заявка № **2023113113**
Приоритет изобретения **05 декабря 2022 г.**
Дата государственной регистрации
в Государственном реестре изобретений
Российской Федерации **06 марта 2024 г.**
Срок действия исключительного права
на изобретение истекает **05 декабря 2042 г.**

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Ю.С. Зубов

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ

СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2023610868

Программа для исследования работы системы очистной комбайн – скребковый конвейер в высокопроизводительном механизированном очистном забое

Правообладатель: ***Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Тульский государственный университет» (ТулГУ) (RU)***

Авторы: ***Шпрехер Дмитрий Маркович (RU), Овсянников Дмитрий Сергеевич (RU)***

Заявка № **2022685702**
Дата поступления **19 декабря 2022 г.**
Дата государственной регистрации
в Реестре программ для ЭВМ ***13 января 2023 г.***

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

ДОКУМЕНТ ПОДПИСАН ЭЛЕКТРОННОЙ ПОДПИСЬЮ
Сертификат 68b80077e14e40f0a94edbd24145d5c7
Владелец Зубов Юрий Сергеевич
Действителен с 2.03.2022 по 26.05.2023

Ю.С. Зубов

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ

СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2023667634

Программа расчета динамических параметров тягового органа скребкового конвейера с варьируемым числом сосредоточенных масс

Правообладатель: ***Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Тульский государственный университет» (ТулГУ) (RU)***

Авторы: ***Шпрехер Дмитрий Маркович (RU), Зеленков Александр Вадимович (RU), Овсянников Дмитрий Сергеевич (RU)***

Заявка № **2023666532**

Дата поступления **04 августа 2023 г.**

Дата государственной регистрации в Реестре программ для ЭВМ ***16 августа 2023 г.***

Руководитель Федеральной службы по интеллектуальной собственности

ДОКУМЕНТ ПОДПИСАН ЭЛЕКТРОННОЙ ПОДПИСЬЮ
Сертификат 429b6a0fe3853164baf96f83b73b4aa7
Владелец Зубов Юрий Сергеевич
Действителен с 10.05.2023 по 02.08.2024

Ю.С. Зубов



УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебной работе
_____ / В.В. Котов
«12» 03 2025 г.

АКТ
об использовании в учебном процессе результатов диссертационной работы Овсянникова Д.С., направленной на разработку методики проектирования ресурсосберегающей системы управления многодвигательным частотно-регулируемым электроприводом скребкового конвейера

Комиссия в составе Соловьева А.Э. (председатель), Климова С.А., Ловчакова В.И. составила настоящий акт об использовании результатов диссертационной работы ассистента кафедры «Электротехника и электрооборудование» Овсянникова Д.С., направленной на разработку методики проектирования ресурсосберегающей системы управления многодвигательным частотно-регулируемым электроприводом скребкового конвейера, в учебном процессе на кафедре «Электротехника и электрооборудование» Тульского государственного университета.

Комиссия заключила:

1. Разработанный Овсянниковым Д.С. способ согласованного управления многодвигательным электроприводом конвейера и метод безударного двухэтапного пуска включены в конспект лекций по курсу «Основы автоматизированного вентильного электропривода».

2. Разработанный Овсянниковым Д.С. программный продукт «Программа расчёта динамических параметров тягового органа скребкового конвейера с варьируемым числом сосредоточенных масс» используется при проведении лабораторных занятий по курсу «Автоматизация управления системами электроснабжения».

Председатель комиссии:
зав. каф. ЭТЭО, д-р. техн. наук, профессор — Соловьев А.Э.

Члены комиссии:
зам. зав. каф. ЭТЭО, канд. техн. наук, доцент — Климов С.А.
проф. каф. ЭТЭО, д-р. техн. наук, профессор — Ловчаков В.И.
Секретарь — Морозова М.С.

Акционерное общество
ЩЕКИНОАЗОТ

Симферопольская ул., д. 19, р.п. Первомайский,
Щекинский район, Тульская область, 301212
Тел.: (48751) 9-23-04 Факс: (48751) 9-28-60
9-30-08 E-mail: ao@azot.net
9-64-04 http: //www.n-azot.ru
ОКПО 05761695
ОГРН 1027100507015
ИНН/КПП 7118004789/660850001

Joint-Stock Company
SHCHEKINOAZOT

19 Simferopolskaya Street, Pervomayskiy,
Shchekino district, Tula region, Russia, 301212
Phone: (48751) 9-23-04 E-mail: ao@ azot.net
Fax: (48751) 9-28-60 http: //www.n-azot.ru

АКТ

о внедрении результатов диссертационной работы
ОВСЯННИКОВА Дмитрия Сергеевича,
представленной на соискание учёной степени кандидата технических наук по специальности 2.4.2. «Электротехнические комплексы и системы»

В практических интересах АО "Щёкиноазот" при эксплуатации поточно-транспортных систем, внедрены и используются следующие результаты диссертационной работы Овсянникова Д.С., имеющие научную и практическую значимость.

1. Способ согласованного управления многодвигательным электроприводом скребкового конвейера, обеспечивающий равномерное распределение нагрузки между его приводными электродвигателями, тем самым позволяя полностью использовать установленную мощность электропривода, увеличить его ресурс за счёт равномерного распределения прикладываемых усилий и улучшить энергетический режим работы приводных электродвигателей.

2. Метод двухэтапного частотного пуска электропривода скребкового конвейера, обеспечивающий безударный пуск конвейера при его полной загрузке с минимальным значением рывка в цепи тягового органа, уменьшающий вероятность обрыва цепи и выход из строя привода при пуске.

Директор технический В.В. Пономаренко

«Утверждаю»

Генеральный директор
ООО «Электротехническая промышленная компания»,
действительный член Академии электротехнических наук

_____ Б. И. Абрамов

14 декабря 2023 г.

АКТ

внедрения результатов диссертационной работы
ОВСЯННИКОВА Дмитрия Сергеевича,
представленной на соискание учёной степени кандидата технических наук по специальности
2.4.2. «Электротехнические комплексы и системы»

В научно-технических разработках ООО "Электротехническая промышленная компания" при проектировании новых поколений электротехнических комплексов горных машин и установок внедрены и используются следующие результаты диссертационной работы Овсянникова Д.С., имеющие научную и практическую значимость.

1. Математическая модель частотно регулируемого электропривода скребкового конвейера, учитывающая совместно работающие два и более приводных электродвигателя, динамические процессы в цепном тяговом органе, и позволяющая исследовать режимы пуска конвейера, дисбаланса загрузки его приводных электродвигателей и рассчитывать расход электроэнергии при эксплуатации конвейера.
2. Ресурсосберегающая методика управления многодвигательным скребковым конвейером, развивающая теорию управления электроприводом горных машин, и позволяющая обеспечить безударный пуск конвейера при его полной загрузке, равномерное распределение нагрузки между приводными электродвигателями, снижение потребления электроэнергии и увеличение ресурса элементов конвейера.

Зам. Генерального директора
по развитию бизнеса,
кандидат технических наук Иванов А.Г.