

Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования «Кузбасский государственный
технический университет имени Т.Ф. Горбачева»

На правах рукописи

Воронин Вячеслав Андреевич

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОМПЕНСАЦИИ РЕАКТИВНОЙ
МОЩНОСТИ В СИСТЕМАХ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ
УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Специальность 05.09.03 – «Электротехнические комплексы и системы»

Диссертация на соискание ученой степени

кандидата технических наук

Научный руководитель:

кандидат технических наук,

Непша Ф.С.

Кемерово – 2022

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1 НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ КОМПЕНСАЦИИ РЕАКТИВНОЙ МОЩНОСТИ В СИСТЕМАХ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ.....	11
1.1 Характеристика электротехнического комплекса выемочного участка угольной шахты.....	12
1.2 Анализ потребления активной и реактивной мощности электроприемниками угольных шахт.....	16
1.2.1 Режимы работы горно-шахтного оборудования выемочного участка.....	16
1.2.2 Статистический анализ электрической нагрузки очистного комбайна SL 900.....	18
1.2.3 Анализ характера потребления реактивной мощности горными машинами.....	34
1.3 Особенности компенсации реактивной мощности в системе электрообеспечения выемочного участка угольной шахты.....	39
1.3.1 Существующая практика компенсации реактивной мощности в угольных шахтах.....	39
1.3.2 Устройства компенсации реактивной мощности.....	40
1.4 Обоснование выбора модели потребления реактивной мощности.....	45
Выводы по главе 1.....	48
2 ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ.....	50
2.1 Проблема имитационного моделирования систем электрообеспечения угольных шахт и горного оборудования.....	50
2.1.1 Актуальное состояние проблемы.....	50

2.1.2 Требования к разрабатываемой имитационной модели	51
2.2 Моделирование системы электроснабжения выемочного участка	53
2.3 Моделирование горно-шахтного оборудования выемочного участка	54
2.3.1 Разработка имитационной модели очистного комбайна	54
2.3.2 Разработка имитационной модели лавного конвейера	71
2.3.3 Разработка имитационной модели перегружателя и дробилки	80
2.4 Моделирование устройств компенсации реактивной мощности.....	83
2.5 Моделирование характерных режимов работы выемочного участка	95
Выводы по главе 2.....	102
3 РАЗРАБОТКА ПОДХОДА К ВЫБОРУ ПАРАМЕТРОВ УКРВ В СЭС	
УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ	104
3.1 Анализ влияния параметров УКРМ на эффективность КРМ.....	104
3.1.1 Учет КРМ при проектировании СЭС выемочного участка.....	104
3.1.2 Выбор места размещения УКРМ	105
3.1.3 Выбор мощности УКРМ	114
3.1.4 Выбор количества ступеней УКРМ	118
3.2 Выбор оптимальных параметров УКРМ	123
3.2.1 Формулировка целевой функции оптимизации.....	123
3.2.2 Использование имитационной модели для оптимизации	126
3.2.3 Выбор метода оптимизации.....	127
3.2.4 Предварительная оптимизация мощности УКРВ.....	132
3.2.5 Формирование алгоритма выбора оптимальных параметров УКРВ.....	138
3.3 Разработка методологии компенсации реактивной мощности в системах электроснабжения выемочных участков угольных шахт	139
Выводы по главе 3.....	143

4 ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРЕДЛОЖЕННОЙ МЕТОДОЛОГИИ ОПТИМАЛЬНОГО РАЗМЕЩЕНИЯ КОМПЕНСИРУЮЩИХ УСТРОЙСТВ В СИСТЕМЕ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ	145
4.1 Описание системы электроснабжения рассматриваемого выемочного участка	145
4.2 Имитационное моделирование СЭС выемочного участка	148
4.3 Применение различных подходов для выбора параметров УКРВ	151
4.3.1 Оптимизация параметров имитационной модели	151
4.3.2 Оптимизация по массивам измерений	155
4.3.3 Аналитический подход к выбору параметров УКРВ	157
4.4 Сравнительный анализ различных подходов к КРМ	159
4.5 Практические рекомендации выбора параметров УКРВ	161
Выводы по главе 4	164
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	166
СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ	169
Список литературы	170
Приложение А	183
Приложение Б	189
Приложение В	192
Приложение Г	193

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. Несмотря на мировую тенденцию к отказу от углеводородного топлива в пользу более экологически чистых топливно-энергетических ресурсов, спрос на уголь и развитие угольной промышленности сохранится в ближайшие десятилетия.

Существенный рост энерговооруженности горно-шахтного оборудования (ГШО) привел к росту электропотребления угольных шахт, а увеличение глубины залегания разрабатываемых пластов – к снижению энергетической эффективности угледобычи в результате увеличения потерь электроэнергии при ее передаче по протяженной подземной распределительной сети угольной шахты. Повышение энергоэффективности позволит уменьшить удельное электропотребление на тонну добываемого угля и повысить конкурентоспособность угольной продукции. Это особенно актуально для механизированного комплекса выемочных участков, находящихся на большой глубине и имеющих большую единичную мощность.

Появление на рынке устройств компенсации реактивной мощности (УКРМ) во взрывозащищенном исполнении, в частности высоковольтных конденсаторных установок рудничного исполнения – УКРВ, открывает возможность для разгрузки протяженной кабельной сети угольной шахты от реактивной мощности при размещении УКРВ под землей, вблизи основных потребителей реактивной мощности.

Однако ГШО выемочных участков работает в тяжелых условиях с резко-переменным режимом работы. На электропотребление выемочных участков оказывают влияние горно-геологические условия, технологические параметры горных машин, а также выполняемые технологические операции. Оценка влияния перечисленных факторов на потребление реактивной мощности ГШО является сложной и нерешенной к настоящему времени задачей, в связи с чем проблема выбора мощности, числа ступеней, мест размещения и количества УКРВ в подземной части системы электроснабжения (СЭС) выемочных участков угольных шахт остается нерешенной.

Степень разработанности темы исследования. В работах Ю.С. Железко, Б.И. Кудрина, А.А. Федорова, А.А. Губко, М.И. Озерного, Л.А. Плащанского, А.А. Герасименко, Я.Э. Шклярского, М.А.Х. Толба и В.Н. Тульского, Е.А. Третьякова, В.В. Дабарова, Р.В. Беляевского, Kuang Jie, H.F. Vilgin показана целесообразность оптимизации КРМ и учета неравномерного характера электрических нагрузок. В работах С.С. Кубрина, С.Н. Решетняка и А.М. Бондаренко подчеркивается актуальность снижения энергоемкости угледобычи. Однако несмотря на значительный объем проведенных исследований, существующие подходы и методики компенсации реактивной мощности (КРМ) не адаптированы для использования в условиях СЭС выемочных участков угольных шахт. В вышеперечисленных работах не были рассмотрены особенности работы ГШО, а также влияние технологического процесса и горно-геологических условий на потребление реактивной мощности электроприводом ГШО.

Цель работы заключается в разработке подходов к выбору рациональной мощности, числа ступеней, количества и мест размещения УКРМ на стадиях проектирования и эксплуатации СЭС выемочных участков угольных шахт.

Идея работы состоит в учете особенностей технологического процесса угледобычи, горно-геологических условий и неравномерного характера потребления реактивной мощности ГШО при выборе параметров УКРМ.

Основные задачи исследования:

1. Выявить факторы и закономерности, определяющие профиль потребления активной и реактивной мощности электрооборудования выемочного участка угольной шахты.
2. Разработать комплексную имитационную модель СЭС выемочного участка угольной шахты и электроприводов ГШО для моделирования электрической нагрузки СЭС выемочного участка в динамическом режиме работы.
3. Выявить факторы и закономерности, определяющие выбор параметров ступенчатых УКРМ в условиях неравномерных электрических нагрузок.

4. Сформулировать подходы к выбору параметров автоматических ступенчатых УКРВ в СЭС угольных шахт в условиях неравномерных электрических нагрузок.

5. Выполнить оценку эффективности предложенного подхода на примере одной из угольных шахт Кемеровской области.

Научная новизна работы:

1. Впервые выполнен статистический анализ массивов измерений электрических и технологических параметров выемочного участка с очистным комбайном Eickhoff SL 900, результаты которого использованы для формирования типового сценария рабочей смены выемочного участка.

2. Предложен подход к выбору мощности ступеней автоматических УКРВ с помощью методов оптимизации на основе гистограммы частот результатов измерения потребляемой реактивной мощности, не требующий имитационного моделирования.

3. Разработана комплексная имитационная модель СЭС выемочного участка и электроприводов ГШО, отличающаяся от известных тем, что: объединяет все основные горные машин и СЭС в рамках одной общей модели; учитывает особенности технологического процесса и характера электропотребления горных машин; учитывает работу автоматических ступенчатых УКРВ.

4. Предложен подход к выбору параметров автоматических ступенчатых УКРВ на основе оптимизации параметров УКРВ имитационной модели, отличающийся от существующих тем, что учитывает особенности технологического процесса выемочного участка и неравномерный характер электрических нагрузок горных машин.

Теоретическая и практическая значимость. Предложенный подход к разработке мероприятий по КРМ с учетом динамического характера электрических нагрузок может быть использован для повышения энергоэффективности СЭС угольных шахт, проведенные исследования характера электрических нагрузок ГШО могут быть использованы для прогнозирования электрических нагрузок угольных шахт и для актуализации расчетных коэффициентов графиков

электрической нагрузок для повышения точности определения расчетной мощности. Полученные результаты могут быть распространены на другие предприятия минерально-сырьевого комплекса.

Результаты работы могут быть рекомендованы для использования в проектной деятельности и использованы при актуализации нормативно-технических документов по проектированию СЭС угольных шахт.

Методология и методы исследования. При выполнении диссертационной работы для решения поставленных задач и обеспечения достоверности результатов применялись: теоретические основы электротехники и электромеханики; известные методики расчета усилий резания и подачи на резцах и усилий в звеньях тягового органа скребкового конвейера; компьютерное имитационное моделирование; методы оптимизации; методы математической статистики; методы объектно-ориентированного программирования.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Имитационная модель СЭС выемочного участка угольной шахты для выбора мощности, числа ступеней, количества и мест размещений УКРВ должна учитывать горно-геологические условия и особенности режимов работы ГШО.

2. Выбор мощности, числа ступеней, количества и мест размещений УКРВ определяется протяженностью кабельной линии от поверхности до передвижных участковых подземных подстанций, коэффициентом загрузки электроприводов ГШО и размахом изменения потребляемой реактивной мощности.

3. Предложенные подходы, учитывающие неравномерный характер электропотребления, особенности технологического процесса работы ГШО и горно-геологические условия, позволяют определить рациональную мощность, число ступеней, количество и места размещения УКРВ.

Достоверность научных положений и выводов, сформулированных в диссертационной работе, обеспечивается: соответствием величин, полученных с помощью имитационного моделирования, с результатами измерений токовой нагрузки; использованием апробированного программного обеспечения.

Личный вклад автора заключается в выполнении основного объема исследований, изложенных в работе, в обработке, анализе, обобщении полученных результатов, формулировке выводов и в личном участии в апробации результатов исследования и подготовке основных публикаций по выполненной работе.

Реализация выводов и рекомендаций работы. Анализ научно-технической проблемы КРМ в СЭС выемочных участков угольных шахт (глава 1) и имитационное моделирование электропривода очистного комбайна (глава 2) выполнены при поддержке Гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых № МК-236.2020.8, имитационное моделирование электроприводов скребкового конвейера, перегружателя и дробилки (глава 2), разработка подходов к выбору параметров УКРВ (глава 3) и апробация предложенных подходов (глава 4) выполнены при поддержке государственного задания Министерства науки и высшего образования Российской Федерации (№ 075-03-2021 138/3). Полученные теоретические и практические результаты работы используются в учебном процессе ФГБОУ ВО «КузГТУ» для подготовки бакалавров и магистров по направлению «Электроэнергетика и электротехника» и рекомендованы к использованию в работе в ООО «СофтКАТЭН».

Апробация работы. Основные положения диссертационной работы докладывались и обсуждались на конференциях: Научно-практический угольный форум НОЦ «Кузбасс», Кемерово, 2020 г.; Всероссийская научно-практическая конференция «Энергетика и энергосбережение: теория и практика», Кемерово, 2020-2021 гг.; Международная конференция 2020 Ural Smart Energy Conference (USEC), Екатеринбург, 2020 г.; Международный научный симпозиум «Неделя горняка-2021», Москва, 2021 г.; Международный инновационный горный симпозиум, Кемерово, 2021 г.; Всероссийская научно-практическая конференция молодых ученых «Россия Молодая», Кемерово, 2021 г.; Международная научно-практическая конференция «Инновации и перспективы развития горного машиностроения и электромеханики: IPDME-2021», Санкт-Петербург, 2021 г.; Шестой Международный Инновационный Горный Симпозиум, Кемерово, 2021 г.;

Ural-Siberian Smart Energy Conference (USSEC 2021), Новосибирск, 2021 г.; Всероссийская Молодежная Научно-Практическая Конференция «Энергостарт», Кемерово, 2021 г.; 2021 IEEE 15th International Conference Of Actual Problems Of Electronic Instrument Engineering (APEIE), Новосибирск, 2021 г.

Публикации. Общее количество публикаций по теме диссертационной работы – 18 печатных работ, 4 из которых – в ведущих журналах, рекомендованных списком ВАК, 9 – в журналах и трудах научных конференций, индексируемых в международных базах Web of Science, Scopus, 7 – в материалах и трудах всероссийских и международных научных конференций, 1 – результат интеллектуальной деятельности.

Структура и объем диссертации. Диссертационная работа состоит из введения, четырех глав, заключения и списка литературы из 114 наименований. Работа изложена на 194 страницах машинописного текста и содержит 86 рисунков, 23 таблицы и 4 приложений.

Автор выражает благодарность сотрудникам кафедры Электроснабжения горных и промышленных предприятий КузГТУ, а также лично д.т.н. Лебедеву Г.М. за поддержку, оказанную при работе над диссертацией.

1 НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ КОМПЕНСАЦИИ РЕАКТИВНОЙ МОЩНОСТИ В СИСТЕМАХ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Несмотря на мировую тенденцию к отказу от углеводородного топлива в пользу более экологически чистых топливно-энергетических ресурсов, спрос на уголь и развитие угольной промышленности сохранится в ближайшие десятилетия [1–5].

Программа развития угольной промышленности России на период до 2035 г. [6] предусматривает повышение конкурентоспособности российских угольных компаний в т.ч. за счет технологического развития угольной промышленности: модернизации и технического перевооружения; внедрения угольными компаниями высокоэффективных технологий угледобычи; внедрения цифровых технологий в процессах добычи и переработки угля с элементами промышленной стратегии «Индустрия 4.0».

Однако несмотря на рост энерговооруженности, проектирование электроснабжения выемочных участков угольных шахт по-прежнему выполняется в соответствии с «Инструкцией по проектированию электроустановок угольных шахт, разрезов, обогатительных и брикетных фабрик» (1993 г.) (далее - Инструкция) [7]. Данная Инструкция разрабатывалась в 60-80-е гг. XX века и поэтому не учитывает особенностей электротехнического комплекса выемочных участков современных угольных шахт. В то же время с развитием технологий появились новые устройства компенсации реактивной мощности (УКРМ) со взрывозащищенным исполнением, позволяющим размещать их непосредственно в условиях горных выработок, а также новые управляемые УКРМ для динамической компенсации реактивной мощности (КРМ) (устройства FACTS второго поколения).

В работах Ю.С. Железко [8], Б.И. Кудрина [9], А.А. Федорова [10], А.А. Губко [11], М.И. Озерного [12], Л.А. Плащанского [13], А.А. Герасименко [14], Я.Э. Шклярского [15], М.А.Х. Толба и В.Н. Тульского [16], Е.А. Третьякова [17], В.В.

Дабарова [18], Р.В. Беляевского [19], Kuang Jie [20], Н.Ф. Bilgin [21] показана целесообразность оптимизации КРМ и учета неравномерного характера электрических нагрузок. Несмотря на большой объем проведенных исследований, проблема выбора параметров управляемых УКРМ в условиях выемочных участков угольных шахт при учете динамического характера изменения нагрузки и особенностей технологического процесса недостаточно освещена в литературе.

Существующие подходы к проектированию и развитию систем электроснабжения (СЭС) выемочных участков угольных шахт не позволяют в полной мере реализовать потенциал повышения энергоэффективности. В итоге отечественный уголь рискует потерять свою конкурентоспособность на мировом и внутреннем рынках, что негативно повлияет на экономику угледобывающих регионов и экономику Российской Федерации в целом. Снижение энергоемкости угледобычи является актуальным вопросом, что подтверждается работами С.С. Кубрина, С.Н. Решетняка и А.М. Бондаренко [22–25]. Отсутствие исследований в области КРМ в СЭС выемочных участков угольных шахт делает весьма проблематичной реализацию потенциала энергосбережения.

В связи с вышесказанным необходимо проведение исследований потребления реактивной мощности выемочными участками угольных шахт с современным горно-шахтным оборудованием (ГШО) и оценки эффективности применения новых УКРМ в условиях выемочных участков.

1.1 Характеристика электротехнического комплекса выемочного участка угольной шахты

В состав механизированного комплекса очистных забоев входит следующее основное электрооборудование: очистной комбайн; лавный конвейер; перегружатель; дробилка.

Очистной комбайн является основной технологической машиной выемочного участка, задающей нагрузку всем остальным технологическим звеньям очистного участка и шахты. Как отмечается в работе [26], на 2017 год в АО

«СУЭК-Кузбасс» эксплуатируются комбайны с суммарной мощностью приводов резания от 570 до 1650 кВт, что делает очистной комбайн одной из наиболее энергоемких горных машин в СЭС выемочного участка. Принимая во внимание большую мощность и резко-переменный режим работы электропривода очистного комбайна, можно сделать вывод, что комбайн является основным источником неравномерности характера электрической нагрузки СЭС выемочных участков [27–29].

Очистные комбайны предназначены для отделения угля от массива, дробления его до транспортабельных кусков и навалки на забойный конвейер или другое средство доставки. Современные узкозахватные очистные комбайны имеют один или два исполнительных органа, привод которых осуществляется от одного или двух электродвигателей. По типу исполнительного органа очистные комбайны разделяются на барабанные или шнековые с горизонтальной осью вращения, барабанные с вертикальной осью вращения и корончатые.

Нагрузки на исполнительном органе очистных комбайнов зависят от режима его работы. В рабочем режиме нагрузки на исполнительном органе носят резко переменный стохастический характер и условно могут быть разделены на три составляющие в зависимости от частот их изменения [27]:

- особо низкая с частотами 10^{-2} – 10^{-3} Гц, зависящая от изменчивости сопротивляемости угля резанию по длине лавы;
- низкая с частотами 1-3 Гц, определяемая конструкцией исполнительного органа и неравномерностью подачи машины;
- высокая – в виде сплошного спектра частот, характеризующаяся изменчивостью хрупкопластичных свойств угля и сопротивляемости угля резанию в сечении вынимаемого пласта.

Режим работы электродвигателя определяется графиком нагрузки, характеризующим изменение нагрузки во времени, продолжительностью его включения (ПВ) и продолжительностью цикла ($t_{ц}$).

Нагрузка электродвигателей очистных комбайнов формируется в зависимости от выемки угля (разрушение, вынос из зоны резания, погрузка на конвейер) и перемещения комбайна вдоль забоя.

Главным в формировании нагрузки на электродвигатель является процесс разрушения угля, а так как сопротивляемость разрушаемого массива изменяется по закону случайных чисел, то нагрузки на электродвигатель в процессе работы очистного комбайна также имеют случайный характер и могут быть описаны случайной функцией пути его движения или при постоянной скорости подачи – случайной функцией времени.

Работе очистных комбайнов свойственны неравномерный характер формирования нагрузки на исполнительном органе, пуски электродвигателя, возможность полного или частичного стопорения исполнительного органа. Эти управляющие и возмущающие воздействия обуславливают переходные процессы в электроприводе очистных комбайнов.

Скребковые конвейеры (СК) используются для транспортировки угля из очистного забоя к ленточному конвейеру. Современные СК имеют производительность до 5000 т/ч, длину става – до 485 м и суммарную установленную мощность – до 3200 кВт [30] и более.

Приводные блоки СК могут иметь одностороннее или двустороннее расположение. Обычно устанавливают от 1 до 4 приводных блоков.

В настоящее время большинство СК работает с неизменной скоростью движения цепи [31]. Запуск электропривода таких СК осуществляется прямым включением на напряжение сети. Для снижения пусковых токов в электроприводе СК используются асинхронные двигатели следующих исполнений: с фазным ротором; с двойной беличьей клеткой; двухскоростные [32]. Наибольшее распространение получили трехфазные асинхронные взрывобезопасные электродвигатели с короткозамкнутым ротором [30].

Для увеличения срока службы СК, снижения электропотребления и облегчения пусковых процессов в последние десятилетия в электропривод СК внедряются системы регулирования скорости и плавного пуска [32, 33].

Промышленностью освоен выпуск мощных преобразователей частоты (ПЧ) рудничного исполнения для сетей высокого напряжения. Например, компания «Cat» производит ПЧ, мощностью до 1200 кВт на напряжение 3300 В [34].

Для приема горной массы из лавы и дальнейшей передачи на магистральные ленточные конвейеры в составе очистных механизированных комплексов применяется перегружатели. При необходимости перед перегружателем устанавливается дробилка, предназначенная для раздробления кусковой горной массы размерами до 1000 мм на фракции, удобные для транспортирования и переработки.

На рисунке 1 приведены результаты анализа установленной мощности горно-шахтного оборудования выемочных участков ряда угольных шахт Кемеровской области.

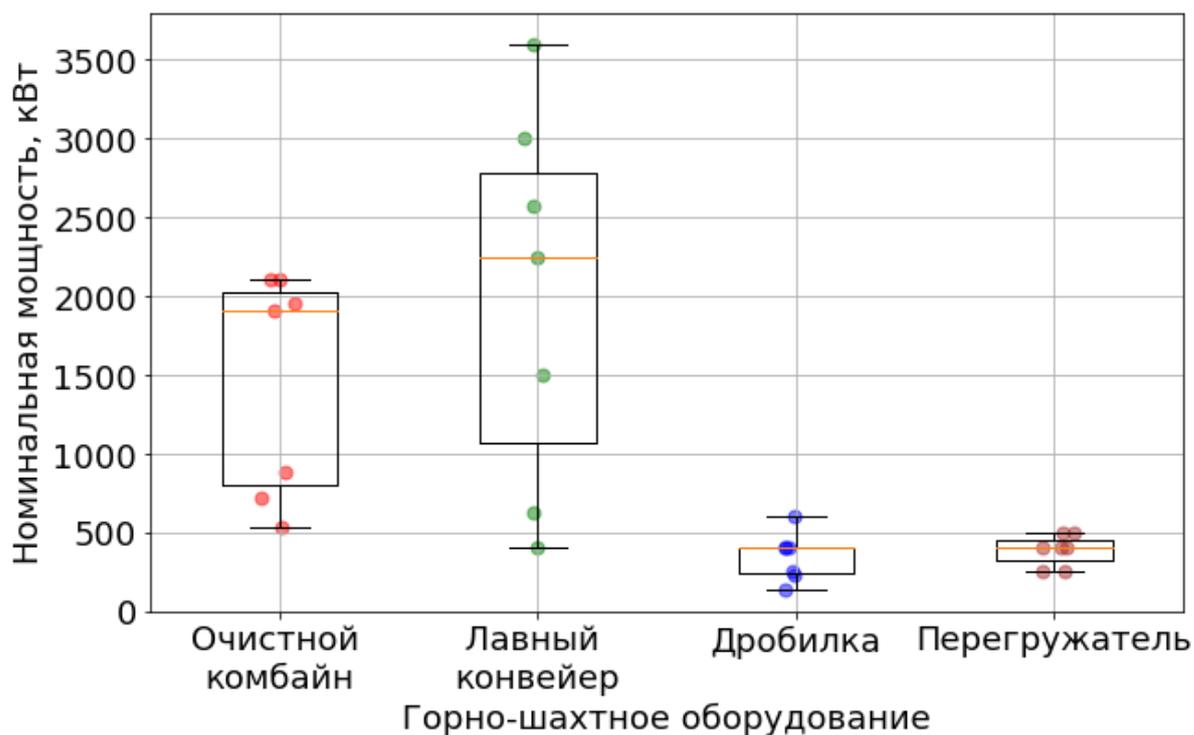


Рисунок 1 – Коробчатая диаграмма номинальных мощностей ГШО угольных шахт Кемеровской области

Как отмечается в работах [35–39], совершенствование выемочного оборудования в последние десятилетия осуществляется в направлении повышения

его энерговооруженности и производительности. Выемочные участки современных угольных шахт работают на напряжении 3300 В, а суммарная установленная мощность их электрооборудования может превышать 6 МВт. Как следует из рисунка 1, наиболее мощными потребителями очистных забоев является электропривод очистного комбайна и лавного конвейера, таким образом, именно их работа будет в основном формировать профиль электрической нагрузки СЭС выемочных участков. В связи с этим важной задачей является оценка фактической электрической нагрузки электроприводов ОК и СК и характера ее изменения.

Необходимо отметить, что в последние десятилетия наблюдается тенденция к увеличению длины лавы [26]. В совокупности с ростом энерговооруженности ГШО, это приводит к изменению режимов работы горных машин. В связи с этим принятые во второй половине XX века справочные параметры и подходы к определению значений коэффициента спроса, коэффициента использования, коэффициента машинного времени могут потерять свою актуальность, что вызовет погрешность определения расчетных электрических нагрузок на этапе проектирования СЭС выемочных участков. Еще в работе [40] была отмечена малая точность метода коэффициента спроса для определения расчетных мощностей выемочного участка. Поэтому для точной оценки характера электропотребления СЭС выемочных участков необходимо использовать результаты измерений и методы имитационного моделирования.

1.2 Анализ потребления активной и реактивной мощности электроприемниками угольных шахт

1.2.1 Режимы работы горно-шахтного оборудования выемочного участка

Выемочные участки, как правило, работают по трехсменному графику в течение 24 часов. Одна смена является ремонтной, в ходе которой выполняется техническое обслуживание энергопоезда, комбайна, конвейеров, обмывка секций

от угольной пыли и т.д. В течение рабочих смен последовательно выполняются следующие технологические операции:

- зарубка комбайна;
- выемка верхней пачки угля;
- передвижка секций крепи;
- выемка нижней пачки угля;
- передвижка лавного конвейера;
- концевые операции;
- передвижка перегружателя.

Выполняемые технологические операции определяют характер изменения электрических нагрузок ГШО. Укрупненно электрический режим СЭС выемочного участка можно разделить на три стадии:

1) Рабочий режим, в течение которого комбайном производится зарубка, рабочий ход и зачистка. Электрическая нагрузка комбайна в данном режиме определяется величиной сопротивляемости разрушаемого угольного пласта резанию и скоростью подачи. Электрическая нагрузка лавного конвейера, перегружателя и дробилки определяется массой отбитого угля.

2) Холостой ход, в течение которого подача комбайна отсутствует. В этом режиме привод резания комбайна работает на холостом ходу, а лавный конвейер, перегружатель и дробилка могут некоторое время находиться в рабочем режиме при наличии остаточной массы отбитого угля.

3) Отключение, при котором напряжение с электроприводов всех горных машин снято.

Характерной особенностью выемочного участка является взаимосвязанность режимов работы всех горных машин, объединенных единым технологическим процессом. В нормальном режиме работы все горные машины выемочного участка работают совместно. При остановке комбайна на холостой ход также выходят и остальные горные машины при исчезновении транспортируемой массы угля. Данный факт оказывает существенное влияние на характер изменения потребляемой реактивной мощности СЭС выемочного участка, ограничивая

степень ее неравномерности, в связи с тем, что реактивная мощность асинхронного электропривода определяется в основном мощностью холостого хода.

1.2.2 Статистический анализ электрической нагрузки очистного комбайна SL 900

Одним из самых мощных очистных комбайнов в угольной отрасли России является Eickhoff SL 900 [41]. Суммарная установленная мощность его электропривода составляет 2104 кВт, что примерно в 4,5 раз больше [26] мощности электроприводов очистных комбайнов используемых во второй половине XX в. (на момент разработки Инструкции [7]). Значительное увеличение энергоемкости, а также длин лав может существенно сказаться на режимах работы современных выемочных участков. Интерес представляет сравнение статистических показателей режимных параметров (продолжительности периодов работы и простоев комбайна, продолжительности включения, коэффициента машинного времени, коэффициента формы токовой нагрузки и др.) современного очистного комбайна с аналогами, используемыми в XX веке (2К52, 1К101).

Для решения поставленной задачи был выполнен статистический анализ массивов измерений электрических и технологических параметров, накопленных SCADA в СЭС выемочного участка одной из угольных шахт Кемеровской области. Исследуемый выемочный участок оснащен очистным комбайном Eickhoff SL 900, производительность которого составляет 3000-5000 т/час. Суммарная номинальная мощность электропривода комбайна 2104 кВт. Привод резания имеет номинальную мощность 2х825 кВт и работает на напряжении 3300 В, привод подачи – 2х150 кВт. Нагрузка на очистной забой составляет до 20 000 т/сут, режим работы трехсменный.

На рисунке 2 приведена структурная схема СЭС рассматриваемого выемочного участка.

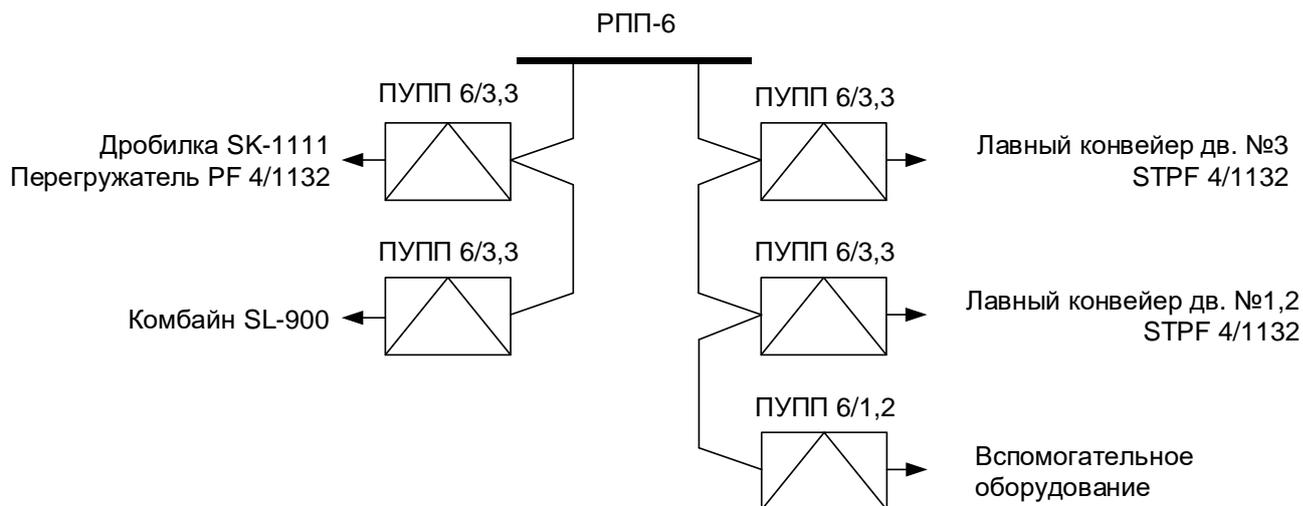


Рисунок 2 – Структурная схема системы электроснабжения выемочного участка

С помощью системы SCADA были собраны массивы данных с измерениями:

- а. токовой нагрузки правого $I_{рез.прав}$ и левого $I_{рез.лев}$ привода резания комбайн;
- б. токовой нагрузки привода подачи комбайна $I_{под}$;
- в. скорости подачи комбайна $V_{под}$;
- г. относительного положения комбайна L ;
- д. грузопотока ленточного конвейера Q .

Массивы данных содержат измерения за период в 72 дня. Массивы измерений формировались в асинхронном режиме опроса с записью данных только при их изменении на величину, большую заданной апертуры. Частота обновления данных сервера составляет 5 сек.

Обработка измерений выполнена на языке программирования Python с использованием программной библиотеки pandas для обработки и анализа данных, библиотеки scikit-learn для кластерного анализа и библиотек matplotlib и seaborn для построения графиков.

Особенностью анализируемых массивов данных является то, что они формируются в асинхронном режиме, когда имеется мертвая зона «апертура», при выходе за которую считается, что текущее значение изменилось. Это позволяет снизить требования к объему базы данных, обеспечить подавление шумов (мелких хаотических отклонений) и «дребезга» при опросе тегов. В связи с этим исходные

массивы данных имеют разный размер и несовпадающие метки времени. Кроме того, при работе выемочного участка периодически возникают кратковременные нарушения связи. Потеря связи с очистным комбайном фиксировалась в отдельном массиве, при наличии сигнала о недостоверности данных измерений следует не учитывать остальные сигналы измерительной информации от очистного комбайна. Часть смен за рассматриваемый период оказались нерабочими и были исключены из временного ряда. Таким образом, для выполнения статистического анализа требуется предварительная обработка массивов данных, алгоритм которой показан на рисунке 3.



Рисунок 3 – Блок-схема алгоритма обработки массивов данных

Для оценки времени работы и простоя очистного комбайна был разработан алгоритм обработки данных, выполняющий подсчет серий нулевых и ненулевых значений измеряемого тока, идущих подряд. Медианное значение времени

включения ($t_{в}$) привода резания комбайна составляет 10,75 мин. Наиболее часто наблюдаются короткие рабочие интервалы (до 1 мин). Остановки комбайна также кратковременны, медианное значение времени простоя ($t_{о}$) составляет 4,33 мин (рисунок 4). Медианное значение времени цикла работы комбайна ($t_{ц}$) составило 21,16 мин, а продолжительности включения (ПВ) – 0,69 (рисунок 5).

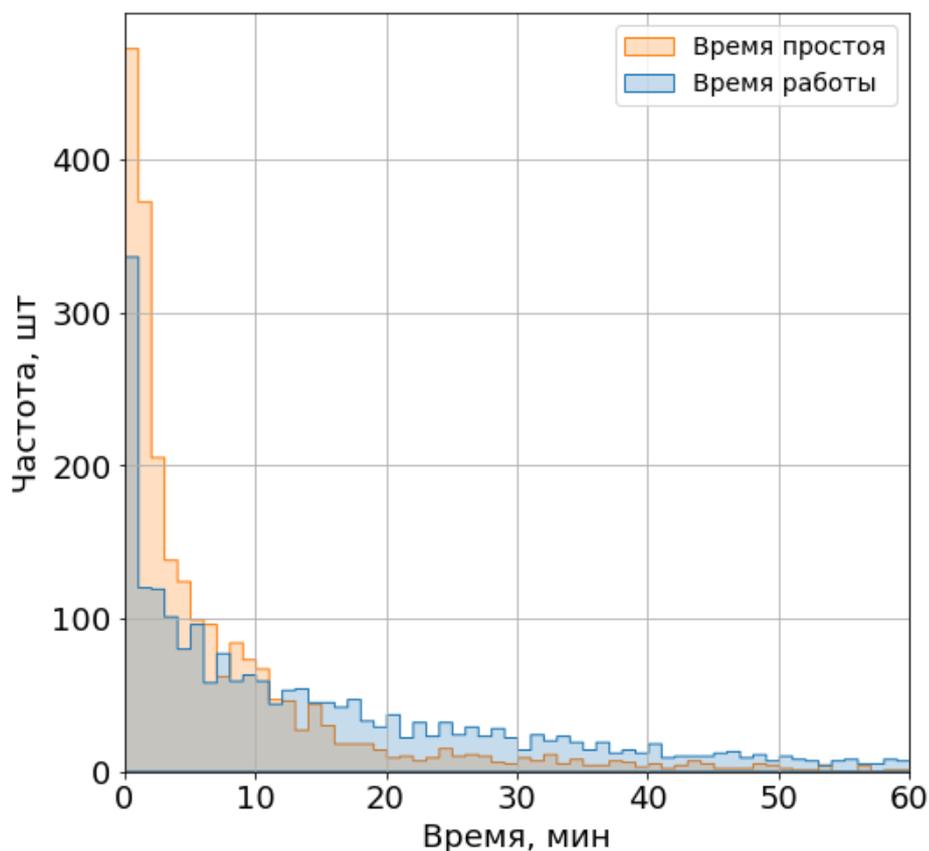


Рисунок 4 – Гистограмма частот продолжительности работы и простоя

На основе результатов обработки измерений было установлено, что среднее время работы комбайна в течение смены составляет 266,1 мин. Исследуемый очистной забой работает по трехсменному режиму. Среднее время работы комбайна различается в зависимости от смены. Наименьшее среднее время работы наблюдается в первую смену (200,9 мин), в течение которой выполняется техническое обслуживание. Среднее время работы во вторую и третью смену различаются незначительно (292,8 и 304,8 мин). По полученным данным был рассчитан коэффициент машинного ($K_{\text{маш}}$) времени (таблица 1):

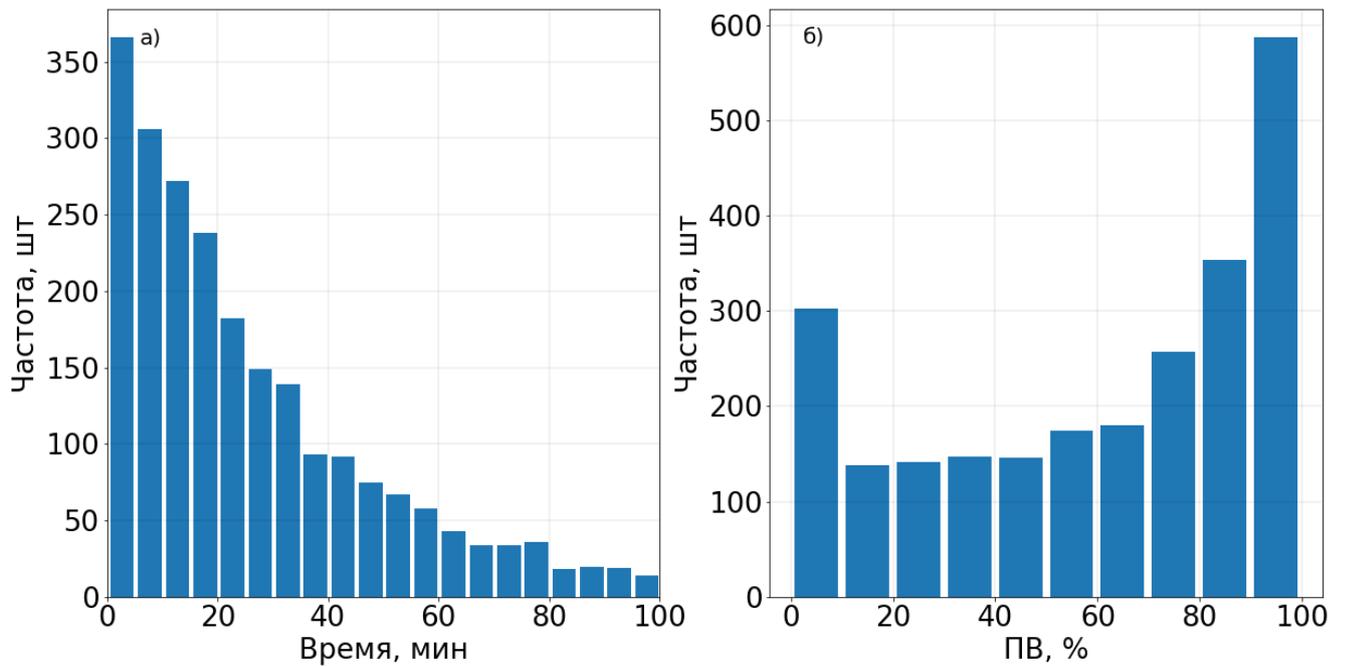


Рисунок 5 – Гистограмма частот продолжительности времени цикла (а) и ПВ (б)

$$K_{\text{маш}} = t_{\text{раб}} / t_{\text{см}} ,$$

где $t_{\text{раб}}$ – время работы комбайна в смену, ч; $t_{\text{см}}$ – длительность смены, ч.

Таблица 1 – Коэффициент машинного времени очистного комбайна

Условие расчета	$K_{\text{маш}}$
Среднее значение по трем сменам	0,55
Среднее значение по 1-й смене	0,42
Среднее значение по 2-й смене	0,61
Среднее значение по 3-й смене	0,63

Технологические стадии работы очистного комбайна включают в себя: зарубку; рабочий ход; зачистку. В ходе отбойки угля выемочный комбайн движется вдоль всей линии забоя. На рисунке 6 показан фрагмент суточного графика токовой нагрузки привода резания (суммарно по левому и правому приводу) $I_{\text{рез}}$ и привода подачи $I_{\text{под}}$ комбайна с наложением изменения относительного положения комбайна L .

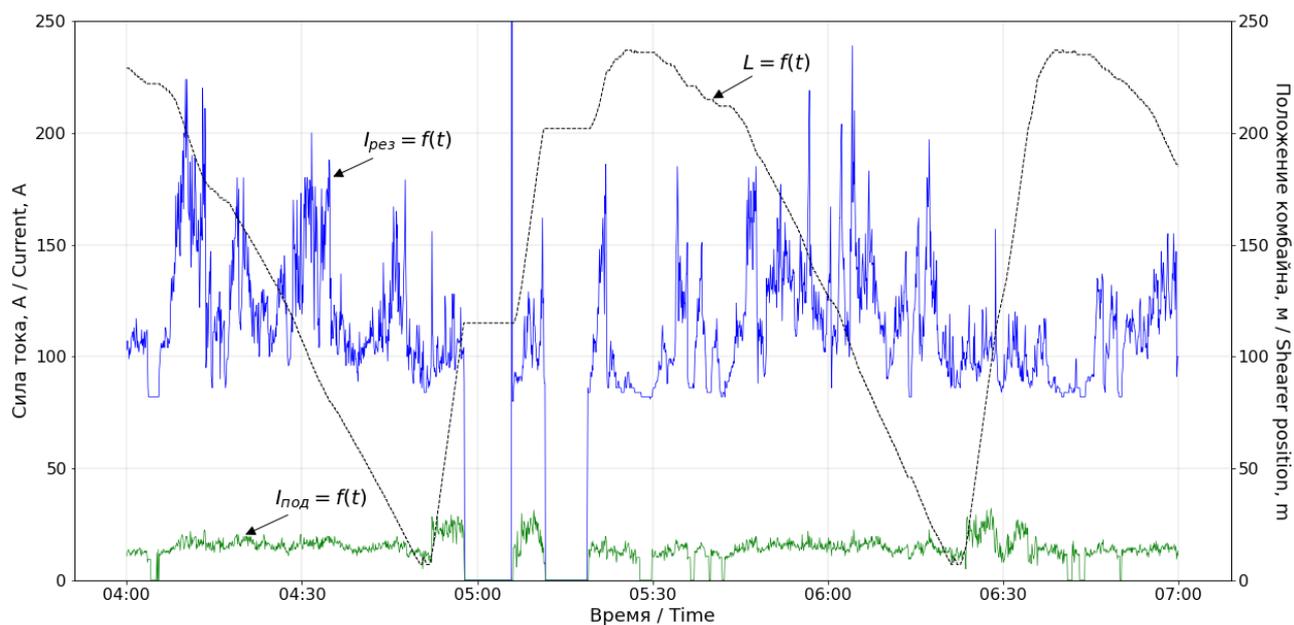


Рисунок 6 – Зависимость тока привода резания $I_{рез}$, привода подачи $I_{под}$ и относительного положения очистного комбайна L от времени

График токовой нагрузки привода резания очистного комбайна $I_{рез}$ существенно неравномерный (рисунок 6). Как было отмечено выше, работа комбайна сопровождается частыми остановкам и пусками. Но и в процессе непрерывной работы потребляемый электроприводом ток варьируется в достаточно широких пределах, что обусловлено как технологическими условиями работы, так и влиянием множества случайных факторов на нагруженность электропривода резания.

Для анализа токовой нагрузки привода резания очистного комбайна в нормальном рабочем режиме была выполнена обработка массивов измерений, в результате которой были исключены все технологические операции комбайна, при которых направление его перемещения меняется чаще одного раза в 10 минут. Таким образом были исключены концевые операции и отклонения от нормального рабочего режима. По полученному массиву токовой нагрузки построена гистограмма частот (рисунок 7). Нагрузка между правым и левым приводом резания распределена неравномерно. Средняя нагрузка на левом приводе резания составляет 68,86 А, а на правом – 48,64 А. Также различается и степень неравномерности нагрузки, стандартное отклонение на левом приводе резания

29,26 А, а на правом – 10,4 А. Коэффициент формы суммарного графика токовой нагрузки обоих приводов резания в среднем составляет 0,28:

$$K_{\phi} = I_{\text{ско}}/I_{\text{ср}}, \quad (1)$$

где $I_{\text{ско}}$ – стандартное отклонение тока, А; $I_{\text{ср}}$ – среднее значение тока, А.

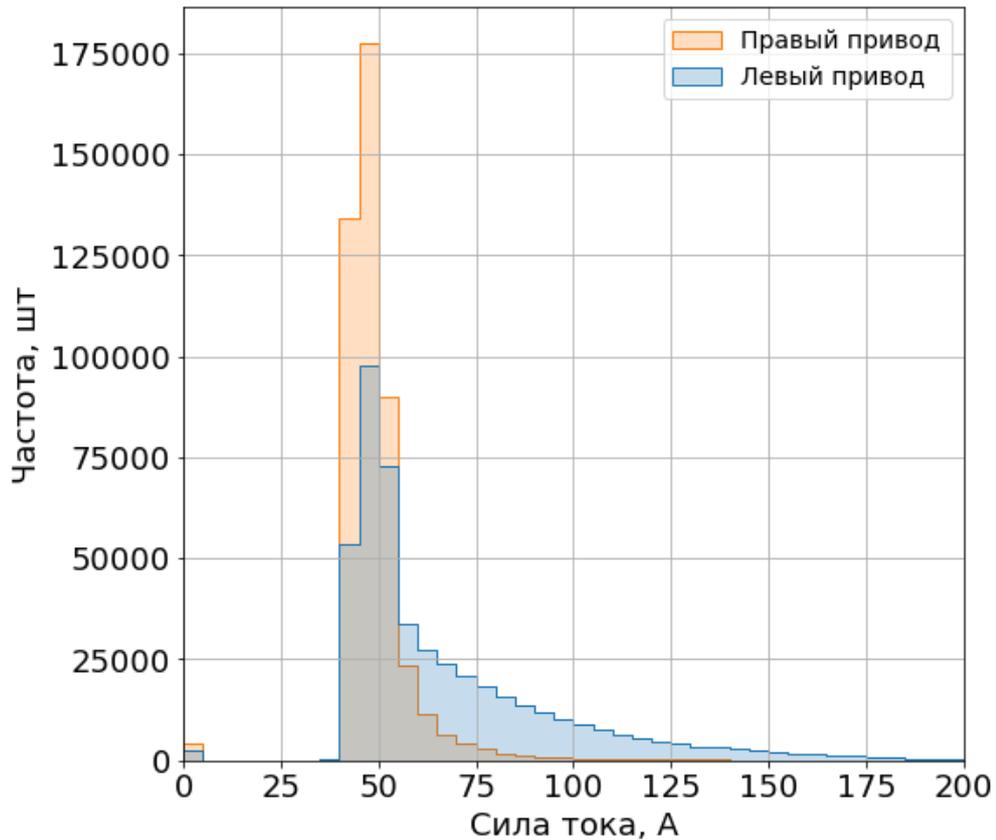


Рисунок 7 – Гистограмма частот токовой нагрузки приводов резания очистного комбайна

Стоит отметить, что при анализе всего массива измерений токовой нагрузки без его обработки с выделением только нормального рабочего режима, коэффициент формы имеет значительно большую величину и в среднем составляет 0,45. Таким образом проведение концевых и маневровых операций, отклонение от нормального рабочего режима сопровождаются увеличением неравномерности токовой нагрузки комбайна.

Влияние технологических характеристик работы очистного комбайна на динамику изменения токов привода резания отражено на тепловых картах корреляции (рисунок 8).

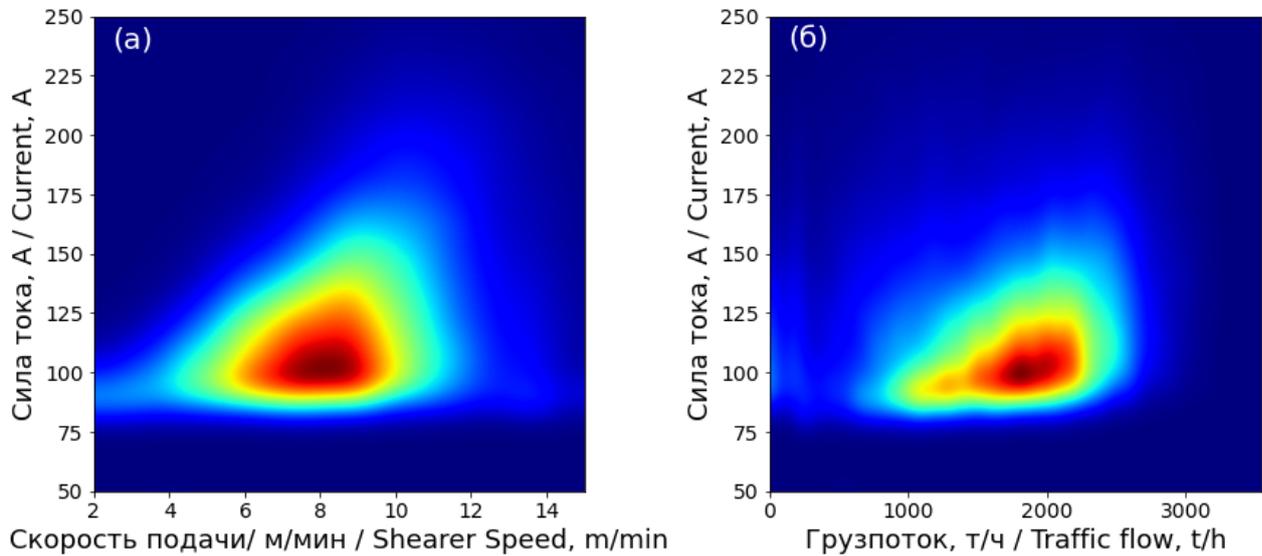


Рисунок 8 – Тепловые карты корреляции силы тока привода резания со скоростью подачи очистного комбайна (а) и грузопотоком конвейера (б)

Измерительная информация по грузопотоку была получена с ленточного конвейера исследуемой шахты, удаленного от рассматриваемого выемочного участка, в связи с чем результаты измерения грузопотока имеют временное смещение относительно результатов измерения электрических и технологических параметров очистного комбайна. Для приведения временных рядов измерений к общему времени выполнена серия расчетов коэффициентов корреляции между токовой нагрузкой комбайна и грузопотоком ленточного конвейера при различных значениях временного смещения между рядами измерений. Выбрана величина смещения, соответствующая наибольшему коэффициенту корреляции.

Корреляционный анализ показал, что скорость подачи и грузопоток конвейера имеют слабую связь с токовой нагрузкой привода резания комбайна (коэффициент корреляции $R < 0,2$). Динамика изменения нагруженности привода резания в основном определяется наличием отдельных твердых включений в разрушаемом массиве угля, а грузопоток конвейера обусловлен также отжатием

породы и передвижкой конвейера. Это объясняет достаточно широкую область рассеяния значений силы тока привода резания при неизменном грузопотоке (рисунок 8, б).

Основные характеристики исследуемого очистного комбайна, определенные по результатам статистического анализа, показаны на коробчатой диаграмме (рисунок 9), на которую наложены диапазоны значений данных показателей, приведенные в работе [27].

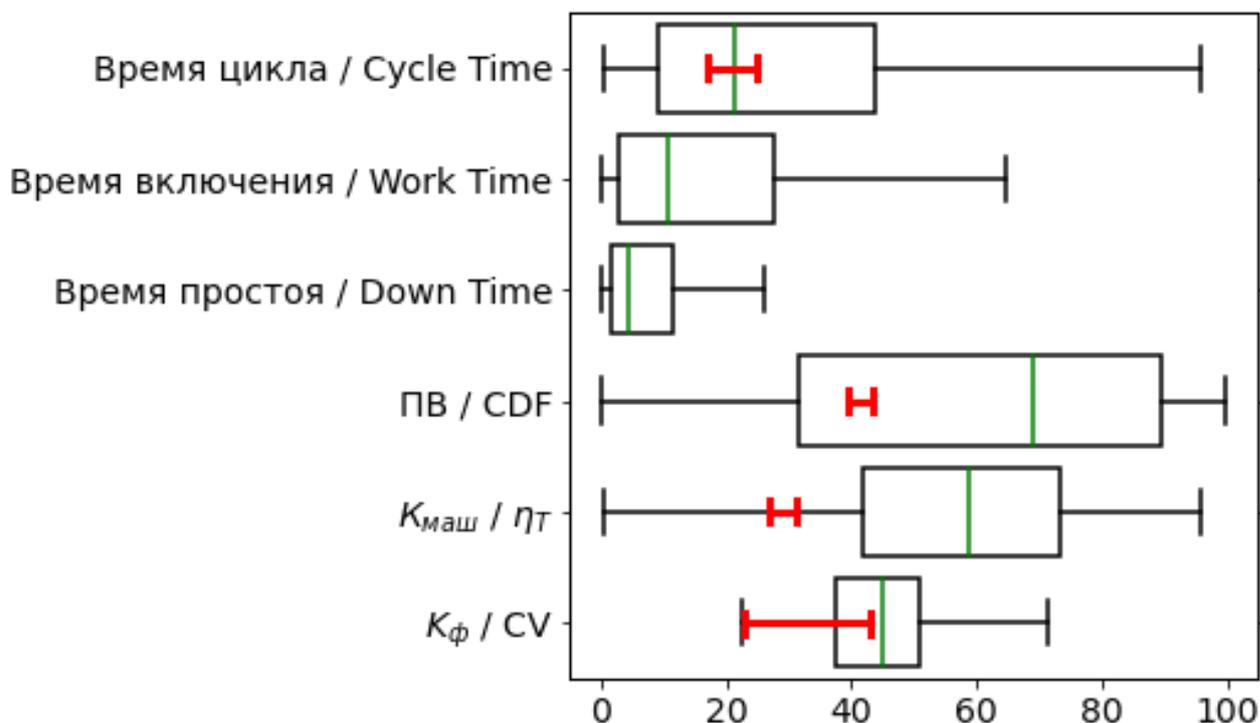


Рисунок 9 – Основные характеристики исследуемого очистного комбайна (коробчатая диаграмма) и диапазоны значений аналогичных характеристик согласно работе [27] (красные отрезки)

Как следует из рисунка 9, время цикла исследуемого очистного комбайна SL 900 в среднем соответствует аналогичному показателю для очистных комбайнов 1960-1970-е гг, однако, современный комбайн имеет существенно больший коэффициент машинного времени ($K_{маш}$) и продолжительность включения (ПВ). Согласно данным работы [27], $K_{маш}$ устаревших моделей очистных комбайнов в основном не превышает 0,31 и лишь в отдельные рекордные

смены достигает значений в 0,5-0,6. В настоящем исследовании установлено, что $K_{\text{маш}}$ имеет существенно большие значения и в среднем составляет 0,55, при максимальном зафиксированном значении в 0,96.

Коэффициент формы (K_{ϕ}) токовой нагрузки привода резания несущественно выше по сравнению с данными работы [27]. Это может свидетельствовать о том, что совершенствование регулируемого электропривода не оказывает влияние на динамику электрических нагрузок, которая в основном определяется технологическими условиями работы комбайна.

Проанализировав результаты работы выемочного участка в течение 181 рабочих смен, были построены диаграммы корреляции потребленной очистным комбайном электроэнергии и объема добытого угля по сменам и по суткам (рисунок 10).

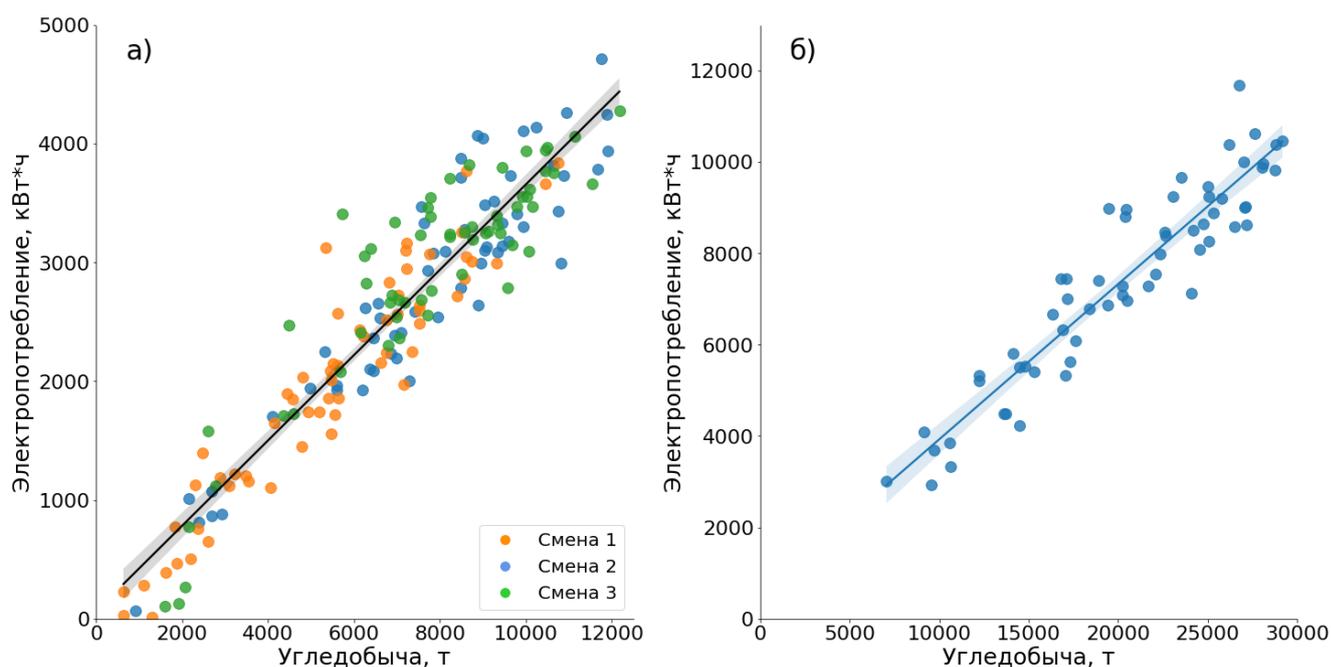


Рисунок 10 – Диаграмма рассеяния электропотребления и угледобычи выемочного участка по сменам (а) и по суткам (б)

Между электропотреблением и объемом добычи угля наблюдается высокая степень корреляции (коэффициент корреляции $R = 0,93$). Среднесуточная добыча угля за рассматриваемый период времени составила 20,2 тыс. т, что соответствует

технико-экономическим показателям очистного забоя (20 тыс. т). Среднесменная угледобыча составляет 5427, 7809 и 7707 тонн угля, соответственно для первой, второй и третьей смены. Различия в производительности объясняются наличием ремонтной смены.

Результат обработки данных грузопотока ленточного конвейера (рисунок 11) показал, что производительность выемочного участка не превышает 2692 т/ч (с доверительной вероятностью 0,99), что соответствует производительности горношахтного оборудования (наименьшая номинальная производительность горных машин рассматриваемого выемочного участка составляет 3000 т/ч). Медианное значение грузопотока составляет 874 т/ч, что говорит о возможном увеличении производительности очистного забоя.

Очистной комбайн является основной технологической машиной, задающей нагрузку всем технологическим звеньям очистного участка и шахты в целом. Режим его работы напрямую влияет на энергетические характеристики угольной шахты. Одним из основных технологических показателей работы очистного комбайна является скорость подачи.

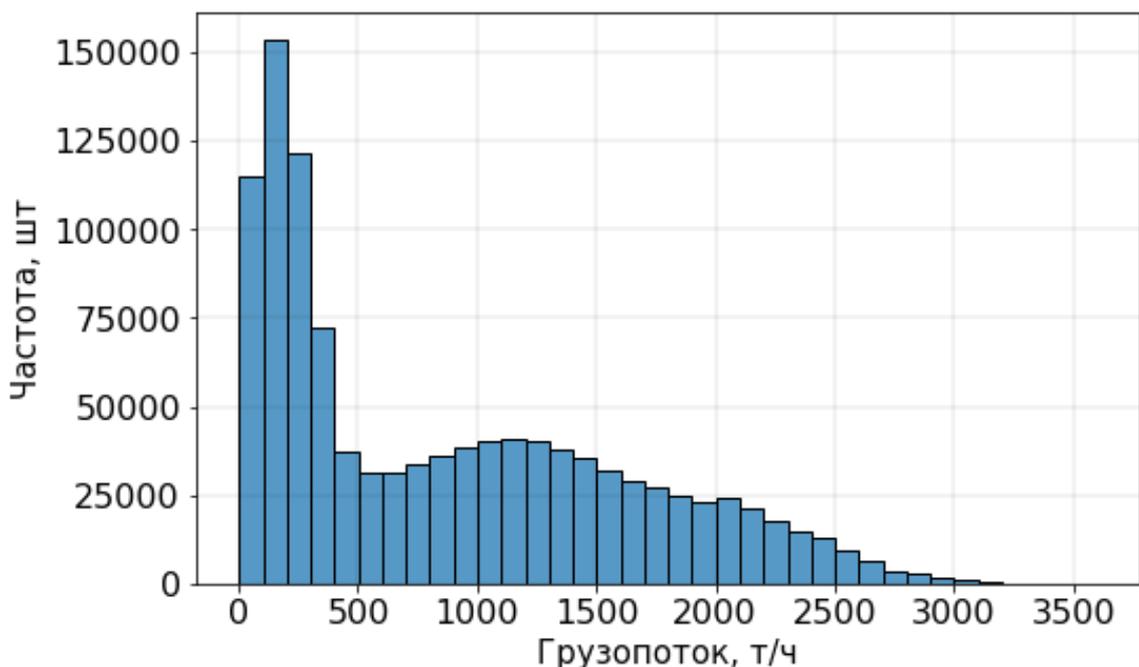


Рисунок 11 – Гистограмма частот грузопотока конвейера

Для оценки влияния скорости подачи на электропотребление очистного комбайна была выполнена обработка массива измерений, в ходе которой исходный массив был разбит на отдельные временные интервалы, по критерию изменения направления движения комбайна. Для исключения из рассмотрения концевых операций, а также отклонений от нормального режима работы из полученного массива были удалены интервалы с временем движения комбайна в одном направлении менее 10 минут. Для каждого временного интервала были определены усредненные показатели скорости подачи, грузопотока и электрической нагрузки.

Диаграмма корреляция скорости подачи и электропотребления комбайна имеет два ярко выраженных кластера. С помощью метода Gaussian mixture models (библиотека Scikit Learn языка программирования Python) была выполнена кластеризация исходного массива данных с выделением двух кластеров, соответствующих рабочему и маневровому режиму работы очистного комбайна. Полученные диаграммы корреляции представлены на рисунке 12.

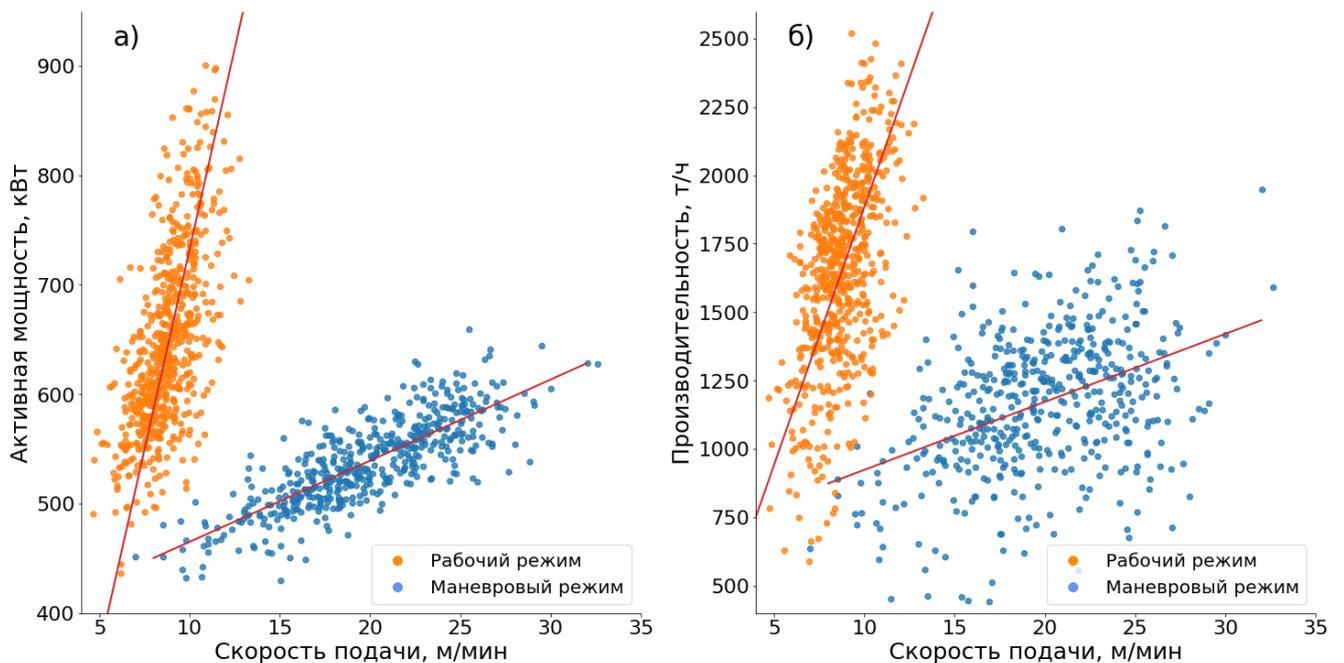


Рисунок 12 – Диаграмма рассеяния скорости подачи комбайна с потребляемой активной мощностью (а) и производительностью выемочного участка (б)

С ростом скорости подачи возрастает и средняя активная мощность, потребляемая выемочным участком шахты. В рабочем режиме комбайна наблюдается более резкое увеличение активной мощности при увеличении скорости подачи, чем в маневровом режиме работы (рисунок 12, а). Между скоростью подачи и активной мощностью в рабочем режиме наблюдается средний уровень корреляции ($R = 0,63$), а в маневровом режиме – сильный ($R = 0,8$). Меньшая степень корреляции в рабочем режиме может являться следствием существенного разброса значений активной мощности из-за случайного характера изменения сопротивляемости разрушаемого массива угля. При возрастании скорости подачи комбайна также наблюдается увеличение производительности выемочного участка (рисунок 12, б). Степень корреляции средняя ($R = 0,55$ – в рабочем режиме; $R = 0,42$ – в маневровом режиме). Такая степень корреляции может быть вызвана наличием частотного управления приводом конвейера, цель которого обеспечить минимизацию затрат электроэнергии при транспортировке угля, в то время как задача управления комбайном сводится к максимизации добычи угля при наличии ограничений пропускной способности конвейерного транспорта.

Гистограмма частот скорости подачи комбайна приведена на рисунке 13. Согласно результатам анализа, медианное значение скорости подачи очистного комбайна SL 900 в исследуемом выемочном участке в рабочем режиме составляет порядка 8,67 м/мин, а в маневровом режиме – 19,78 м/мин.

Электропотребление очистного комбайна характеризуется высокой степенью неравномерности. На величину электрической нагрузки оказывает влияние множество случайных факторов, что обуславливает широкий разброс значений потребляемой мощности и невысокую степень корреляции с технологическими параметрами работы очистного комбайна. Однако анализ электропотребления в масштабах смены или суток показывает прямую зависимость между уровнем электропотребления и объемом добытого угля. Рост производительности выемочного участка (T) приводит к увеличению

электропотребления (W) в соответствии с уравнением регрессии $W = 0,364 \cdot T$ (рисунок 10, а).

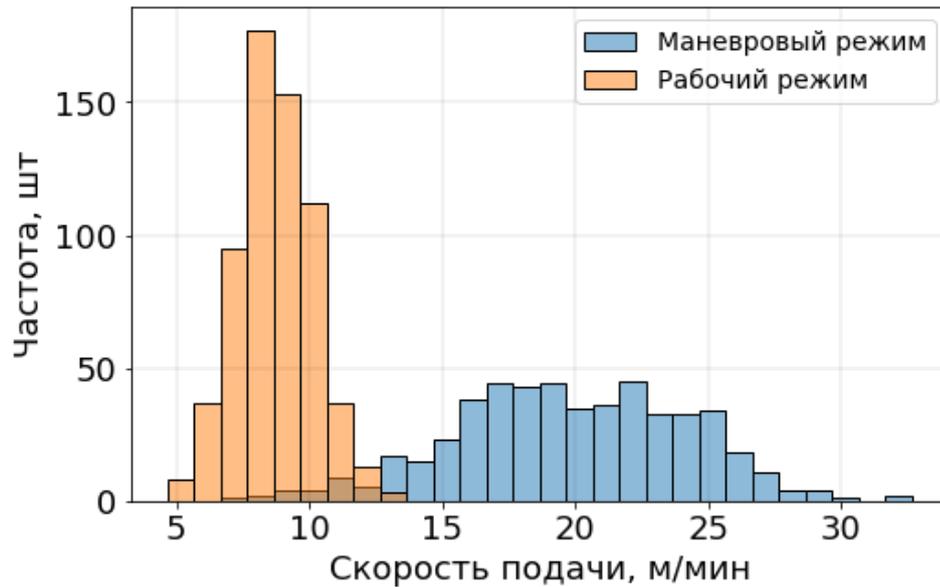


Рисунок 13 – Гистограмма частот скорости подачи очистного комбайна

Для оценки степени неравномерности токовой нагрузки электропривода очистного комбайна была выполнена обработка массива измерений токовой нагрузки, в ходе которой выделен режим рабочего хода очистного комбайна. Исходный массив данных был сгруппирован по направлению движения комбайна, периоды простоя были исключены. Затем из массива измерений были исключены все операции комбайна, в течение которых он менял направление своего движения чаще одного раза в 30 минут. Таким образом были исключены все концевые и маневровые операции комбайна.

В обработанный массив измерений токовой нагрузки привода резания очистного комбайна входит 443 периода рабочего хода комбайна (снятие стружки), длительностью от 30 до 70 минут. На рисунке 14 представлена гистограмма частот математического ожидания и стандартного отклонения силы тока привода резания комбайна по каждой стружке.

Как следует из рисунка 14, токовая нагрузка комбайна варьируется в достаточно широких пределах. В связи с чем, требуется дальнейшая обработка

массивов измерений. На рисунке 15 приведена диаграмма корреляции длительности рабочего хода комбайна от скорости подачи.

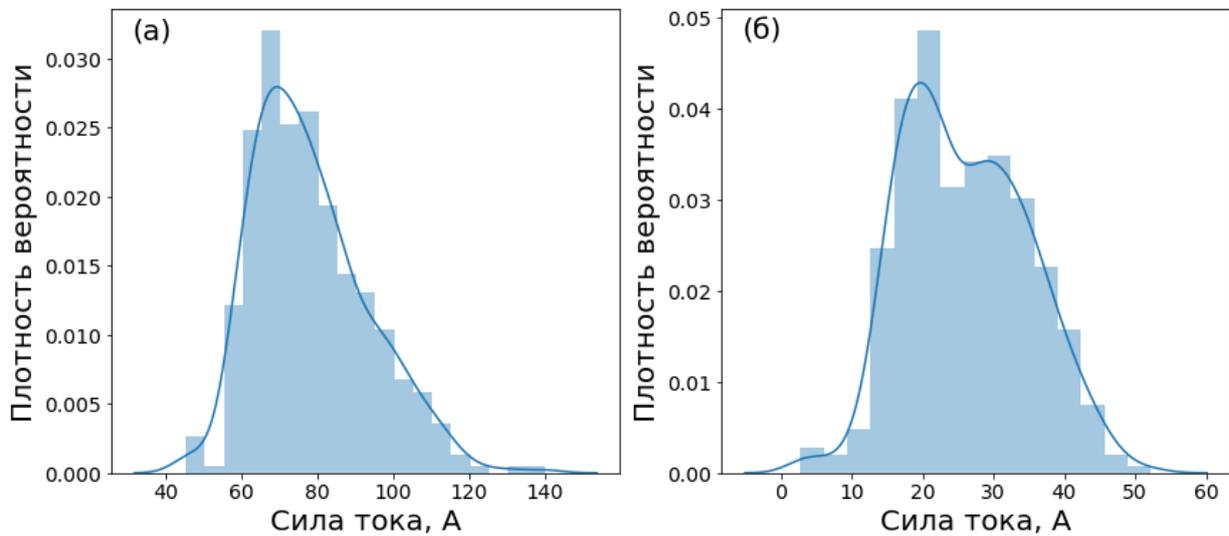


Рисунок 14 – Гистограмма частот математического ожидания (а) и стандартного отклонения (б) токовой нагрузки привода резания комбайна по 443 периодам рабочего хода

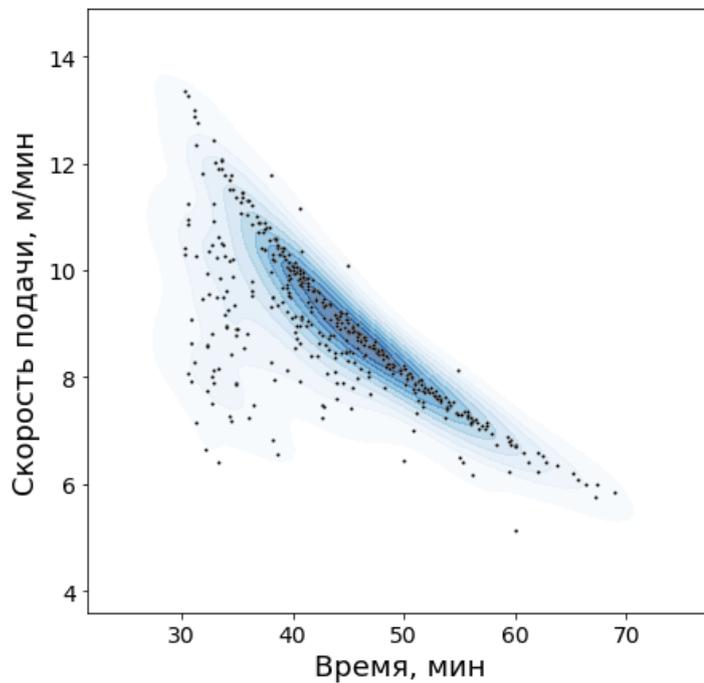


Рисунок 15 – Диаграмма корреляции средней скорости подачи комбайна от времени рабочего хода

Как следует из рисунка 15, длительность рабочего хода тем меньше, чем выше скорость подачи комбайна (коэффициент корреляции $R = -0,76$). Скорость подачи комбайна, в свою очередь, оказывает существенное влияние на токовую нагрузку привода резания. На рисунке 16 показаны диаграммы корреляции скорости подачи с математическим ожиданием и стандартным отклонением силы тока.

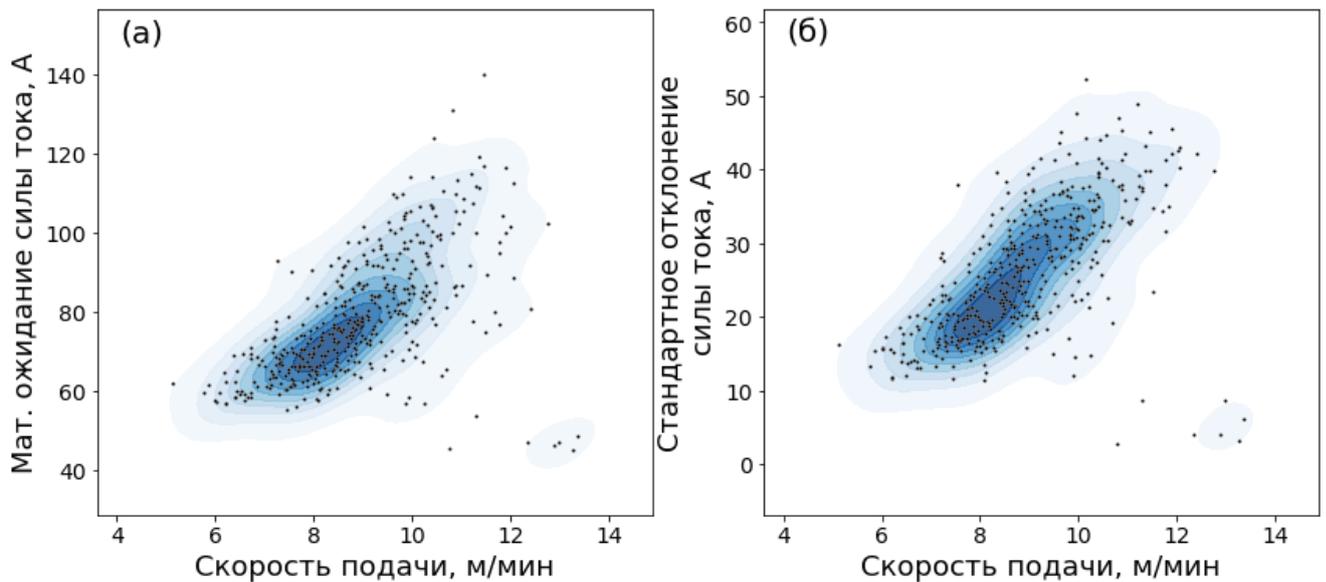


Рисунок 16 – Диаграмма корреляции средней скорости подачи комбайна за рабочий ход с математическим ожиданием (а) и стандартным отклонением (б) силы тока привода резания очистного комбайна

С ростом средней скорости подачи наблюдается увеличение среднего значения и стандартного отклонения токовой нагрузки привода резания ($R = 0,57$). Медианное значение скорости подачи комбайна при рабочем ходе составляет 8,7 м/мин.

Для выделения продолжительности различных режимов работы очистного комбайна в течение смены была выполнена посменная группировка временных рядов токовой нагрузки и скорости подачи с подсчетом количества значений, удовлетворяющих следующим условиям:

- рабочий режим – скорость подачи комбайна больше 0 м/мин;

– холостой ход – скорость подачи равна нулю, а ток привода резания больше нуля;

– отключение – ток привода резания и подачи равен нулю;

Для определения числа запусков был создан вспомогательный временной ряд наличия тока привода резания комбайна, который принимает значения: 1 – при наличии тока; 0 – при отсутствии тока. Производная данного временного ряда позволяет получить моменты времени появления и исчезновения тока комбайна, на основании которой был выполнен подсчет числа пусков.

Результаты анализа режимов работы очистного комбайна в течение 220 смен приведены на рисунке 17. Усредненная диаграмма продолжительности рабочих режимов в течение смены приведена на рисунке 18.

1.2.3 Анализ характера потребления реактивной мощности горными машинами

В связи с тем, что прямое измерение реактивной мощности не выполняется, ее значение определено расчетным путем через паспортные параметры электродвигателей горных машин, коэффициента загрузки и уровня напряжения по методике, изложенной далее.

Как известно, реактивная мощность, потребляемая АД, складывается из двух составляющих [42]:

$$Q = Q_0 + K_{зг}^2 Q_p, \quad (2)$$

где Q_0 – реактивная мощность холостого хода; Q_p – реактивная мощность рассеяния при нагрузке; $K_{зг}$ – коэффициент загрузки.

Для расчета составляющих реактивной мощности электродвигателя (2) может быть использован подход, изложенный в работах [42, 43]:

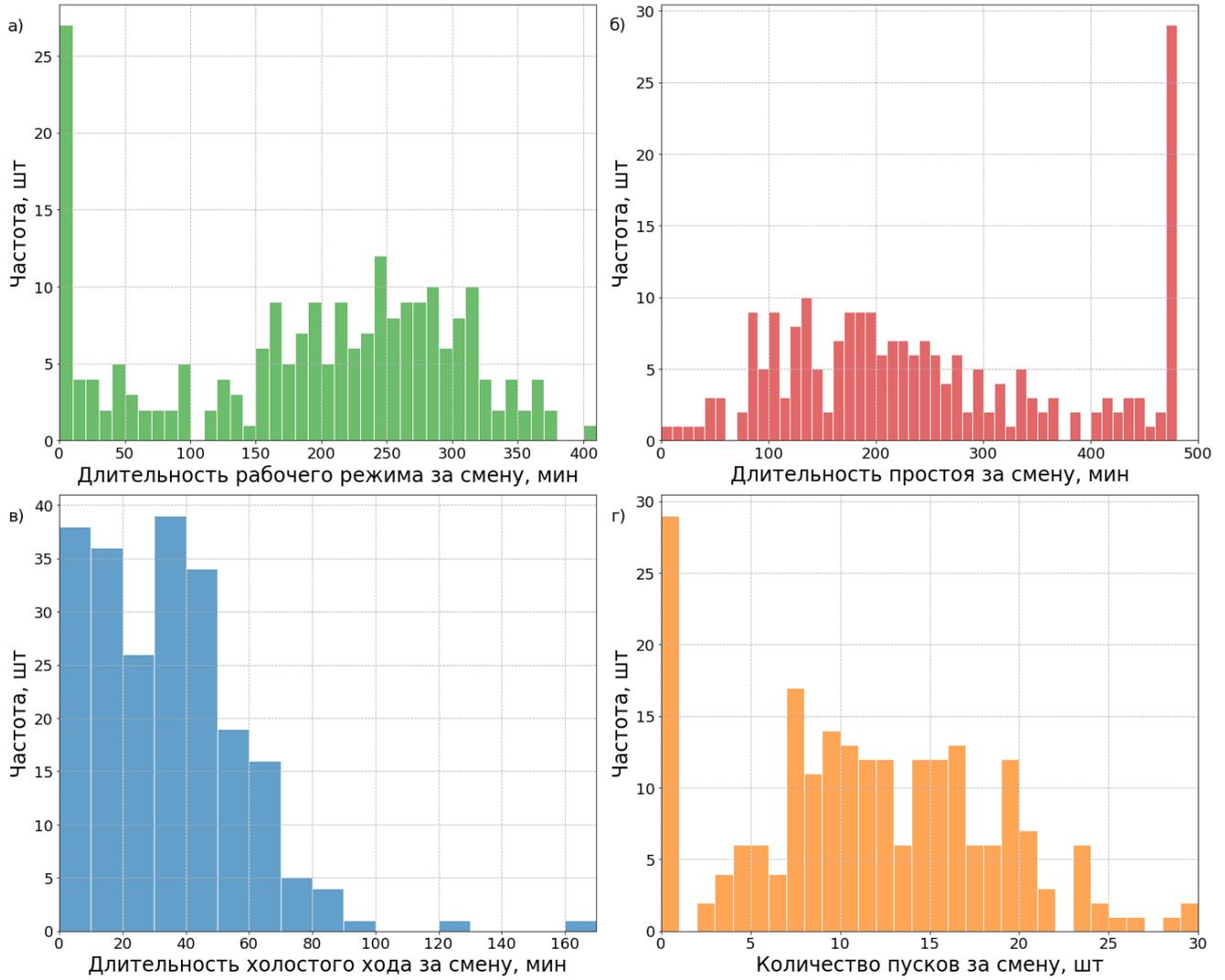


Рисунок 17 – Гистограммы частот: а) времени рабочего режима; б) времени простоя; в) длительности холостого хода; г) количества пусков в течение рабочей смены

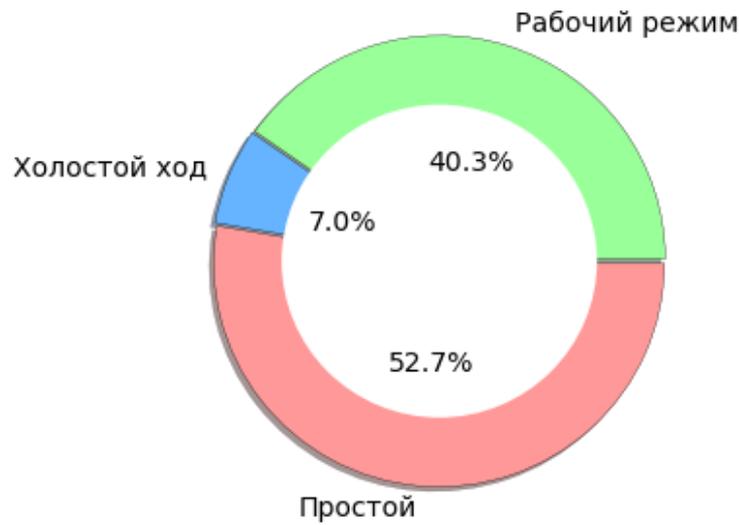


Рисунок 18 – Средняя продолжительность режимов работы очистного комбайна в течение смены

$$I_0 = \begin{cases} I_{1\text{НОМ}} \left(\sin \varphi_{\text{НОМ}} - \frac{\eta_{\text{НОМ}} \cos \varphi_{\text{НОМ}}}{2\lambda_m} \right), & \eta_{\text{НОМ}} \geq \cos \varphi_{\text{НОМ}}; \\ I_{1\text{НОМ}} \left(\sin \varphi_{\text{НОМ}} - \frac{\eta_{\text{НОМ}} \cos \varphi_{\text{НОМ}}}{2\lambda_m} + (\cos \varphi_{\text{НОМ}} - \eta_{\text{НОМ}}) \right), & \eta_{\text{НОМ}} < \cos \varphi_{\text{НОМ}}, \end{cases} \quad (3)$$

$$Q_0 = \frac{P_{\text{НОМ}}}{\eta_{\text{НОМ}}} \frac{I_0}{I_{1\text{НОМ}} \cos \varphi_{\text{НОМ}}}, \quad (4)$$

$$Q = k_3^2 \frac{P_{\text{НОМ}}}{\eta_{\text{НОМ}}} \left(\operatorname{tg} \varphi_{\text{НОМ}} - \frac{I_0}{I_{1\text{НОМ}} \cos \varphi_{\text{НОМ}}} \right), \quad (5)$$

где λ_m – кратность максимального момента АД; $\eta_{\text{НОМ}}$, $\cos \varphi_{\text{НОМ}}$, $\operatorname{tg} \varphi_{\text{НОМ}}$ – номинальный КПД, коэффициент активной и реактивной мощности АД; I_0 – ток холостого хода АД; $I_{1\text{НОМ}}$ – номинальный ток статора АД; $P_{\text{НОМ}}$ – номинальная активная мощность АД.

Реактивная мощность холостого хода АД Q_0 не зависит от коэффициента загрузки, однако, уровень напряжения может оказать существенное влияние на ее величину. Это становится особенно актуально при реализации мероприятий по КРМ, т.к. в связи с разгрузкой распределительной сети СЭС угольной шахты от реактивной мощности и соответственно снижением потерь напряжения произойдет увеличение напряжения на выводах АД и соответствующее изменение их реактивного электропотребления. В работе [44] выполнено исследование статических характеристик шахтных электродвигателей и показано, что уровень напряжения в значительной степени определяет реактивную мощность горных машин.

Для расчета реактивной мощности очистного комбайна был сформирован временной ряд коэффициентов загрузки приводов комбайна (рисунок 19, а-в), полученных отношением результатов измерений токовой нагрузки к номинальному току соответствующего привода. Общая реактивная мощность комбайна определена как сумма реактивных мощностей отдельных двигателей.

Для расчета реактивной мощности скребкового конвейера был сформирован временной ряд коэффициентов загрузки приводов конвейера (рисунок 19, г),

полученных отношением результатов измерений грузопотока конвейера к номинальной производительности конвейера. При расчете сделано допущение о равномерной загрузке всех двигателей многоприводной системы конвейера.

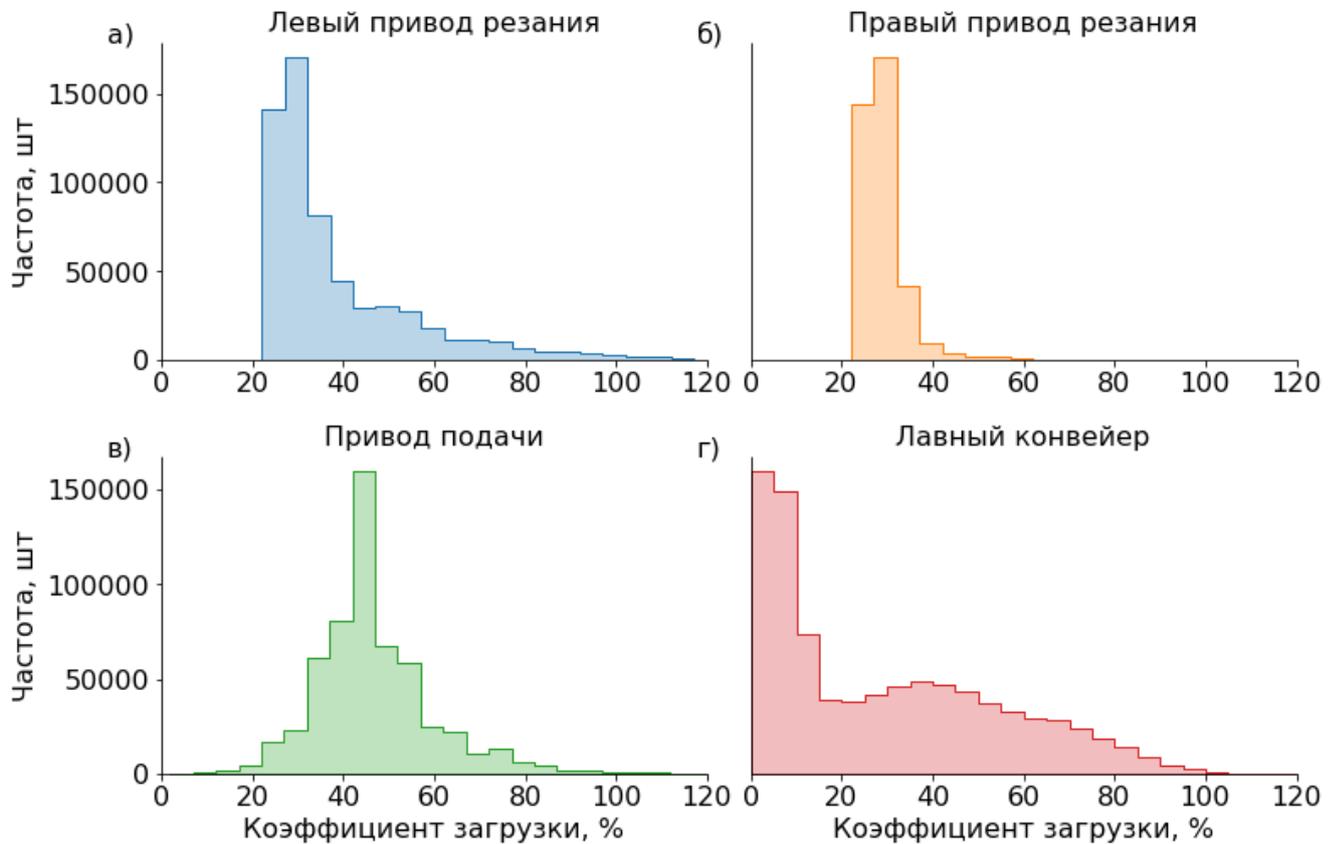


Рисунок 19 – Гистограмма частот коэффициентов загрузки электроприводов резания (а, б), подачи (в) очистного комбайна и лавного конвейера (г)

На основе полученных временных рядов коэффициентов загрузки по выражениям (2)-(5) выполнен расчет потребляемой реактивной мощности электроприводами очистного комбайна и лавного конвейера. Расчетная реактивная мощность скорректирована с учетом фактического уровня напряжения, полученного по результатам измерений, согласно статическим характеристикам ГШО, принятым по работе [44].

На рисунке 20 приведена гистограмма частот расчетной реактивной мощности очистного комбайна и лавного конвейера, нормированная по номинальной мощности соответствующего ГШО.

Пунктирной линией на рисунке 20 отмечена реактивная мощность холостого хода. В связи с различием в параметрах электродвигателей и характере их загрузки полученные гистограммы частот реактивной мощности достаточно существенно отличаются. Реактивная мощность ОК изменяется в пределах 0,12...0,80 ($P = 0,99$) номинального уровня, при средней величине в 0,78 и медиане в 0,67. Несовпадение маркера реактивной мощности холостого хода с профилем реактивной мощности гистограммы частот обусловлено возможностью отключения части приводов многодвигательной системы комбайна. СК имеет больший размах изменения реактивной мощности в пределах 0,75...0,98 ($P = 0,99$) номинального уровня, при средней величине в 0,8 и медиане в 0,77.

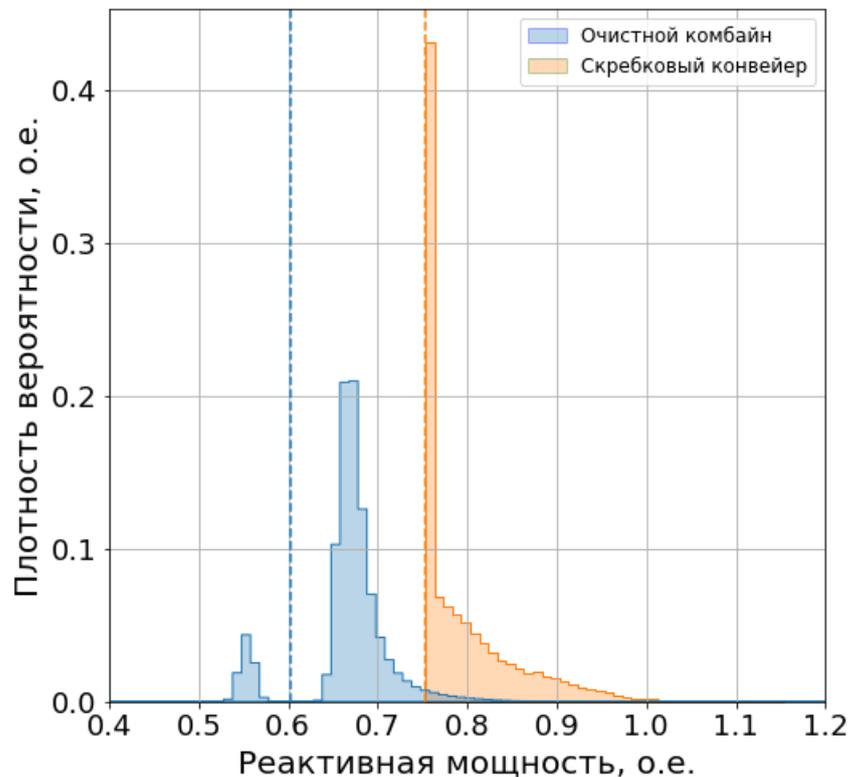


Рисунок 20 – Гистограмма частот реактивной мощности электроприводов очистного комбайна и лавного конвейера

1.3 Особенности компенсации реактивной мощности в системе электроснабжения выемочного участка угольной шахты

1.3.1 Существующая практика компенсации реактивной мощности в угольных шахтах

Согласно [45]: “для КРМ рекомендуется предусматривать установку статических компенсирующих устройств с автоматическим регулированием генерируемой ими мощности”. Рекомендуется предусматривать мероприятия по КРМ на каждой ступени распределения электроэнергии, в том числе и в подземной части СЭС. При этом КРМ должна обеспечить не превышение максимальных значений коэффициента реактивной мощности энергопринимающих устройств, согласно [46].

Обычной практикой при КРМ в СЭС угольных шахт является размещение УКРМ на шинах главной поверхностной подстанции (ГПП). Как отмечается в работе [47], это решение прежде было связано с отсутствием конденсаторных установок рудничного исполнения, что не позволяло размещать их в подземных условиях. Однако с появлением УКРВ стало возможным максимальное приближение источника реактивной мощности к потребителям электроэнергии, что особенно актуально в связи с ростом энерговооруженности ГШО и увеличением установленной мощности подземного механизированного комплекса. Однако методика выбора мощности, компоновки и мест размещения УКРВ в СЭС выемочных участков угольных шахт недостаточно освещена в литературе.

В каталоге УКРВ [48] приведена методика расчета требуемой реактивной мощности компенсирующего устройства, основанная на разности текущей и требуемой величины $\text{tg}\varphi$. Данный подход может быть с достаточной точностью использован только при наличии результатов измерений активной и реактивной мощности в месте предполагаемого подключения УКРВ. При отсутствии измерений оценить коэффициент загрузки k_3 горных машин с достаточной точностью весьма затруднительно, а для расчета величины $\text{tg}\varphi$ при заданном k_3

необходимо учитывать особенности работы электрических машин. Перечисленные недостатки данного подхода отмечены в работе [12], однако, необходимые дополнения к методике не были сделаны. Также данный подход не рассматривает выбор числа ступеней и места размещения УКРВ.

В работе [49] для КРМ предложено использовать ступенчатые конденсаторные установки.

В СЭС предприятий минерально-сырьевого комплекса также активно внедряются устройства динамической КРМ на базе технологий FACTS. Так в работах [20, 21, 50–52] рассматривается использование устройств STATCOM и статических тиристорных компенсаторов для КРМ и управления напряжением в СЭС угольных шахт и разрезов. Имеется патент китайских ученых [53] на устройство STATCOM взрывозащищенного исполнения, пригодное на применения в подземной части угольных шахт. Однако данные устройства еще не получили широкого распространения, а их высокая стоимость пока не позволяет оправдать инвестиции.

Разработку мероприятий по КРМ целесообразно проводить на этапе проектирования лавы, в связи с тем, что разгрузка подземной распределительной сети шахты от реактивной мощности с помощью УКРВ позволяет снизить номинальную мощность трансформаторов ПУПП, как отмечается в работе [54].

1.3.2 Устройства компенсации реактивной мощности

Для КРМ на промышленных предприятиях нашли применение компенсирующие устройства поперечного включения. Такие устройства по принципу своего действия можно разделить на две группы [55]: 1) реактивный шунт; 2) реактивный источник тока.

Устройства первой группы представляют собой шунты поперечного включения с регулируемой или неизменной величиной реактивной проводимости. К таким УКРМ относятся: батарея статических конденсаторов (БСК);

шунтирующий реактор (ШР); тиристорно-реакторная группа (ТРГ); статический тиристорный компенсатор (СТК).

БСК представляют собой набор конденсаторов, соединенных по схеме звезды или треугольника, которые могут дополняться реактором для защиты от высших гармоник и ограничения броска зарядного тока. Несколько параллельных цепей БСК могут быть использованы для ступенчатого регулирования реактивной мощности посредством их поочередного включения и отключения. Для коммутации цепей БСК могут использоваться выключатели или тиристоры встречно-параллельного включения. При включении БСК под напряжения возникает переходный процесс заряда конденсатора, который может сопровождаться бросками тока, опасными для БСК. Для ограничения зарядного тока следует включать БСК в момент равенства напряжения сети и напряжения конденсатора. Однако такой способ коммутации может быть реализован только при использовании тиристоров в тиристорно-управляемых БСК. Механические выключатели и контакторы не позволяют точно управлять моментом коммутации, в связи с этим для включения БСК требуется ее полный разряд.

ТРГ представляет собой реактор, коммутируемый тиристорами встречно-параллельного включения. За счет управления углами отпирания тиристоров возможно плавно регулировать ток реактора и, следовательно, величину потребляемой реактивной мощности. Использование ТРГ совместно с БСК позволяет плавно управлять величиной реактивной мощности таким образом, что устройство может как генерировать, так и потреблять реактивную мощность. Такие устройства получили название – СТК.

Устройства второй группы представляют из себя реактивный источник тока и могут быть выполнены на базе синхронных вращающихся машин (синхронный компенсатор) или автономного инвертора напряжения (СТАТКОМ). Такие устройства также позволяют плавно регулировать величину реактивной мощности в широких пределах.

Основным требованием с УКРМ в СЭС выемочных участков угольных шахт является наличие взрывозащиты. В настоящее время на рынке представлены

конденсаторные установки рудничного исполнения (УКРВ) производства компаний ЕХС [48], ЗАО «ШЗГШО», АО «ДИГ», ООО «Южжубассэнергомаш» и др.

УКРВ выполняется на напряжение до 10 кВ и на мощности до 15000 квар, с количеством ступеней от 1 до 5-ти. УКРВ оснащаются контроллером реактивной мощности, осуществляющим автоматическое включение и отключение отдельных ступеней УКРВ в зависимости от выбранного метода регулирования. Выделяют следующие основные методы управления УКРМ [56]:

- управление по расписанию – время включения и отключения отдельных ступеней задается заранее в виде расписания в течение суток или большего периода времени (например, для сезонного регулирования);
- управление по напряжению – переключение ступеней выполняется в зависимости от уровня напряжения, в этом случае УКРМ используется для автоматического регулирования напряжения;
- управление по реактивной мощности – используется для минимизации потерь электроэнергии;
- управление по коэффициенту мощности – используется для поддержания требуемого $\cos\varphi$;
- управление по температуре и току – используется, если УКРМ не оснащен датчиком измерения реактивной мощности;
- ручное управление.

В условиях резко изменяющихся электрических нагрузок важным фактором является время переключения УКРМ. Быстродействие автоматической конденсаторной установки среднего напряжения определяется выбранным методом управления, временем разряда конденсаторов и износостойкостью контакторов.

Как отмечается в [57], до недавнего времени были распространены алгоритмы управления на основе контроля мгновенного значения $\cos\varphi$, однако, современные регуляторы вместо мгновенного значения отслеживают $\cos\varphi$ за выбранный интервал времени. Например, регуляторы реактивной мощности марки

NOVAR [58] имеют параметр – время регулирования, который определяет частоту повторения регулирующих воздействий. Время регулирования может быть фиксированным или обратнозависимым от величины текущей ошибки регулирования [59].

Коммутационный ресурс контакторов ступеней УКРМ ограничен, в связи с этим регулятор реактивной мощности может накладывать ограничения на частоту переключений.

Включение конденсаторных батарей под напряжение может сопровождаться значительными бросками тока и перенапряжением, величина которого в том числе зависит и от остаточного заряда конденсатора. В связи с этим перед каждым повторным включением требуется провести разряд конденсаторной батареи, что может существенно ограничить быстродействие УКРМ. Как отмечается в [60], для конденсаторов с номинальным напряжением до 660 В время разряда составляет не более 180 с, а при номинальном напряжении 660 В и выше – не более 10 мин. Как правило, эта значение составляет 5 мин [56].

Задачей контроллера реактивной мощности также является выбор ступени регулирования для включения или отключения. Как правило, при этом используется принцип First In First Out [61], согласно которому сначала подключаются ступени, которые были отключены раньше всего и их остаточный заряд минимален. Также при наличии ступеней разной мощности регулятор должен обеспечить достижение оптимального состояния компенсации с минимальным количеством переключений, правильно выбирая ступень регулирования.

Фрагмент алгоритма работы контроллера реактивной мощности приведен на рисунке 21.

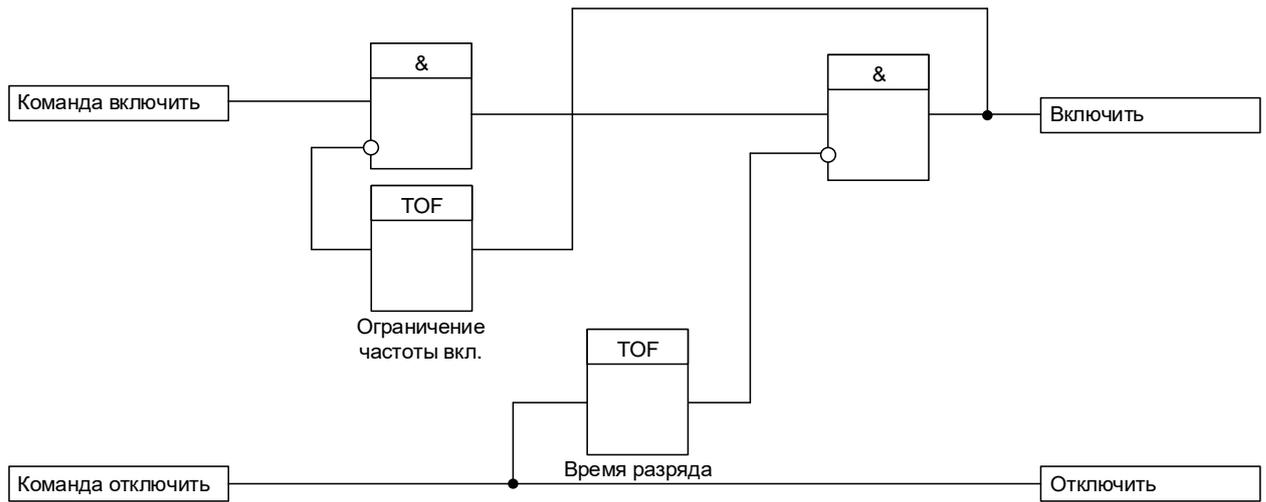


Рисунок 21 – Логическая схема формирования управляющего воздействия регулятора реактивной мощности

Одной из характерных особенностей УКРВ является наличие в них взрывозащиты, которая оказывает значительное влияние на стоимость данных устройств. На рисунке 22 представлены цены УКРМ без взрывозащитного исполнения (по данным [62]) и примерные цены УКРВ производства компании ЕХС.

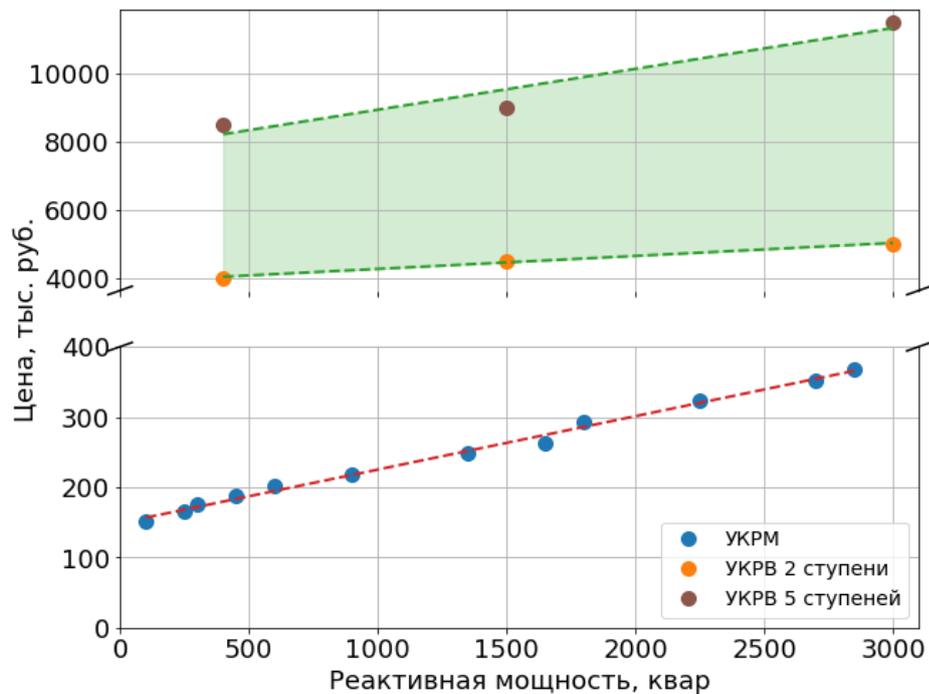


Рисунок 22 – Зависимость удельных цен на УКРМ и УКРВ

На рисунке 22 по имеющимся ценам были построены линейные регрессии вида $C = \alpha + \beta Q$. Как следует из представленных зависимостей, стоимость УКРВ многократно превышает стоимость УКРМ из-за наличия взрывозащиты. Значение α -коэффициента регрессии для УКРВ в 26...52 раза превышает аналогичные значения для УКРМ общепромышленного исполнения. β -коэффициент регрессии для УКРВ также больше, чем для УКРМ в 5...15 раз. Необходимо также отметить, что УКРМ общепромышленного исполнения на рисунке 22 имеют от 2 до 9 ступеней, причем увеличение числа ступеней незначительно влияет на стоимость УКРМ. В то время как увеличение числа ступеней УКРВ с 2-х до 5-ти увеличивает их стоимость более чем в 2 раза.

1.4 Обоснование выбора модели потребления реактивной мощности

Традиционный подход к оценке потребляемой реактивной мощности для выбора УКРМ базируется на методах определения расчетных электрических нагрузок. Для СЭС выемочных участков угольных шахт получил распространение метод коэффициента спроса [45], в соответствии с которым может быть выполнена оценка расчетной полной мощности СЭС, средневзвешенный коэффициент мощности и соответственно расчетная реактивная мощность.

Другим распространенным подходом к оценке потребляемой реактивной мощности можно считать расчет установившегося режима работы СЭС на основании паспортных параметров и средних коэффициентов загрузки электроприемников.

Перечисленные подходы имеют следующие недостатки:

- 1) Не учитывается неравномерный характер электропотребления ГШО. Как следует из результатов измерений электрических нагрузок горных машин, описанных выше, режим работы ГШО является резко-переменным, сопровождается частыми пусками и остановками с периодами работы на холостом ходу.

Необходимость учета неравномерного характера потребления реактивной мощности горными машинами отмечается в работе [63], авторы которой указывают на невозможность выбора мощности УКРВ по среднему значению $\text{tg}\varphi$ из-за риска возникновения перекомпенсации в процессе изменения потребляемой реактивной мощности в течение рабочей смены.

2) Не учитываются особенности технологического процесса. Как было показано выше, режимы работы горных машин, а также значения технологических параметров таких, как скорость подачи комбайна, оказывают существенное влияние на уровень электрических нагрузок выемочного участка.

3) Не учитываются горно-геологические условия. Такие параметры, как математическое ожидание и стандартное отклонение сопротивляемости угля резанию, содержание твердых включений в разрушаемом угольном пласте, угол наклона пласта по простиранию оказывают существенное влияние на характер изменения электрических нагрузок выемочного участка.

Для учета неравномерного характера электропотребления могут быть использованы подходы:

- квази-динамическое моделирование;
- динамическое моделирование.

Квази-динамическое моделирование предполагает представление исходного динамического процесса изменения нагрузки в виде последовательной совокупности установившихся режимов работы. Данный подход позволяет моделировать неравномерные профили нагрузки, но не учитывает переходные процессы, сопровождающие изменения режимов работы ГШО. Как показали результаты статистического анализа массивов измерений параметров очистного комбайна, режим работы выемочного участка угольной шахты повторно-кратковременный и сопровождается частыми пусками. Установленная мощность электродвигательной нагрузки современного выемочного участка составляет несколько мегаватт, а количество пусков – несколько десятков в течение смены. В процессе пуска асинхронные двигатели потребляют большой объем реактивной мощности ($\cos\varphi$ может составлять порядка 0,4). Таким образом для повышения

точности определения реактивной мощности пусковые процессы должны быть учтены при моделировании реактивной нагрузки выемочного участка.

В рамках динамического моделирования элементы электрической цепи описываются соответствующими системами дифференциальных уравнений, совместное решение которых, позволяет моделировать переходные процессы, протекающие при пусках и изменениях нагрузки. Данный подход позволяет получить наиболее полное представление о характере потребляемой реактивной мощности ГШО. В связи с этим, в данном исследовании выбрано динамическое моделирование.

Для учета особенностей технологического процесса угледобычи и горно-геологических условий могут быть использованы подходы:

- статистическое моделирование на основе массивов измерений;
- математическое моделирование механической нагрузки исполнительных органов горных машин.

Статистическое моделирование предусматривает использование статистических характеристик, полученных на основе обработки массивов измерений, для моделирования электрических нагрузок электроприемников. Особенности технологического процесса могут быть учтены на основании аппроксимации корреляционных связей между массивами измерений электрических и технологических параметров горных машин. Недостаток данного подхода заключается в слабой адаптивности разработанных имитационных моделей. Модель, обученная на массивах измерений для одного выемочного участка, не сможет быть использована для другого выемочного участка без повторного обучения на новом массиве измерений.

Этого недостатка лишен подход построения имитационных моделей на основе моделирования механической нагрузки исполнительных органов горных машин. В этом случае для построения моделей используются конкретные конструктивные и технологические параметры ГШО, а также горно-геологические условия рассматриваемого выемочного участка. Необходимый набор параметров для разработки такой имитационной модели практически всегда доступен для

любого выемочного участка, в отличие от массивов измерений. Кроме того, данный подход позволяет более точно моделировать пусковые переходные процессы.

Учитывая вышесказанное, для создания точной и адаптивной модели потребления реактивной мощности ГШО выемочных участков угольных шахт с учетом особенностей технологического процесса, горно-геологических условий, а также неравномерного характера изменения электрических нагрузок, необходима разработка динамических имитационных моделей СЭС выемочного участка и электроприводов ГШО.

Выводы по главе 1

1. По результатам обработки и анализа массивов измерений установлено, что ГШО выемочных участков угольных шахт характеризуется резко-переменным режимом работы. В течение рабочей смены происходит до 30 пусков очистного комбайна, медиана времени включения составляет 10,75 мин, а в рабочем режиме наблюдаются колебания токовой нагрузки (коэффициент формы – 0,45).

2. По результатам обработки и анализа массивов измерений определено, что современный очистной комбайн Eickhoff SL 900 характеризуется в 2 раза большим значением продолжительности включения (ПВ) и в 1,72 раза большим коэффициентом машинного времени ($K_{\text{маш}}$) по сравнению с моделями очистных комбайнов, используемых в 70-х гг. XX века (2К52, 1К101).

3. По результатам обработки и анализа массивов измерений выявлено, что в среднем рабочая смена состоит из следующих операций: простой оборудования – 52,7 %; рабочий режима – 40,3 %; работа на холостом ходу – 7 %.

4. По результатам обработки и анализа массивов измерений установлено, что работа горных машин выемочного участка сопровождается изменением потребляемой реактивной мощности в диапазоне $(0,55...0,73) \cdot Q_{\text{ном}}$ ($P = 0,95$) для электропривода очистного комбайна и $(0,75...0,92) \cdot Q_{\text{ном}}$ ($P = 0,95$) для электропривода скребкового конвейера.

5. По результатам обработки и анализа массивов измерений определено, что коэффициент загрузки электропривода резания очистного комбайна изменяется в пределах 24,85...64,24 % (при медиане в 27,88 %), а скребкового конвейера – в пределах 2,10...75,97 % (при медиане в 22,93 %).

6. Установлено, что обычной практикой КРМ в СЭС угольных шахт является размещение УКРМ на шинах ГПП, что не позволяет в полной мере реализовать потенциал повышения энергоэффективности. В связи с ростом энерговооруженности и производительности очистного комплекса необходимо пересмотреть принятые подходы к КРМ в угольных шахтах и разработать методику выбора мощности и мест размещения УКРВ в подземной части СЭС.

7. Выявлено, что существующие подходы к выбору параметров УКРМ не учитывают неравномерный характер изменения реактивной мощности и особенности технологического процесса угледобычи, в связи с этим не могут быть использованы для разработки мероприятий по КРМ в СЭС выемочных участков угольных шахт.

8. По результатам обзора и анализа литературных источников определено, что среди управляемых УКРМ, пригодных для эксплуатации в подземных условиях угольных шахт, могут быть использованы ступенчатые конденсаторные установки рудничного исполнения – УКРВ с контроллером реактивной мощности. Однако в настоящее время в литературе не освещена методика выбора числа ступеней и мощности УКРВ в условиях неравномерных электрических нагрузок.

2 ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ СИСТЕМЫ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

2.1 Проблема имитационного моделирования систем электроснабжения угольных шахт и горного оборудования

2.1.1 Актуальное состояние проблемы

В литературе встречается ряд имитационных моделей СЭС выемочных участков угольных шахт и связанного оборудования, используемых для разных целей:

в статье [64] представлена имитационная модель схемы электроснабжения выемочного участка шахты «Полысаевская» АО «СУЭК-Кузбасс», предназначенная для оценки электропотребления оборудования выемочного участка, потерь электроэнергии в распределительной сети шахты и коэффициента мощности. Однако представленная имитационная модель не учитывает динамику работы электроприводов горных машин и резко-переменный характер их электрических нагрузок;

в работе [65] разработана имитационная модель основного технологического оборудования и СЭС выемочного участка шахты «Полысаевская» АО «СУЭК-Кузбасс», предназначенная для тех же задач, что и модель [64]. Данная модель позволяет учесть пусковые свойства электропривода, однако, не учитывает неравномерность характера электропотребления горных машин в рабочем режиме;

в статье [66] приведена компьютерная модель многодвигательной системы электропривода добычного комбайна для исследования пусковых свойств электропривода. Данная модель не позволяет получить резко-переменный характер нагрузки комбайна в рабочем процессе;

в монографии [67] разработана подробная имитационная модель электропривода резания и подачи комбайна УКД 300 для исследования

автоматического управления добычным комбайном. Данная модель учитывает динамику электропривода и неравномерность характера электропотребления комбайна, однако, модель рассматривается в отрыве от СЭС и других горных машин выемочного участка. Кроме того, в монографии не исследовалась динамика потребления реактивной мощности;

в статьях [68],[69] представлены имитационные модели электропривода очистного комбайна и системы управления для исследования электрических и механических процессов в очистном комбайне и системы автоматического регулирования. Данная модель учитывает все основные факторы, определяющие режимы работы комбайна, однако, также рассматривает его в отрыве от другого горно-шахтного оборудования. В данных статьях не уделено внимание анализу характера потребления реактивной мощности.

Таким образом, результаты, представленные в перечисленных работах, не позволяют оценить энергоэффективность СЭС очистного забоя в динамических режимах работы горных машин. В связи с вышесказанным, требуется разработка имитационных компьютерных моделей электротехнического комплекса выемочных участков, позволяющих оценить режим работы СЭС при резко-переменном характере электрических нагрузок и эффективность мероприятий по КРМ.

2.1.2 Требования к разрабатываемой имитационной модели

Рассматриваемая имитационная модель должна обладать следующими свойствами:

- учет динамического характера изменения электрической нагрузки;
- интеграция отдельных моделей горных машин в общую имитационную модель выемочного участка;
- учет особенностей технологического процесса выемочного участка;
- учет системы электроснабжения выемочного участка;
- учет системы автоматического управления УКРМ.

Для выполнения указанных требований необходима разработка комплексной имитационной модели СЭС выемочного участка, включающей в себя весь комплекс горных машин выемочного участка, объединенных совместным режимом работы и подключенных к общей распределительной сети. Учет особенностей технологического процесса требует включения в модель также модулей расчета механических параметров электропривода для связи горно-геологических условий и технологических параметров горных машин с нагруженностью электропривода.

Подходящей средой для реализации описанной модели является Matlab – Simulink. Simulink включает в себя большой набор библиотек различных элементов, позволяющих реализовать в рамках одной модели как электрическую часть (блоки источников напряжения, электрическое сопротивление, электродвигатели и т.д.), так и математическую и логическую части (система автоматического управления УКРВ, решение уравнений движения для формирования момента сопротивления электропривода и т.д.). Кроме того, в среде Matlab имеются готовые наборы инструментов для проведения оптимизационных расчетов. Все перечисленное делает среду Matlab наиболее удобной для реализации поставленной задачи.

В качестве объекта исследования выбрана СЭС выемочного участка одной из угольных шахт Кемеровской области, фрагмент электрической схемы участка СЭС приведен на рисунке 23, а описание электротехнического комплекса приведено в таблице 2.

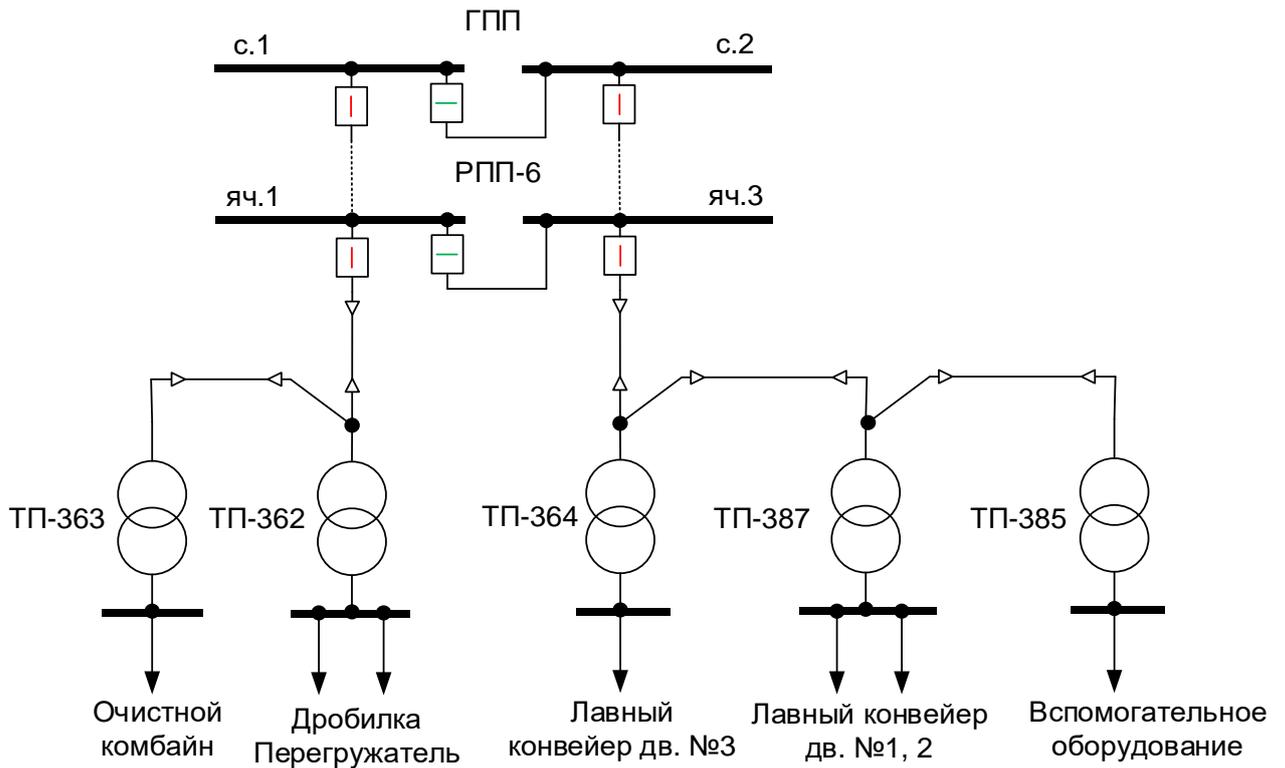


Рисунок 23 – Участок СЭС исследуемого выемочного участка угольной шахты

Таблица 2 – Характеристика горных машин выемочного участка

№	Наименование	ПУПП	Номинальное напряжение, В	Номинальная мощность, кВт	Номинальная производительность, т/час
1	Очистной комбайн Eickhoff SL 900	ТП-363	3300	2104	3000-5000
2	Лавный конвейер SH PF 6/1142	ТП-387 ТП-364	3300	3 x 1000	3000
3	Перегрузатель ST PF 6/1342	ТП-362	3300	200 / 400	3600
4	Дробилка SK 1114	ТП-362	3300	400	4000
5	Вспомогательное оборудование	ТП-385	1140	55	-

2.2 Моделирование системы электроснабжения выемочного участка

СЭС выемочного участка угольной шахты включает в себя центр питания и распределительную сеть для передачи электрической энергии электроприводам ГШО. Имитационная модель СЭС должна адекватно воспроизводить режим работы распределительной сети при передаче суммарной потребляемой мощности горным машинам выемочного участка. Важным расчетным параметром является

величина потерь мощности в распределительной сети шахты. Изменение данной величины является определяющим при оценке эффективности КРМ.

Основные элементы СЭС выемочного участка представлены в модели следующими блоками из библиотеки Simscape Electrical в Simulink:

– центр питания 35 кВ угольной шахты представлен в модели блоками источника напряжения «Three-Phase Programmable Voltage Source» и реактивного сопротивления системы «Three-Phase Series RLC Branch»;

– силовой трансформатор главной поверхностной подстанции шахты 35/6,3 кВ представлен блоком «Three-Phase Transformer (Two Windings)»;

– высоковольтная кабельная сеть 6 кВ угольной шахты, а также гибкие питающие кабели горных машин 1,2 и 3,3 кВ представлены блоками «Three-Phase Series RLC Branch»;

– силовые трансформаторы ПУПП представлены блоками «Three-Phase Transformer (Two Windings)»;

– высоковольтный выключатель представлен блоком «Three-Phase Breaker».

Топология модели СЭС определяется схемой моделируемого участка распределительной сети угольной шахты (рисунок 23). Параметры перечисленных элементов были определены на основе справочных и каталожных данных на соответствующее электросетевое оборудование.

2.3 Моделирование горно-шахтного оборудования выемочного участка

2.3.1 Разработка имитационной модели очистного комбайна

Нагрузка электропривода резания комбайна зависит от выемки угля (разрушение, вынос из зоны резания, погрузка на конвейер) и определяется горно-геологическими условиями разрабатываемого пласта и технологическими параметрами исполнительного органа очистного комбайна. Неравномерное расположение резцов вызывает периодические колебания момента сопротивления

на шнеке, а случайный характер изменения сопротивляемости разрушаемого массива угля вызывает случайные колебания момента сопротивления [67].

Момент сопротивления электропривода подачи комбайна определяется внешними силами, воздействующими на комбайн: сила тяжести комбайна; сила сопротивления подаче комбайна со стороны угольного массива; сила трения опорных механизмов о навесное оборудование конвейера [67]. В связи с тем, что сила сопротивления подаче комбайна имеет резко-переменный характер, т.к. определяется суммой сил на резцах исполнительного органа комбайна, то характер электропотребления электропривода подачи также неравномерный.

В связи с вышесказанным модель очистного комбайна должна учитывать механическую часть, в которой с учетом горно-геологических условий и случайных факторов происходит формирование момента сопротивления электродвигателей. Структурная схема имитационной модели очистного комбайна представлена на рисунке 24.

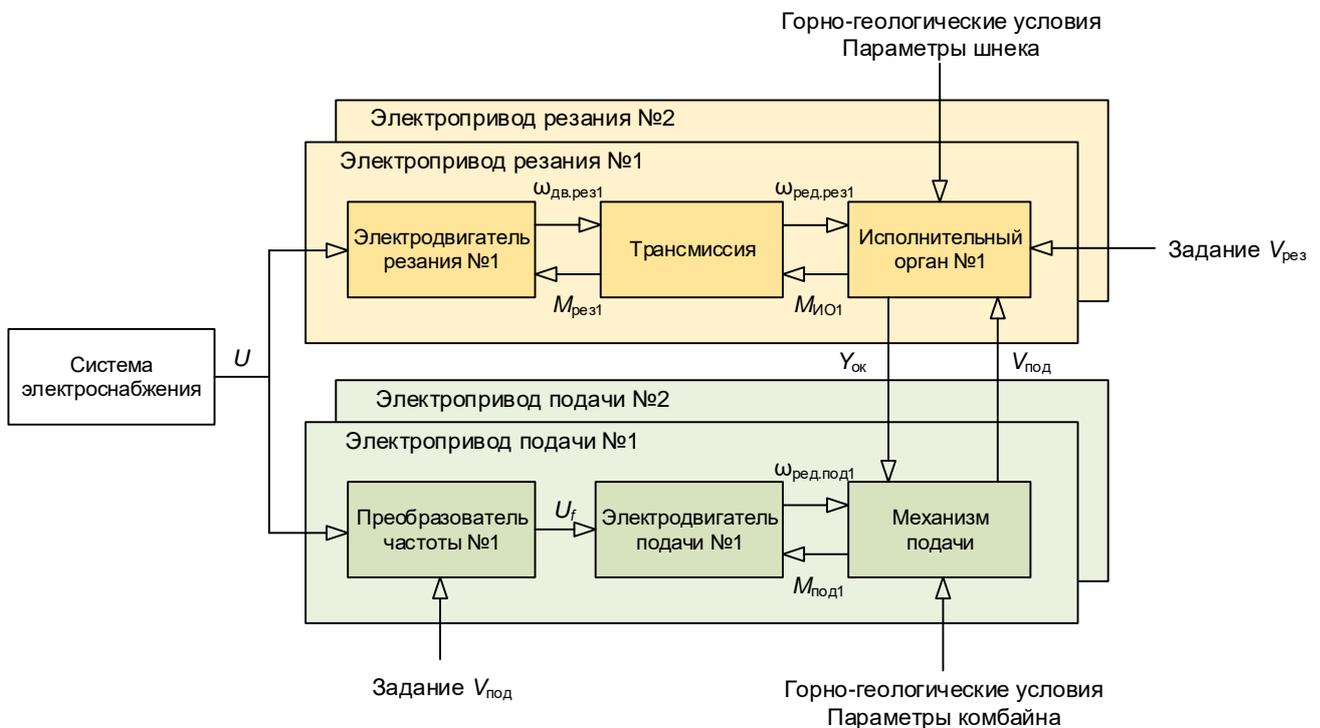


Рисунок 24 – Структурная схема имитационной модели электропривода очистного комбайна

Блок «Исполнительный орган» предназначен для моделирования момента сопротивления шнека комбайна. Для выполнения этого блока можно применить разные подходы. В работе [67] момент сопротивления на исполнительном органе моделируется путем совместной работы двух математических моделей: момента сопротивления на шнеке при резании; момента сопротивления на шнеке при транспортировании и погрузке угля. Данные математические модели учитывают множество технических параметров исполнительного органа комбайна и подробно описывают его работу, однако, являются достаточно трудоемкими для выполнения. Более простой, однако, менее точный вариант, используется в работе [68]: исполнительный орган представлен в виде передаточной функции, учитывающей среднюю сопротивляемость угля резанию, но данная модель не позволяет учесть колебания момента сопротивления вследствие неравномерности распределения резцов по поверхности шнека.

Для более полного учета характера электрической нагрузки очистного комбайна в настоящей работе в блоке «Исполнительный орган» выполняется расчет составляющей момента сопротивления шнека комбайна при резании, а также силы сопротивления подаче комбайна со стороны угольного массива по методике, изложенной в работах [67, 70]. Ниже приведены основные расчетные выражения, используемые для формирования математической модели исполнительного органа очистного комбайна. Алгоритм расчета показан на рисунке 25.

Расчет момента сопротивления электропривода комбайна выполняется для каждого значения угла поворота шнека $\varphi_{ш}$.

$$\begin{aligned}\varphi_{ш} &= \int \omega_{ш} dt, \\ \varphi_{ш} &\in [0; 2\pi),\end{aligned}\tag{6}$$

где $\omega_{ш}$ – угловая скорость шнека, рад/с.

Текущее значение угла поворота i -го резца [67, 70]:

$$\varphi_{pi} = \varphi_{ш} + i\delta,\tag{7}$$

где $\varphi_{ш}$ – текущее значение угла поворота шнека, рад; δ – угол сдвига резца, рад.

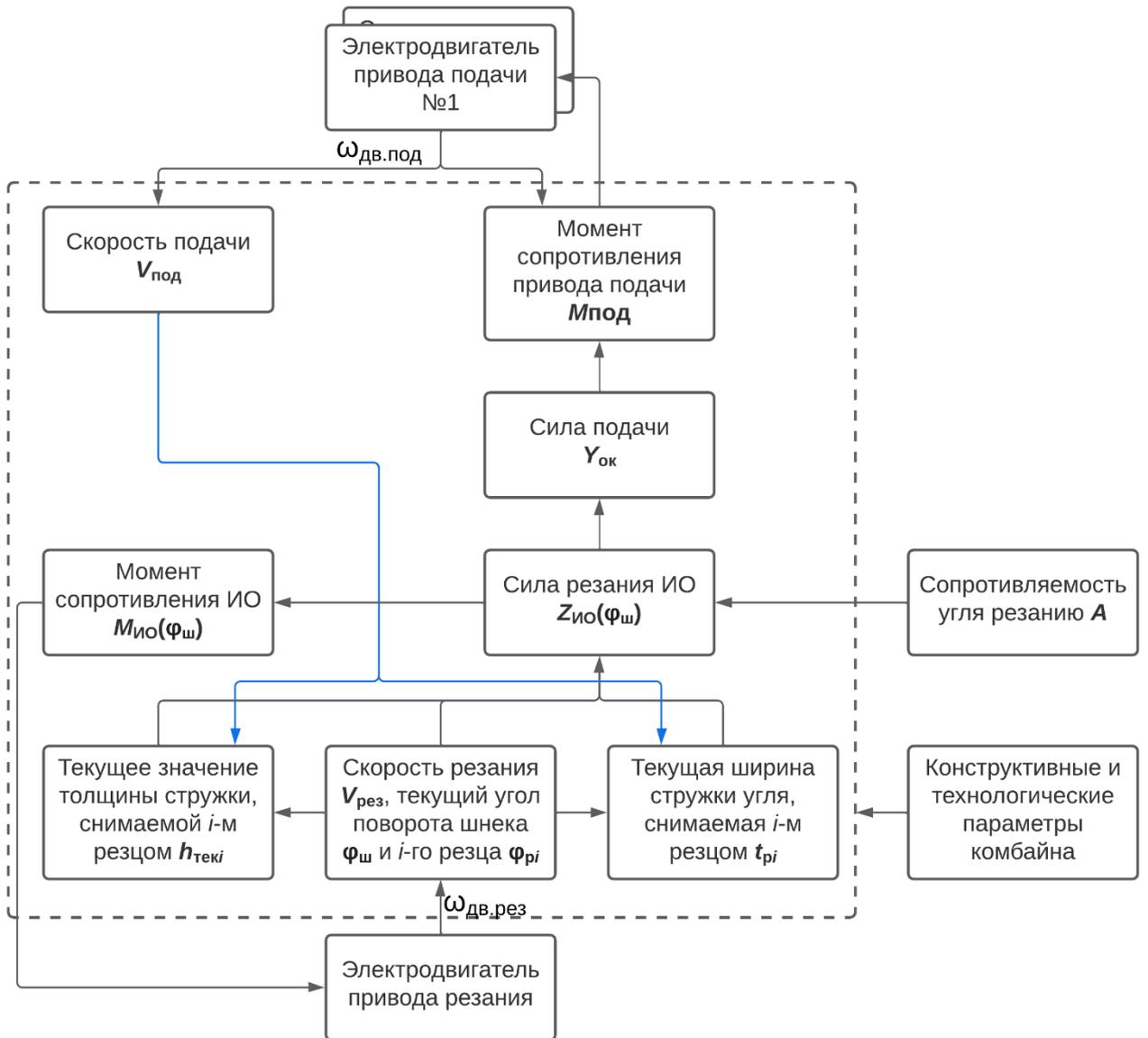


Рисунок 25 – Схема алгоритма математической модели электропривода комбайна для привода резания на опережающем шнеке

Коэффициент контакта i -го резца с пластом [67, 70]:

$$K_i = \begin{cases} 0,95 \cdot \sin \varphi_{pi} + 0,05, & \text{если } \sin \varphi_{pi} \geq 0; \\ 0, & \text{если } \sin \varphi_{pi} < 0, \end{cases} \quad (8)$$

Текущее значение толщины стружки, снимаемой i -м резцом [67, 70]:

$$h_{теки} = 0,278 \cdot K_i V_{под} \frac{\theta \pi D}{V_{рез} 60}, \quad (9)$$

где K_i – коэффициент контакта i -го резца с пластом, о.е.; $V_{\text{под}}$ – скорость подачи, м/мин; $V_{\text{рез}}$ – скорость резания, м/с; D – диаметр исполнительного органа по резцам, м; θ – центральный угол между соседними забойными и кутковыми резцами в линии резания, град.

Текущая ширина стружки угля, снимаемой i -м резцом [67, 70]:

$$t_{pi} = \begin{cases} b_{pi} + h_{\text{теки}} \operatorname{tg} \psi_i, & \text{если } t_{pi} < t'; \\ t', & \text{если } t_{pi} \geq t', \end{cases} \quad (10)$$

где b_{pi} – расчетная ширина режущей части i -го резца, см; ψ_i – угол бокового развала i -го резца, рад; t' – шаг резания, см.

Сила резания острым резцом [67, 70]:

$$Z_{oi} = 10A \frac{0,35b_{pi} + 0,3}{b_{pi} + B\sqrt{h_{\text{теки}}}} h_{\text{теки}} t_{pi} K_{oti} K_{zi} K_{\gamma} K_{\phi} K_{\text{при}} \frac{1}{\cos \varphi}, \quad (11)$$

где A – сопротивляемость угля резанию, Н/мм; B – хрупкость угля, о.е.; K_{oti} – коэффициент отжима угля в зоне i -го резца, о.е.; K_{zi} – коэффициент обнажения забоя для кутковых и забойных резцов, о.е.; K_{γ} – коэффициент влияния кинематического угла резания на удельную энергию резания, о.е.; K_{ϕ} – коэффициент формы передней грани резца, о.е.; $K_{\text{при}}$ – коэффициент влияния поворотного резца на силу резания, о.е.; φ – угол резца к направлению подачи, рад.

Сила резания с учетом кинематического значения заднего угла резца [67, 70]:

$$Z_{окi} = Z_{oi} + k_{\text{рез}} (Y_{окi} - Y_{oi}), \quad (12)$$

где Y_{oi} – сила подачи на i -м остром резце, Н; $Y_{окi}$ – сила подачи с учетом изменения заднего угла резца, Н; $k_{\text{рез}}$ – коэффициент сопротивления резанию, о.е.

$$Y_{oi} = K_{\text{пи}} Z_{oi}, \quad (13)$$

$$Y_{окi} = Y_{oi} \left(\frac{9}{\alpha_k + 2} + 0,25 \right), \quad (14)$$

$$Y_{ок} = \sum_{i=1}^{n_p} Y_{окi}, \quad (15)$$

где K_{pi} – коэффициент, характеризующий отношение силы подачи к силе резания на i -ом остром резце, о.е.; n_p – количество резцов, одновременно находящихся в контакте с забоем, шт.

$$Z_{ИО} = K_{охв} K_{осл} \sum_{i=1}^{n_p} Z_{окi}, \quad (16)$$

где $K_{охв}$ – коэффициент, характеризующий влияние угла контакта исполнительного органа с разрушаемой пачкой угля, о.е.; $K_{осл}$ – коэффициент ослабления массива, о.е.

Момент сопротивления исполнительного органа комбайна [67, 70]:

$$M_{ИО} = 0,5 \cdot D \cdot Z_{ИО}. \quad (17)$$

Момент сопротивление привода подачи комбайна:

$$M_{под} = r_3 \left(\frac{m_k}{60} \frac{dV_{под}}{dt} + m_k g \cos(\alpha_{пр}) k_{ст}(V_{под}) + Y_{ок} \pm m_k g \sin(\alpha_{пр}) \right), \quad (18)$$

где r_3 – радиус приводной звезды движителя подсистемы подачи, м; m_k – масса комбайна, кг; g – ускорение свободного падения на планете Земля, м/с²; $\alpha_{пр}$ – угол наклона пласта по простиранию, град; $k_{ст}(V_{под})$ – коэффициент трения скольжения сталь/сталь, о.е. Для учета влияния скорости подачи комбайна на коэффициент трения скольжения использована формула Крагельского-Щедрова [71, 72]:

$$k_{ст}(V_{под}) = (a + bV_{под}) e^{-cV_{под}} + d, \quad (19)$$

где a, b, c, d – константы; $V_{под}$ – мгновенная скорость подачи комбайна, м/сек.

Блок «Трансмиссия» (рисунок 24) представлен двухмассовой моделью, описываемой системой уравнений [27]:

$$\begin{cases} \ddot{\varphi}_{дв1} = \frac{1}{J_{дв1}} (M_{дв1} - M_{ред1}); \\ \ddot{\varphi}_{ИО1} = \frac{1}{J_{ИО1}} (M_{ред1} - M_{ИО1}); \\ M_{ред1} = c(\varphi_{дв1} - \varphi_{ИО1}) + \\ \quad + b(\dot{\varphi}_{дв1} - \dot{\varphi}_{ИО1}), \end{cases} \quad \begin{cases} \ddot{\varphi}_{дв2} = \frac{1}{J_{дв2}} (M_{дв2} - M_{ред2}); \\ \ddot{\varphi}_{ИО2} = \frac{1}{J_{ИО2}} (M_{ред2} - M_{ИО2}); \\ M_{ред2} = c(\varphi_{дв2} - \varphi_{ИО2}) + \\ \quad + b(\dot{\varphi}_{дв2} - \dot{\varphi}_{ИО2}), \end{cases} \quad (20)$$

где $J_{дв\ i}$ – момент инерции ротора i -го электродвигателя, $\text{кг}\cdot\text{м}^2$; $J_{ио\ i}$ – приведенные моменты инерции i -й трансмиссии и исполнительного органа, $\text{кг}\cdot\text{м}^2$; $M_{ред\ i}$ – момент на валу i -го редуктора, $\text{Н}\cdot\text{м}$; $M_{дв\ i}$ – вращающий момент i -го электродвигателя, $\text{Н}\cdot\text{м}$; $M_{ио\ i}$ – приведенный момент сил сопротивления на i -м исполнительном органе, $\text{Н}\cdot\text{м}$; $\varphi_{дв\ i}$ – относительное угловое перемещение вала i -го электродвигателя, рад; $\varphi_{ио\ i}$ – относительное угловое перемещение вала i -го исполнительного органа, рад; c – коэффициент жесткости (упругости), $\text{Н}\cdot\text{м}$; b – коэффициент демпфирования колебаний (вязкости), $\text{Н}\cdot\text{м}\cdot\text{с}$.

Имитационная модель очистного комбайна реализована в среде MATLAB – Simulink и приведена на рисунке 26. На рисунке 26, поз. 1 приведен блок «Исполнительный орган», реализованный с помощью «MATLAB Function», который содержит математическую модель исполнительного органа очистного комбайна, описываемую выражениями (7)-(17). В качестве входных величин данный блок принимает: текущее значение угла поворота шнека $\varphi_{ш}$; сопротивляемость угля резанию A ; скорость подачи $V_{под}$; сигнал задания скорости резания $V_{рез}$. «Поворот» шнека (изменение $\varphi_{ш}$ на каждом шаге моделирования) реализовано на рисунке 26, поз. 2 на основе выражения (6). Выходными параметрами блока «Исполнительный орган» являются сигналы: момент сопротивления исполнительного органа $M_{ио}$; суммарная сила подачи резцов, находящихся в контакте с забоем $Y_{ок}$.

Момент сопротивления исполнительного органа $M_{ио}$ далее передается блокам «Трансмиссия» (рисунок 26, поз. 3) для вычисления момента сопротивления электродвигателей привода резания по выражению (20). Для учета ослабления угольного массива впереди идущим верхним органом, для отстающего шнека использован коэффициент ослабления, принятый равным 0,72 [70].

Проверка текущего режима работы комбайна выполняется условными блоками, показанными на рисунке 26, поз. 4, реализующими следующую логику: если моделируется рабочий режим выемочного участка (определяется внешним сигналом «load_on»), то подать момент сопротивления в следующую часть модели, иначе момент сопротивления с блока «Исполнительный орган» не снимается.

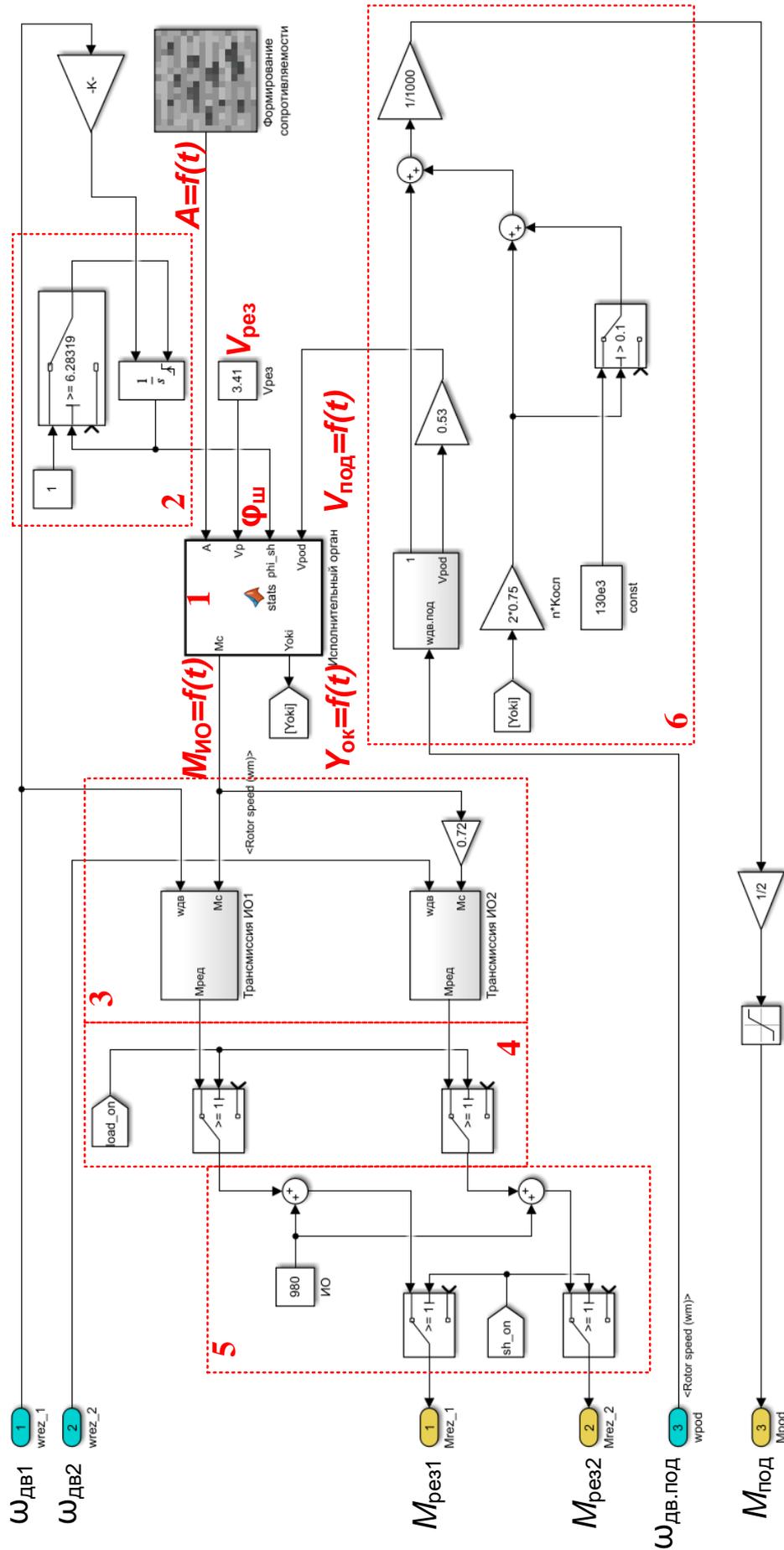


Рисунок 26 – Механическая часть имитационной модели очистного комбайна

Формирование момента сопротивления в режиме холостого хода реализовано блоком, показанным на рисунке 26, поз. 5. Значение момента сопротивления электродвигателя в режиме холостого хода комбайна (980 Н·м) принято экспериментально, по результатам подбора и сравнения результатов моделирования токовой нагрузки привода резания с результатами измерений. С помощью условных блоков выполняется проверка состояния выключателя в соответствии со следующей логикой: если выключатель комбайна включен, то подать момент сопротивления на электродвигатели привода резания, иначе не подавать момент сопротивления.

В блоке имитационной модели, показанном на рисунке 26, поз. 6, выполняется расчет момента сопротивления привода подачи и скорости подачи в соответствии с выражениями (18)-(19).

В качестве электродвигателей для привода резания очистного комбайна использованы асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором с двойной беличьей клеткой марки dWaEH72/2-4 со следующими параметрами: $P_{\text{ном}} = 825$ кВт; $U_{\text{ном}} = 3300$ В; $\cos\varphi_{\text{ном}} = 0,92$; $\eta_{\text{ном}} = 94$ %; $n_{\text{об.ном}} = 1485$ об/мин. Для определения параметров модели электродвигателя была использована оболочка `power_AynchronousMachineParams` в среде Matlab, выполняющая расчет электрических параметров асинхронных двигателей с двойной беличьей клеткой на основе паспортных данных [73].

Для привода подачи использованы асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором марки SG 440M-4f со следующими параметрами: $P_{\text{ном}} = 150$ кВт; $U_{\text{ном}} = 690$ В; $\cos\varphi_{\text{ном}} = 0,86$; $\eta_{\text{ном}} = 94,2$ %; $n_{\text{об.ном}} = 1481$ об/мин.

Для управления приводом подачи очистного комбайна использован метод прямого управления моментом (DTC). Система управления реализована в среде Matlab – Simulink с помощью стандартного блока «Induction Machine Direct Torque Control» [75], а также на основе практического примера реализации прямого управления моментом в Simulink – «Asynchronous Machine Direct Torque Control» [76]. Имитационная модель системы управления показана на рисунке 27 (поз. I) и включает в себя: блок, реализующий алгоритм прямого управления моментом (поз.

1); сигнал задания скорости привода подачи (поз. 2); сигнал включения привода подачи (поз. 3); сигнал текущей угловой скорости управляемого асинхронного двигателя (поз. 4).

Преобразователь частоты привода подачи показан на рисунке 27 (поз. II) и включает в себя трехфазный мостовой выпрямитель (поз. 5), звено постоянного тока (поз. 7) и трехфазный двухуровневый инвертор на IGBT транзисторах с обратными диодами (поз. 6). В звено постоянного тока входит батарея конденсаторов емкостью 2070 мкФ и резистор сопротивлением 25 кОм. Параметры элементов приняты по паспортным данным преобразователя частоты BEKFU11, используемого в приводе подачи очистного комбайна Eickhoff SL 900 [74].

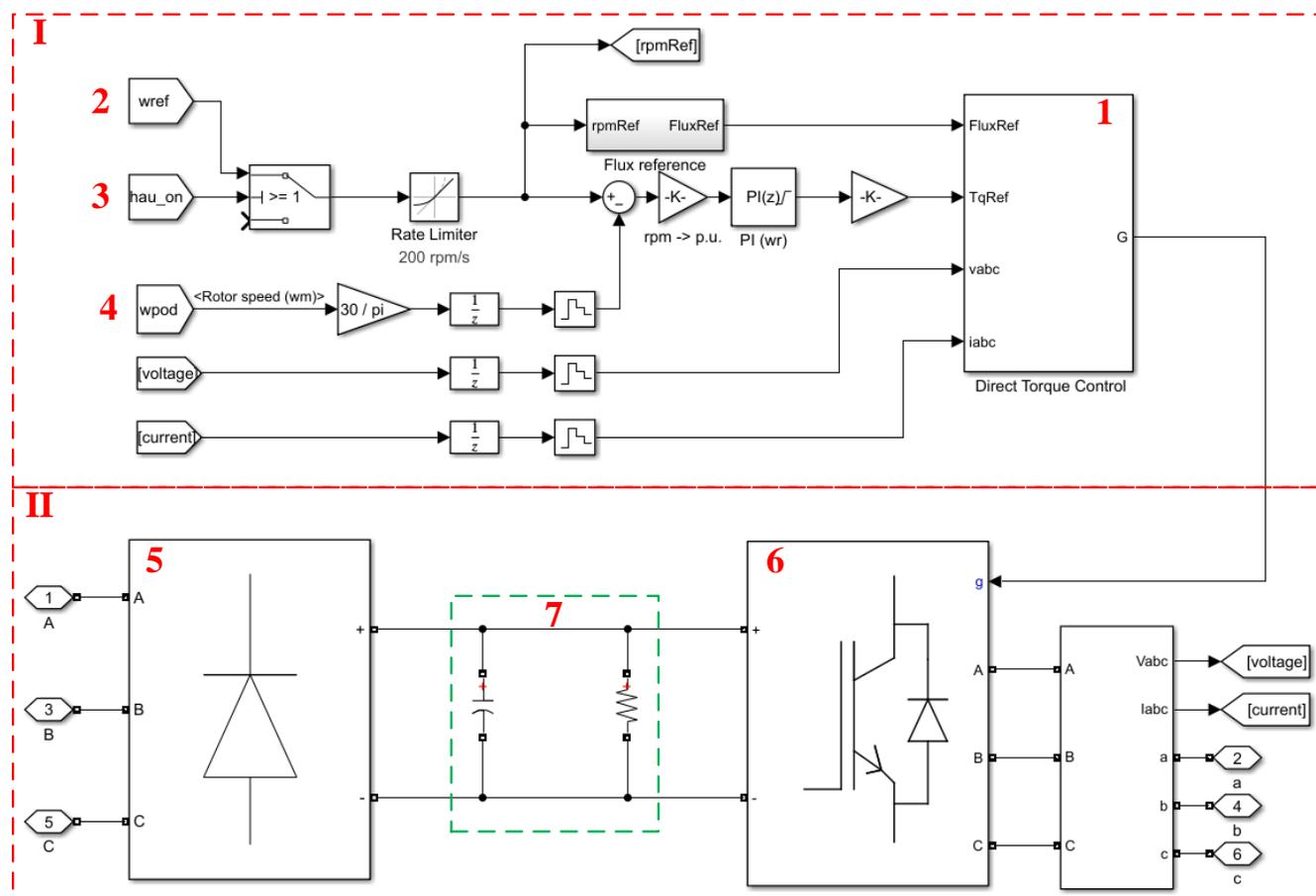


Рисунок 27 – Система управления и преобразователь частоты привода подачи

Для формирования стохастической функции изменения сопротивляемости угольного пласта резанию использован метод формирующего фильтра, при подаче

на вход которого белого шума на выходе получается сигнал, обладающий необходимыми свойствами, описанный в работе [77]. Входными параметрами для данной модели являются статистические характеристики крепости угля, а также удельное содержание твердых включений в разрушаемом пласте и их сопротивляемость резанию. Разработанная имитационная модель приведена на рисунке 28.

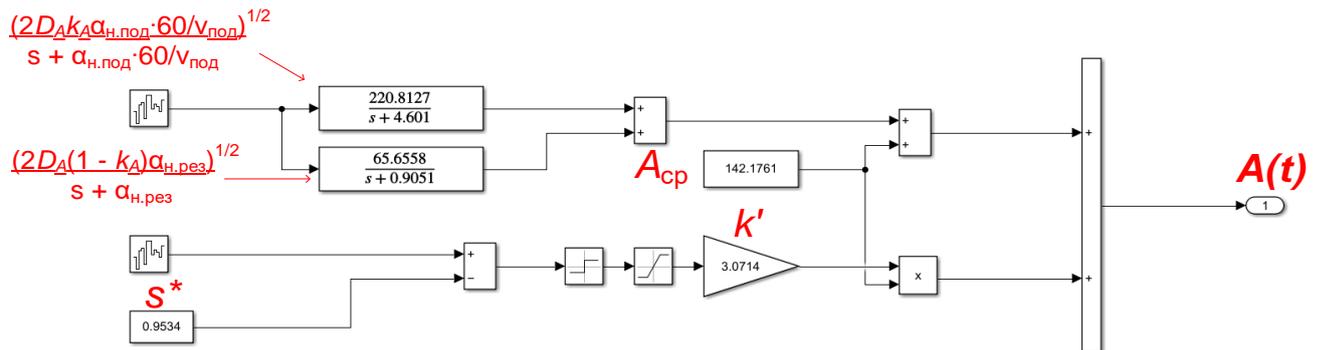


Рисунок 28 – Имитационная модель блока формирования сопротивляемости угля резанию

Полная имитационная модель электропривода очистного комбайна показана на рисунке 29. В подсистему «Исполнительный орган» (поз. 1) входит механическая часть модели, показанная на рисунке 26. На рисунке 29, поз. 2 показаны асинхронные электродвигатели привода резания комбайна, а на рисунке 29, поз. 3 – привода подачи. На рисунке 29, поз. 4 изображены преобразователи частоты привода подачи, а на рисунке 29, поз. 5 показан трансформатор, понижающий питающее напряжение 3300 В до 690 В, для работы привода подачи комбайна. Привод дополнительного шнека комбайна моделируется приближенно в виде блока статичной нагрузки (рисунок 29, поз. 6). Гибкий шахтный кабель представлен в виде блока с сосредоточенным активным и индуктивным сопротивлением (рисунок 29, поз. 7). На рисунке 29, поз. 8 показан силовой высоковольтный выключатель, управляемый внешним сигналом «sh_on».

В связи с отсутствием точных значений параметров модели случайного изменения сопротивляемости угля резанию для их определения были использованы методы оптимизации. Оптимизация выполнялась по восьми параметрам:

- 1) математическое ожидание сопротивляемости угля резанию, A_{cp} , Н/мм;
- 2) дисперсия сопротивляемости угля резанию, D_A , (Н/мм)²;
- 3) коэффициент отношения дисперсий низкочастотных составляющих сопротивляемости угля резанию, k_A , о.е.;
- 4) коэффициент затухания автокорреляционной функции при изменении сопротивляемости угля резанию в направлении движения комбайна, $\alpha_{н.под}$, с⁻¹;
- 5) коэффициент затухания автокорреляционной функции при изменении сопротивляемости угля резанию в направлении скорости резания, $\alpha_{н.рез}$, с⁻¹;
- 6) длительность увеличения крепости разрушаемого пласта при попадании твердых включений, T_s , с;
- 7) удельное содержание твердых включений в пласте, S^* , о.е.;
- 8) коэффициент, равный отношению сопротивляемости резанию твердых включений и угля, k' , о.е.

Для оптимизации была сформирована целевая функция, описывающая суммарное отклонение характеристик моделируемой токовой нагрузки от натуральных данных:

$$OF = |\delta m| + |\delta \bar{x}| + |\Delta \sigma|, \quad (21)$$

где $\delta \bar{x}$ – отклонение математического ожидания, о.е.; δm – отклонение медианы, о.е.; $\Delta \sigma$ – отклонение стандартного отклонения, о.е.

Оптимизация выполнена при следующих условиях:

$$\min OF \text{ при } \left\{ \begin{array}{l} 100 \leq A_{cp} \leq 200; \\ 100 \leq D_A \leq 8000; \\ 0,1 \leq k_A \leq 1; \\ 0 \leq \alpha_{н.под} \leq 1; \\ 0 \leq \alpha_{н.рез} \leq 1; \\ 30 \leq T_s \leq 200; \\ 0 \leq S^* \leq 1; \\ 0 \leq k' \leq 5. \end{array} \right. \quad (22)$$

Для оптимизации использованы методы, входящие в пакет Global Optimization Toolbox в программной среде Matlab:

- метод прямого поиска (PS) [78];
- метод роя частиц (PSO) [79];
- генетический алгоритм (GA) [80];
- имитация отжига (SA) [81];
- суррогатный алгоритм (SO) [82].

Валидация имитационной модели выполнена на основе натуральных данных, полученных от одной из шахт Кемеровской области. Для проведения валидации моделировалась работа привода резания при рабочем ходе очистного комбайна в течение 600 сек.

Для настройки параметров модели выбран узкий диапазон скорости подачи в 8,2...9,2 м/мин (129 периодов рабочего хода). На рисунке 30 приведен график изменения значения целевой функции при выполнении оптимизации.

Результаты оптимизации параметров модели случайного изменения сопротивляемости угля резанию представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты оптимизации

Метод	A_{cp} , Н/мм	D_A , (Н/мм) ²	k_A , о.е.	$\alpha_{н.под}$, с ⁻¹	$\alpha_{н.рез}$, с ⁻¹	T_s , с	S^* , о.е.	k' , о.е.	OF , о.е.
PS	104.9747	5019.1758	0.1000	0.0000	1.0000	30.0000	0.0000	0.0000	0.0792
GA	111.8825	5280.5949	0.8149	0.8671	0.0569	135.7764	0.7765	2.2115	0.0737
SO	105.3063	3553.5746	0.6578	0.5540	0.7630	115.0022	0.1002	0.0000	0.0774
PSO	106.4292	5535.8179	0.7885	0.9352	0.0277	30.4891	0.7092	3.6415	0.0657
SA	103.7227	106.2165	0.9844	0.0054	0.3000	144.2128	0.0404	1.0661	0.0082

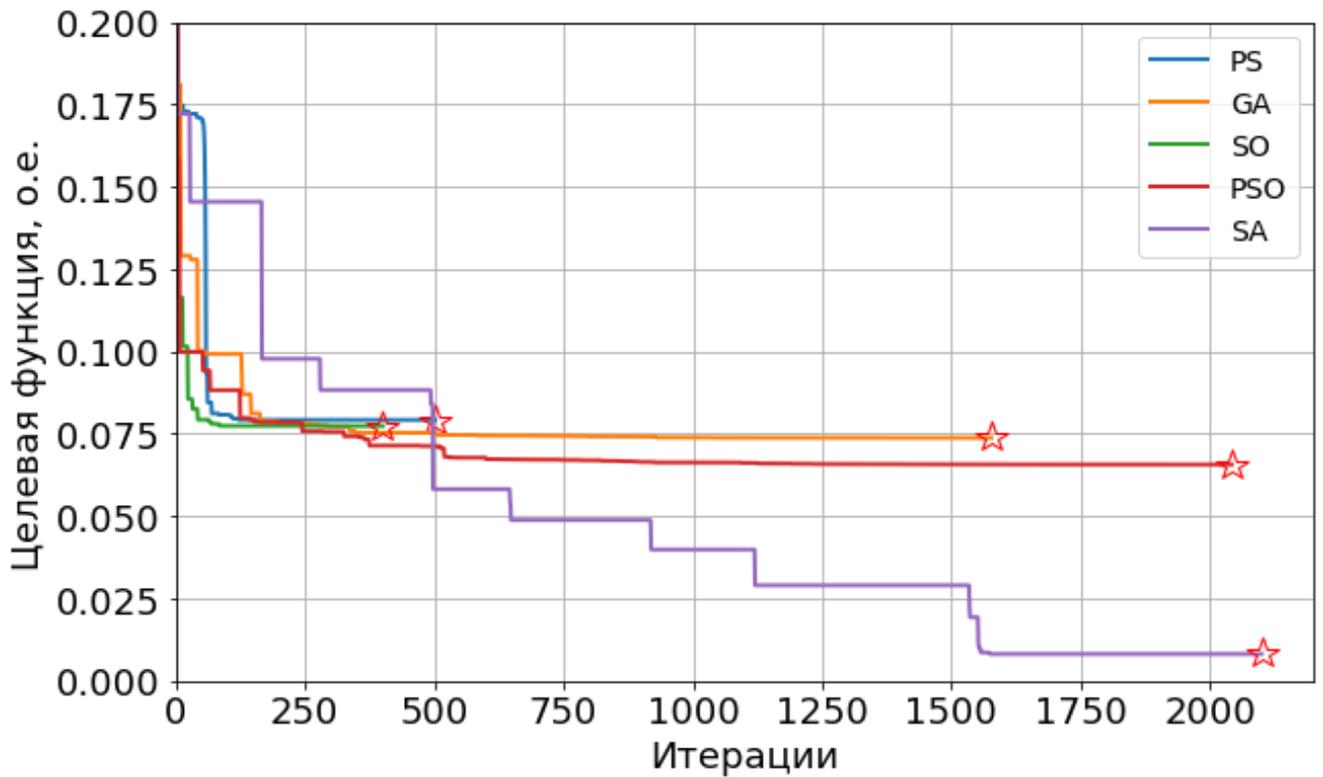


Рисунок 30 – График изменения значения целевой функции при оптимизации различными методами

Как следует из рисунка 30, лучший результат показал метод оптимизации имитация отжига (SA), обеспечив суммарные отклонения результатов моделирования менее 1 % (значение целевой функции 0,0082), что более чем в 8 раз меньше по сравнению с другими методами оптимизации.

В таблице 4 представлены результаты оценки адекватности разработанной имитационной модели на основании сопоставления основных параметров токовой нагрузки привода резания очистного комбайна, полученных по результатам моделирования и измерения

Таблица 4 – Результаты валидации модели привода резания очистного комбайна

Показатель	Результат моделирования, А	Результат измерения, А	Отклонение, %
Медиана	69,005	69,0	0,01
Математическое ожидание	75,32	75,74	-0,55
Стандартное отклонение	24,99	24,94	0,20

На рисунке 31 представлена зависимость характеристик токовой нагрузки комбайна от скорости подачи, полученная по результатам имитационного моделирования, наложенная на результаты измерения.

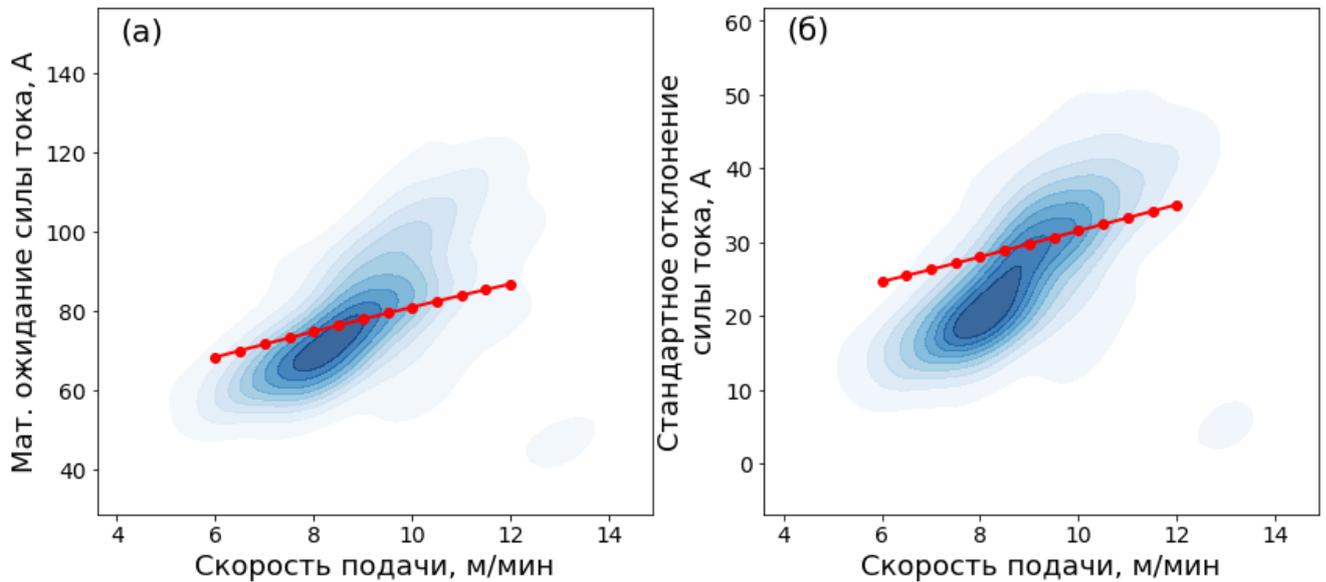


Рисунок 31 – Зависимость математического ожидания (а) и стандартного отклонения (б) силы тока привода резания от скорости подачи очистного комбайна

Таким образом предложенный подход к выбору неизвестных параметров модели сопротивляемости угля резанию позволяет получить достаточно точные результаты моделирования. Проведенная валидация показала, что разработанная имитационная модель электропривода очистного комбайна обладает достаточной для практики точностью и адекватно воспроизводит график изменения тока привода резания в рабочем режиме комбайна.

На рисунке 32 представлены графики результатов моделирования пусковых процессов электропривода очистного комбайна. Запуск электродвигателей привода резания производится в моменты времени $T = 1$ сек и $T = 2$ сек. В момент времени $T = 4$ сек производится пуск привода подачи с плавным разгоном до заданной частоты вращения. По мере разгона привода подачи и увеличения скорости подачи комбайна на исполнительном органе увеличивается момент сопротивления, начинается зарубка очистного комбайна. Пуск электропривода резания

сопровождается существенным снижением коэффициента мощности в среднем до 0,46 и провалом напряжения до $0,86 \cdot U_{\text{ном}}$.

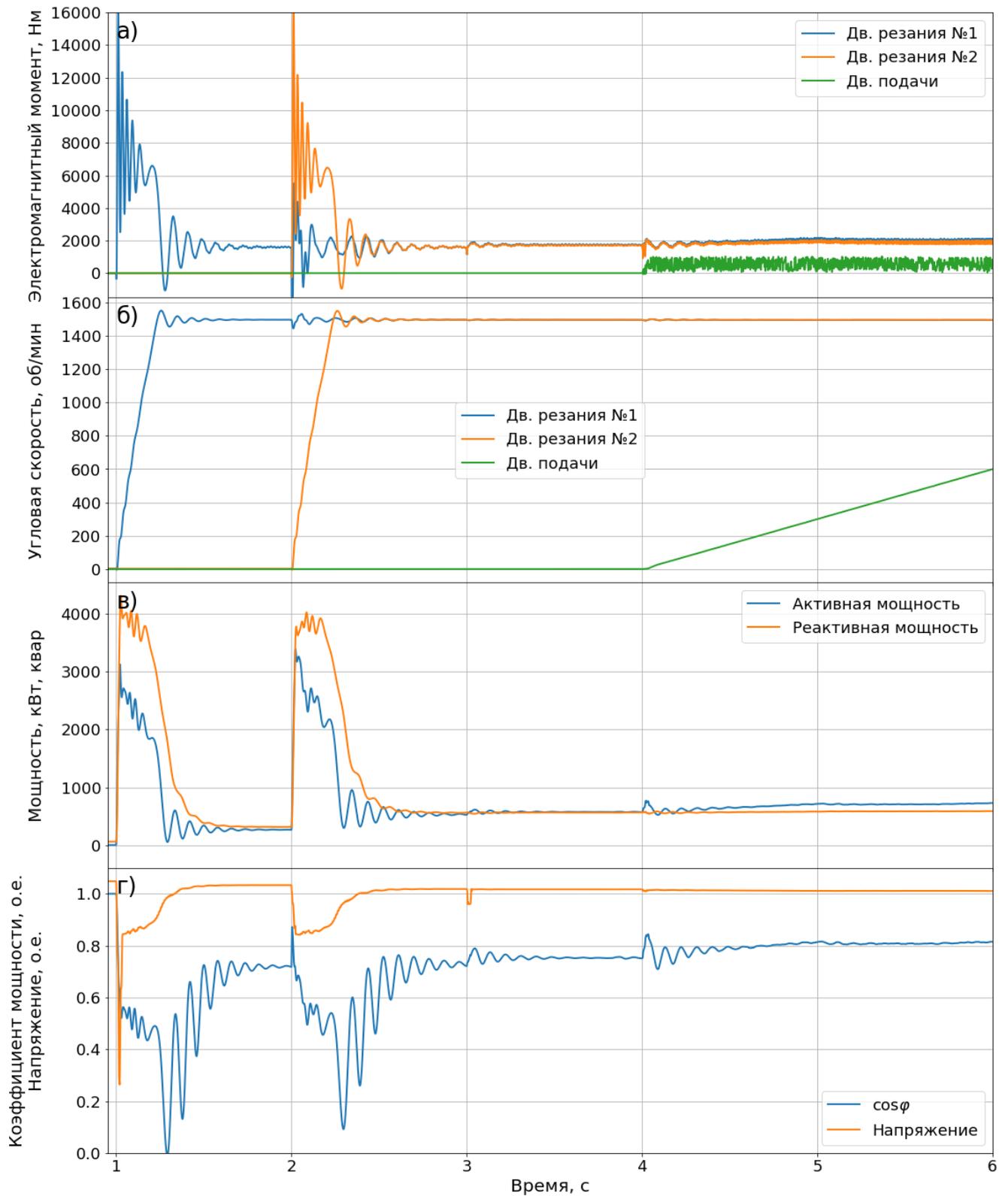


Рисунок 32 – Графики изменения электромагнитных моментов (а), угловых скоростей (б), мгновенных токов (в) электродвигателей привода очистного комбайна и графики изменения коэффициента мощности и напряжения на выводах комбайна (г) во время пуска

2.3.2 Разработка имитационной модели лавного конвейера

Наиболее распространенным подходом к имитационному моделированию тягового органа СК является его представление совокупностью элементарных динамических звеньев (ЭДЗ). Такая математическая модель тягового органа СК достаточно подробно освещена в литературе как отечественных [83–85] так и зарубежных [86–88] авторов. ЭДЗ представляет собой некоторую инерционную массу m_i , которая связана с соседней массой при помощи линейного упруго-диссипативного элемента с коэффициентом жесткости C_i и коэффициентом сопротивления β_i . Каждое ЭДЗ описывается уравнением движения:

$$m_i \ddot{x}_i - [C_{i-1}(x_{i-1} - x_i) + \beta_{i-1}(\dot{x}_{i-1} - \dot{x}_i) - C_i(x_i - x_{i+1}) - \beta_i(\dot{x}_i - \dot{x}_{i+1})] - f_i = 0, \quad (23)$$

где m_i – масса i -го ЭДЗ; $x_i, \dot{x}_i, \ddot{x}_i$ – координата i -го ЭДЗ, ее первая (скорость) и вторая (ускорение) производная соответственно; C_i, β_i – коэффициенты жесткости и сопротивления ЭДЗ; f_i – сила сопротивления, действующая на i -ю массу. Уравнение можно записать короче в виде:

$$m_i \ddot{x}_i - F_{i-1} + F_i - f_i = 0, \quad (24)$$

где F_i – усилие в i -м ЭДЗ:

$$F_i = C_i(x_i - x_{i+1}) + \beta_i(\dot{x}_i - \dot{x}_{i+1}). \quad (25)$$

Тяговый орган СК делится на n ЭДЗ и может быть представлен следующей динамической моделью, показанной на рисунке 33 [84].

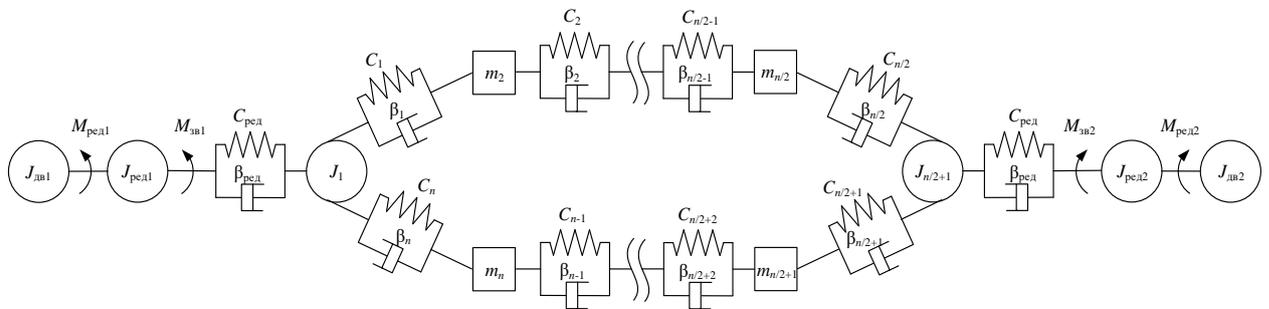


Рисунок 33 – Динамическая схема тягового органа и электропривода СК

На рисунке 33 массы J_1 и $J_{n/2+1}$ представляют приводные звездочки головного

и хвостового привода СК. Массы с m_2 по $m_{n/2}$ образуют рабочую ветвь (массы тягового органа и перемещаемого груза), а массы с $m_{n/2+1}$ по m_n – образуют холостую ветвь (массы тягового органа без груза). Массы $J_{ред1}$, $J_{ред2}$ представляют собой редукторы головного и хвостового привода, а $J_{дв1}$ и $J_{дв2}$ – электродвигатели головного и хвостового привода СК.

Момент сопротивления на приводных звездочках СК может быть представлен уравнениями:

$$M_{c1} = J_1 \ddot{x}_1 - (F_n - F_1 - f_1) r_{зв}, \quad (26)$$

$$M_{c2} = J_{n/2+1} \ddot{x}_{n/2+1} - (F_{n/2} - F_{n/2+1} - f_{n/2+1}) r_{зв}, \quad (27)$$

где $r_{зв}$ – радиус приводной звездочки СК.

Величина силы сопротивления f_i определяется в зависимости от скорости перемещения ЭДЗ. При значении скорости близкой к нулевой в качестве силы сопротивления принимается сила трения трогания, а при скорости отличной от нулевой – сила трения скольжения. Подробнее расчет этих сил показан в работе [87].

Редуктор описывается следующими уравнениями:

$$J_{ред} \ddot{x}_{ред} = M_c - M_{ред}, \quad (28)$$

$$M_{ред} = C_{ред} (x_{дв} - x_{ред}) + \beta_{ред} (\dot{x}_{дв} - \dot{x}_{ред}). \quad (29)$$

Таким образом динамическая схема на рисунке 33 (за исключением двигателей) описывается системой дифференциальных уравнений (26)-(29).

Для учета скорости заполнения конвейера введен ограничитель скорости изменения грузопотока, параметры которого получены на основании анализа результатов измерений грузопотока конвейера исследуемого выемочного участка.

По производной от грузопотока был сформирован массив меток направления изменения величины грузопотока (увеличение или уменьшение) для каждого момента времени. По данным меткам была выполнена группировка массива грузопотока с подсчетом длительности и величины изменения грузопотока для каждого периода его роста или уменьшения. Установлено, что медианное значение длительности изменения грузопотока составляет 5,16 мин (при изменении

величины грузопотока за период роста/уменьшения не менее 1000 т/ч). Гистограмма частот длительности заполнения и разгрузки конвейера приведена на рисунке 34.

Ниже представлено моделирование лавного конвейера типа SH PF 6/1142 с трехдвигательным электроприводом, включающем головной и хвостовой асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором 1000 кВт, напряжением 3300 В. Коэффициенты жесткости и сопротивления ЭДЗ приняты по данным работ [87, 88].

Имитационная модель тягового органа СК выполнена в среде Matlab – Simulink и для удобства объединена в подсистему, приведенную на рисунке 35. На рисунке 36 приведена модель ЭДЗ рабочей ветви СК, на рисунке 37 – ЭДЗ порожней ветви, а на рисунке 38 – приводной звездочки СК. На рисунке 39 показана модель формирования грузопотока СК.

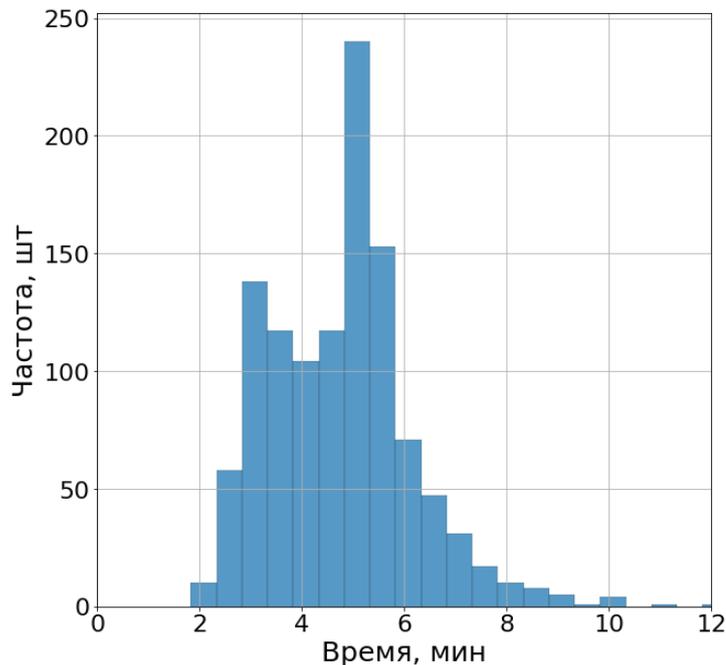


Рисунок 34 – Гистограмма частот длительности изменений грузопотока

Величина грузопотока СК Q определяется в зависимости от скорости подачи комбайна $V_{\text{под}}$ по выражению (рисунок 39, поз. 1):

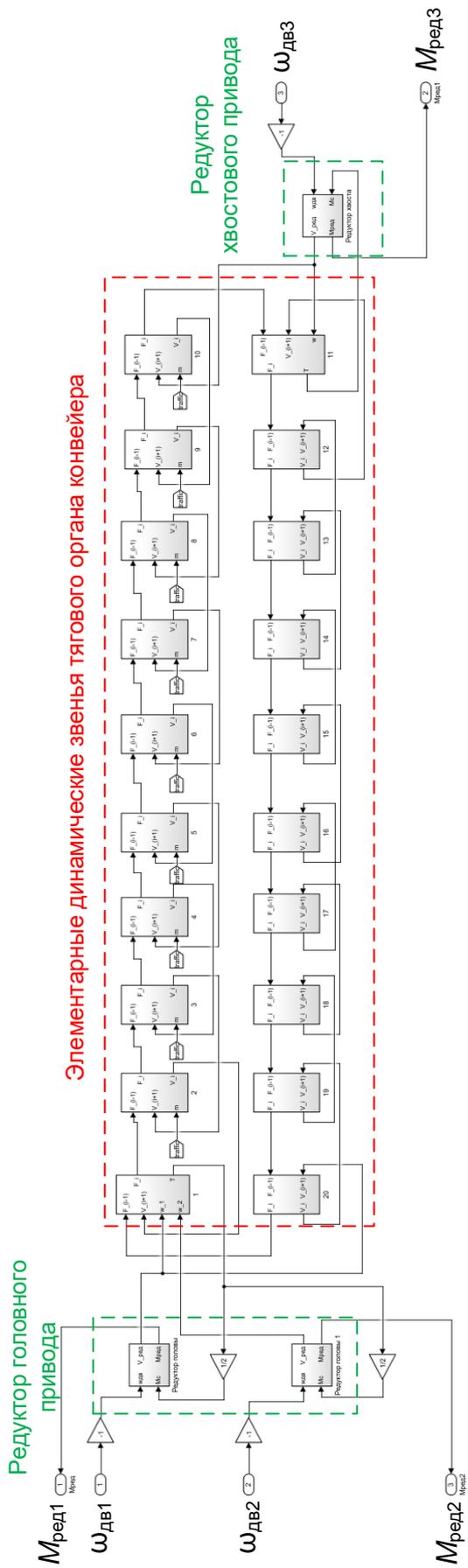


Рисунок 35 – Имитационная модель тягового органа СК

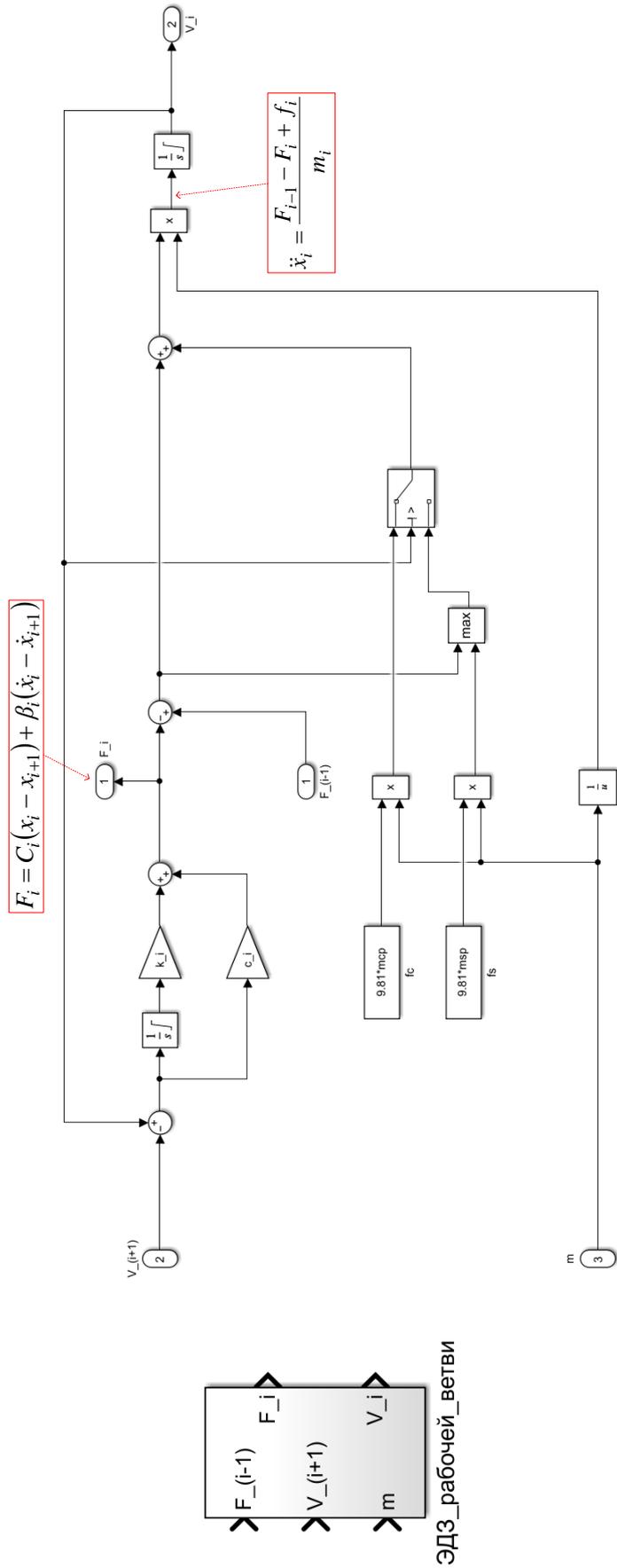


Рисунок 36 – Имитационная модель ЭДЗ рабочей ветви СК

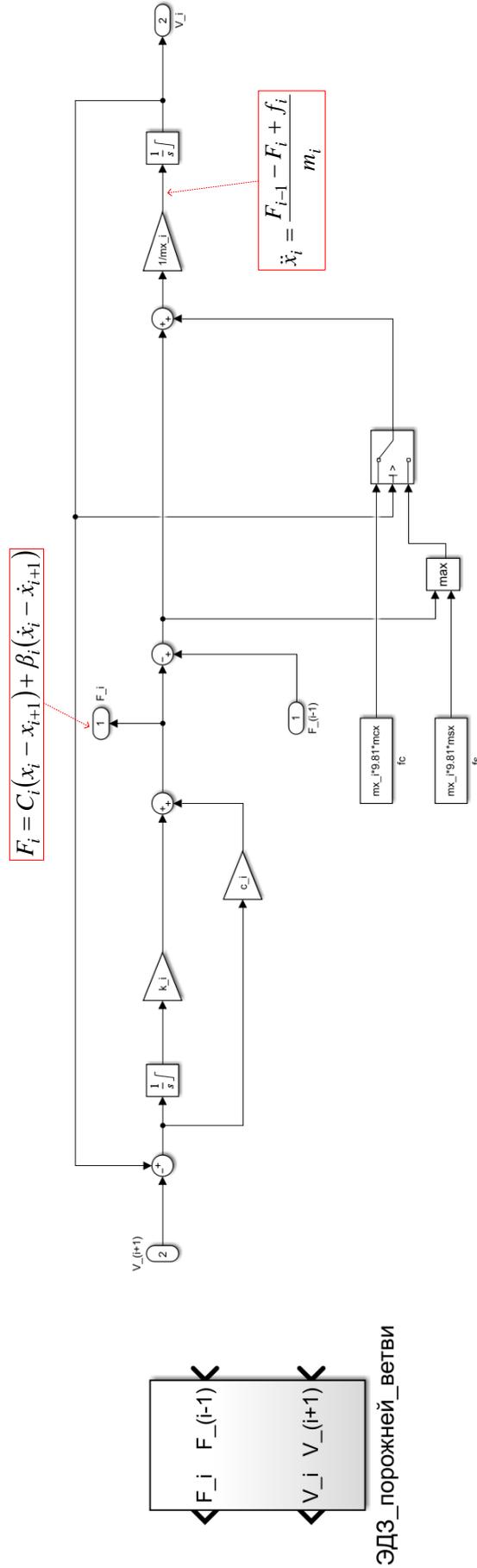


Рисунок 37 – Имитационная модель ЭДЗ порожней ветви СК

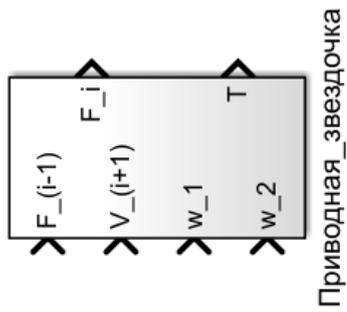
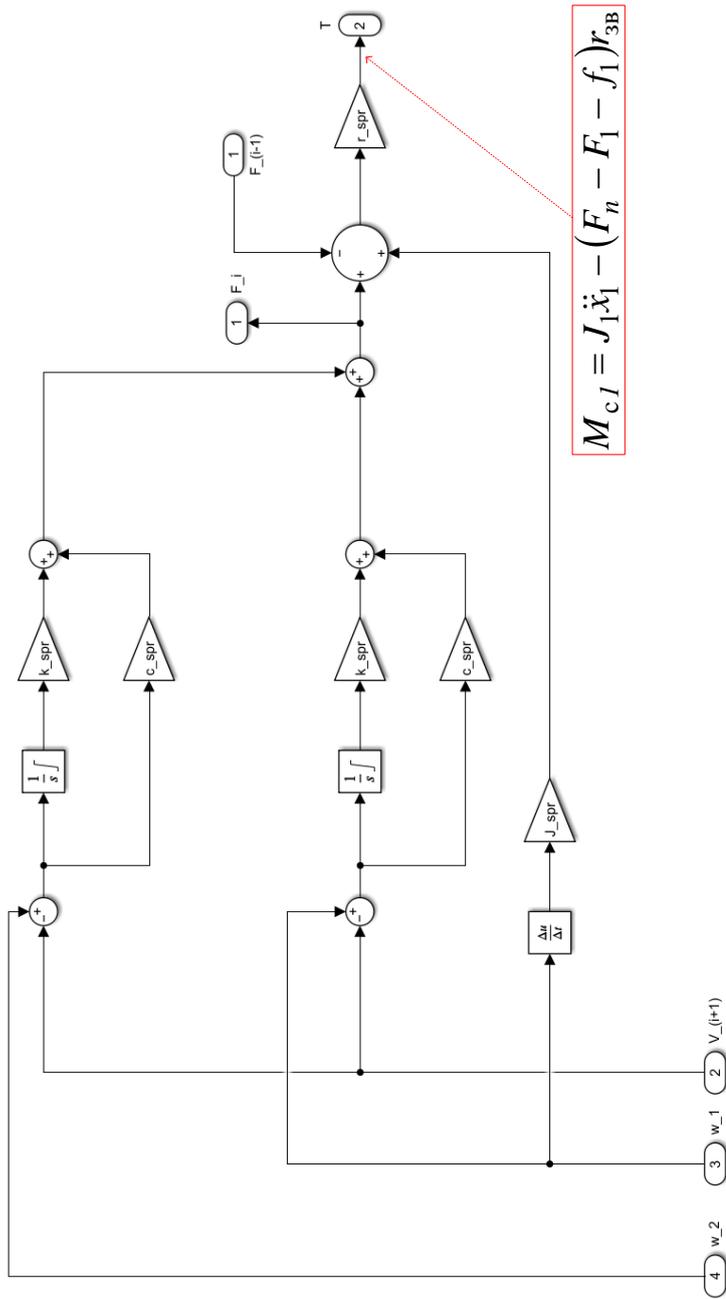


Рисунок 38 – Имитационная модель ЭДЗ приводной звездочки СК

$$Q = 188,46 \cdot V_{\text{под}} \cdot \quad (30)$$

Выражение (30) получено по результатам анализа массива измерений грузопотока конвейера и скорости подачи комбайна.

На рисунке 39, поз. 2 выполняется расчет эквивалентной массы ЭДЗ по выражению:

$$m_{\text{раб}} = \frac{407}{10} \left(\frac{Q}{3,6} 1,2 + 172,9 \right), \quad (31)$$

где $407/10$ – эквивалентная протяженность участка конвейера, моделируемого ЭДЗ, м; $1,2$ – скорость перемещение скребков конвейера, м/с; $172,9$ – масса тягового органа, кг.

Блок «Rate Limiter» на рисунке 39 предназначен для ограничения скорости изменения грузопотока СК для предотвращения скачкообразных изменений грузопотока при изменении скорости подачи комбайна.

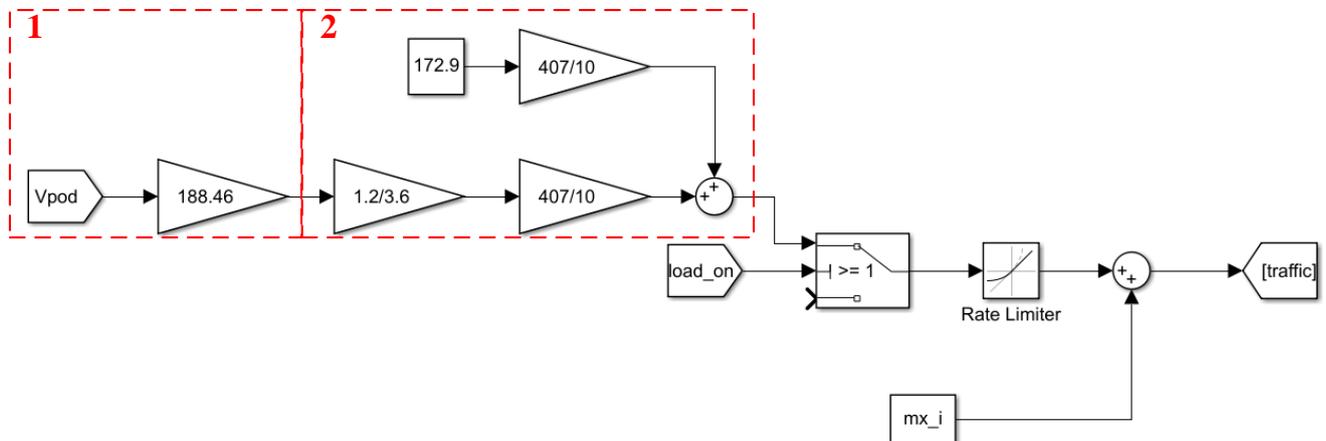


Рисунок 39 – Модель формирование грузопотока СК

На рисунке 40 показана полная имитационная модель трехдвигательного электропривода СК, включающая в себя: подсистему, моделирующую тяговый орган конвейера; электродвигатели; шахтные кабели; выключатели.

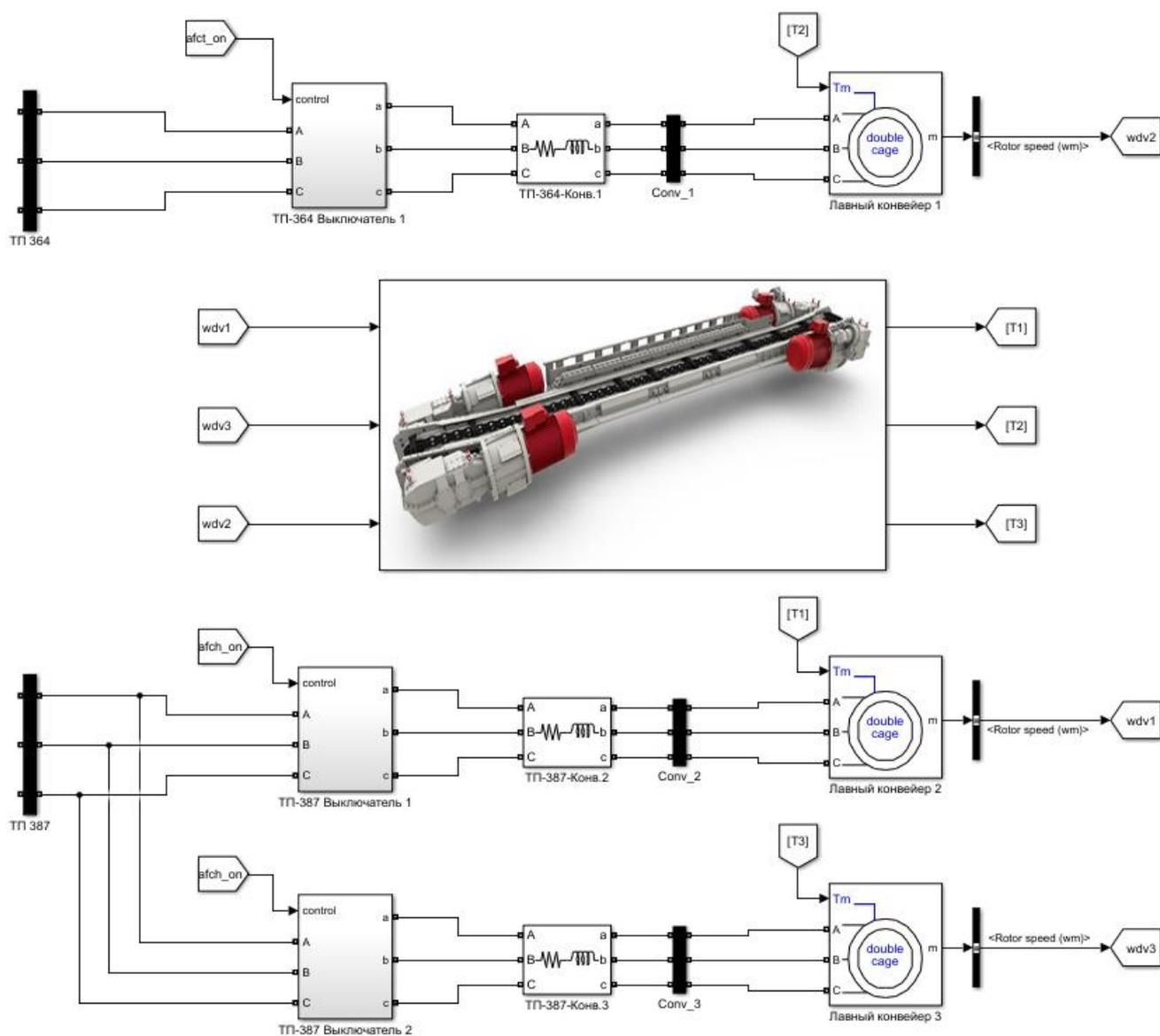


Рисунок 40 – Имитационная модель электропривода СК

В качестве электродвигателей в модели СК использованы асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором с двойной беличьей клеткой взрывозащищенного исполнения со следующими параметрами: $P_{\text{ном}} = 1000$ кВт; $U_{\text{ном}} = 3300$ В; $\cos\varphi_{\text{ном}} = 0,86$; $\eta_{\text{ном}} = 96,7$ %; $n_{\text{об.ном}} = 1470$ об/мин.

На рисунке 41 приведены результаты моделирования работы электропривода лавного конвейера. В момент времени $T = 1$ сек производится запуск хвостового привода, а в $T = 2,5$ сек – головных. Во время пуска коэффициент мощности составляет в среднем 0,49, а напряжение на шинах РПП-6 снижается до $0,84 \cdot U_{\text{ном}}$.

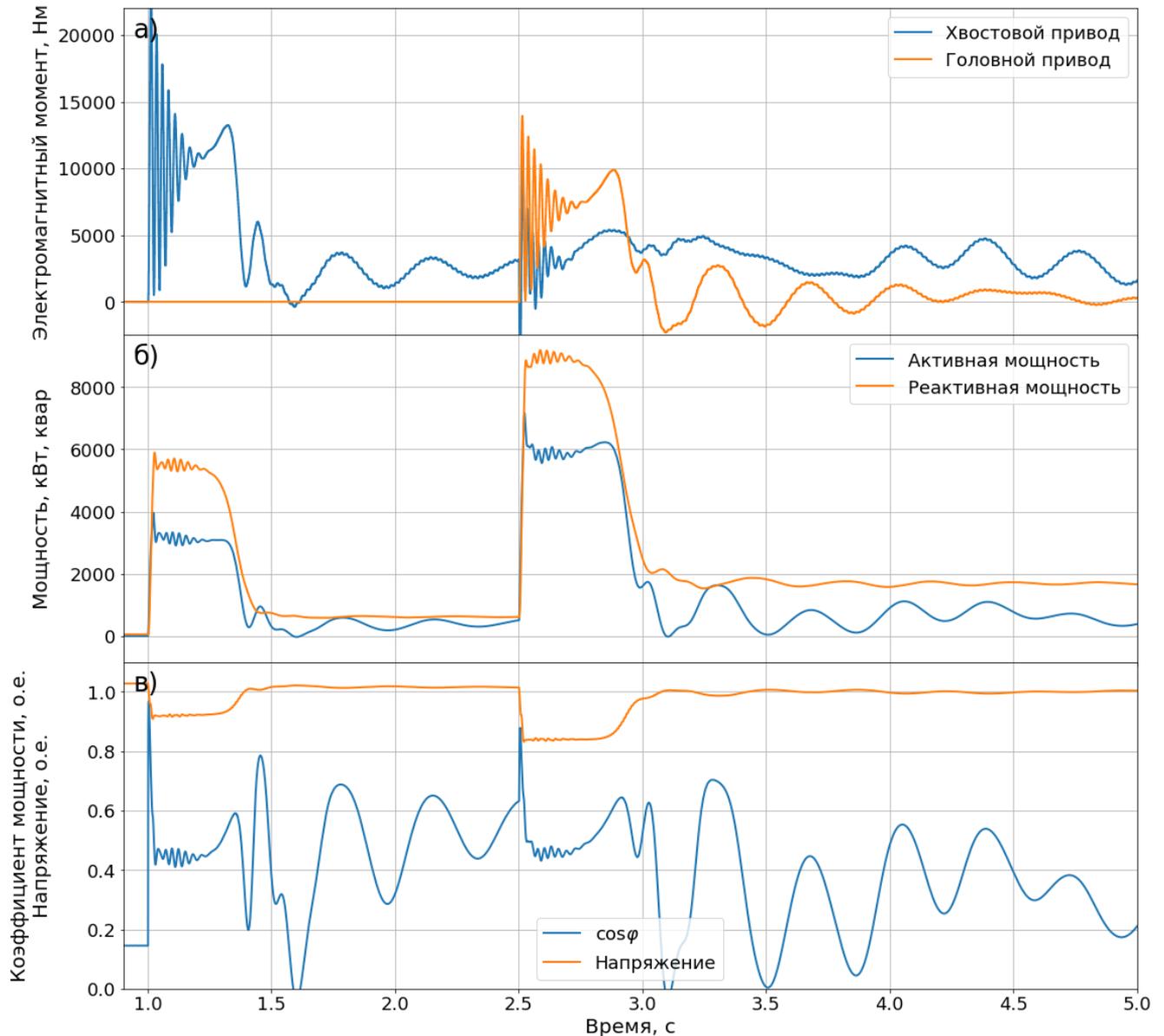


Рисунок 41 – Графики изменения электромагнитных моментов (а), грузопотока (б), мгновенных токов (в) электропривода СК и графики изменения коэффициента мощности и напряжения на шинах РПП-6 (г) во время пуска

2.3.3 Разработка имитационной модели перегружателя и дробилки

Разработанная имитационная модель СЭС выемочного участка угольной шахты включает также модели электропривода перегружателя и дробилки. Для электропривода данных горных машин использована упрощенная модель без учета их механической части. Такое допущение сделано для упрощения модели и

оправдано малой мощностью данных горных машин по сравнению с установленной мощностью выемочного участка (порядка 6,78 %).

Имитационные модели электропривода перегружателя и дробилки реализованы в программной среде Matlab – Simulink и включают в себя блок асинхронного электродвигателя и блок задания момента сопротивления в рабочем режиме и в режиме холостого хода. На рисунке 42 показана имитационная модель электропривода дробилки (модель привода перегружателя выполнена аналогично и не показана). В верхней части рисунок 42 показана электрическая часть модели, включающая в себя блок асинхронного электродвигателя с короткозамкнутым ротором, гибкий кабель и выключатель. В нижней части рисунок 42 показана подсистема формирования момента сопротивления электродвигателя.

На рисунке 42, поз. 1 выполняется сравнение величины грузопотока конвейера с пороговым значением, разделяющим рабочий режим и режим холостого хода перегружателя и дробилки. Величина данного порогового значения определена по результатам анализа массивов измерений: грузопотока конвейера (в т/ч); режима работы перегружателя (дискретный сигнал 1/0); режима работы дробилки (дискретный сигнал 1/0). Для чего была выполнена группировка исследуемого массива измерений по режимам работы перегружателя и дробилки (группировка выполнялась отдельно для перегружателя и дробилки) с подсчетом среднего значения грузопотока конвейера, соответствующего рабочему 1 и нерабочему 0 режимам. По результатам анализа было установлено, что средняя величина грузопотока конвейера в режиме холостого хода перегружателя и дробилки соответствует 6,7 % от номинальной производительности конвейера (3000 т/ч), что и было использовано в качестве порогового значения на рисунке 42, поз. 1.

Моменты сопротивления электродвигателей перегружателя и дробилки выбраны исходя из обеспечения среднего коэффициента загрузки электропривода, полученного из результатов анализа измерений, а также из работ других авторов [89].

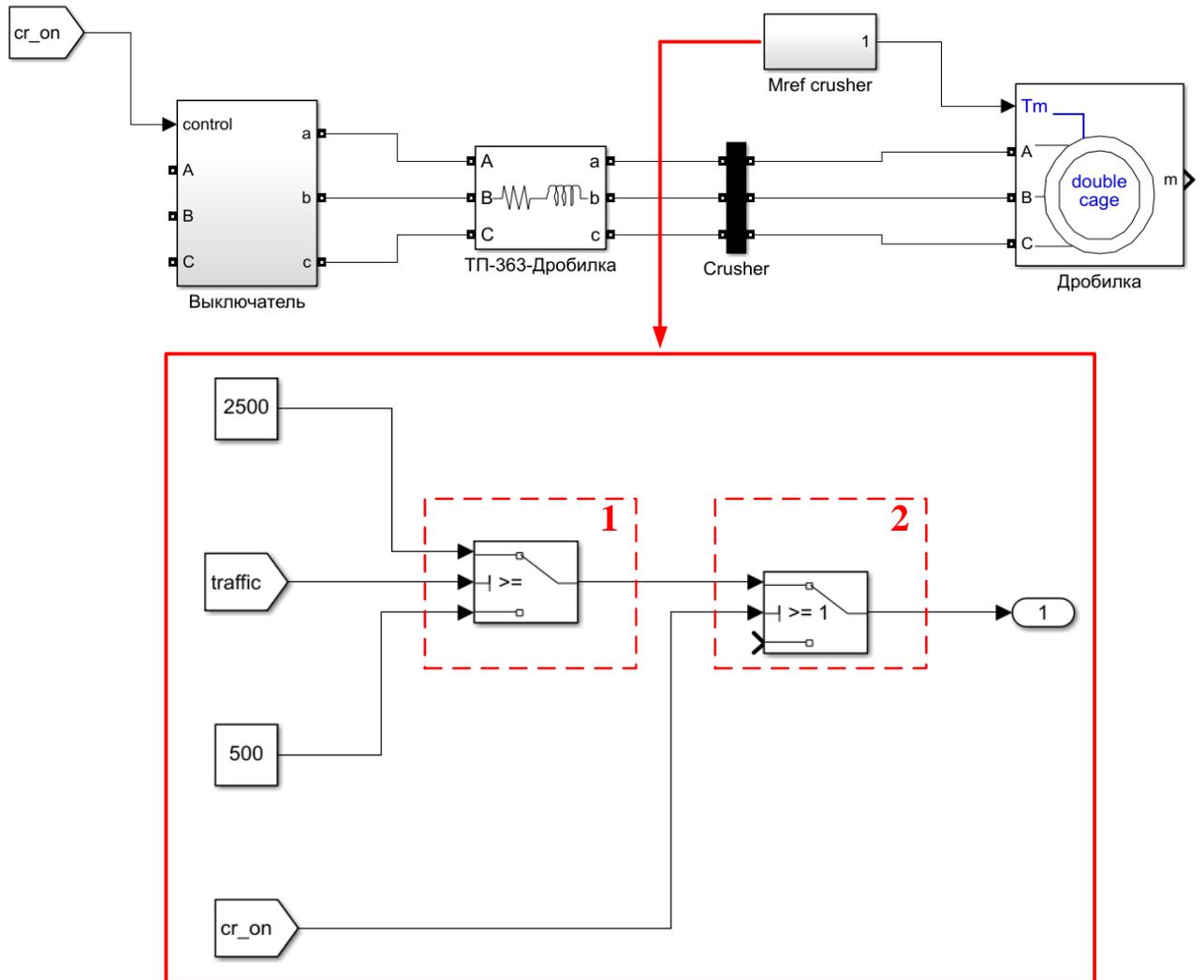


Рисунок 42 – Имитационная модель перегружателя в Matlab - Simulink

На рисунке 42, поз. 2 выполняется проверка положения выключателя дробилки. Если выключатель включен, то на электродвигатель дробилки подается момент сопротивления, соответствующий ее режиму работы, иначе момент сопротивления равен нулю.

Имитационная модель перегружателя реализована аналогичным образом. В качестве моментов сопротивления рабочего режима и холостого хода приняты значения 1700 Н·м и 500 Н·м, соответственно.

В модели перегружателя использован асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором с двойной беличьей клеткой взрывозащищенного исполнения со следующими параметрами: $P_{\text{ном}} = 400$ кВт; $U_{\text{ном}} = 3300$ В; $\cos\varphi_{\text{ном}} = 0,89$; $\eta_{\text{ном}} = 94\%$; $n_{\text{об.ном}} = 994$ об/мин.

В модели дробилки использован асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором с двойной беличьей клеткой взрывозащищенного исполнения со следующими параметрами: $P_{\text{ном}} = 400$ кВт; $U_{\text{ном}} = 3300$ В; $\cos\varphi_{\text{ном}} = 0,87$; $\eta_{\text{ном}} = 91$ %; $n_{\text{об.ном}} = 1440$ об/мин.

2.4 Моделирование устройств компенсации реактивной мощности

Имитационная модель автоматической ступенчатой УКРМ включает в себя электрическую и логическую часть.

Логическая часть имитационной модели УКРМ представляет собой систему управления – контроллер реактивной мощности, определяющий порядок коммутации ступеней УКРМ. Алгоритм работы контроллера реактивной мощности разработан в соответствии с описанием, приведенным в работах [48, 90], а также в соответствии с вышеприведенным обзором литературных источников. Разработанный контроллер реактивной мощности осуществляет управление УКРВ по коэффициенту мощности.

Контроллер реактивной мощности имеет следующий набор параметров:

- Q_{min} – наименьший шаг реактивной мощности (равный реактивной мощности наименьшей ступени), квар;
- $T_{\text{разряд}}$ – время блокировки ступени после отключения (минимальное время, требуемое для того, чтобы конденсатор разрядился), с;
- $T_{\text{вкл}}$ – время задержки контроллера по отработке значения реактивной мощности, равной наименьшему шагу, с;
- $Q_{\text{ст}}$ – массив номинальных мощностей ступеней УКРВ в квар;
- $Step$ – количество ступеней УКРВ, шт;
- $\cos\varphi_{\text{on}}$, $\cos\varphi_{\text{off}}$ – уставки включения и отключения ступени по коэффициенту мощности.

Контроллер реактивной мощности управляет коммутацией ступеней конденсаторной установки с целью поддержания заданного коэффициента мощности. Алгоритм работы контроллера приведен на рисунке 43 и рисунок 44.

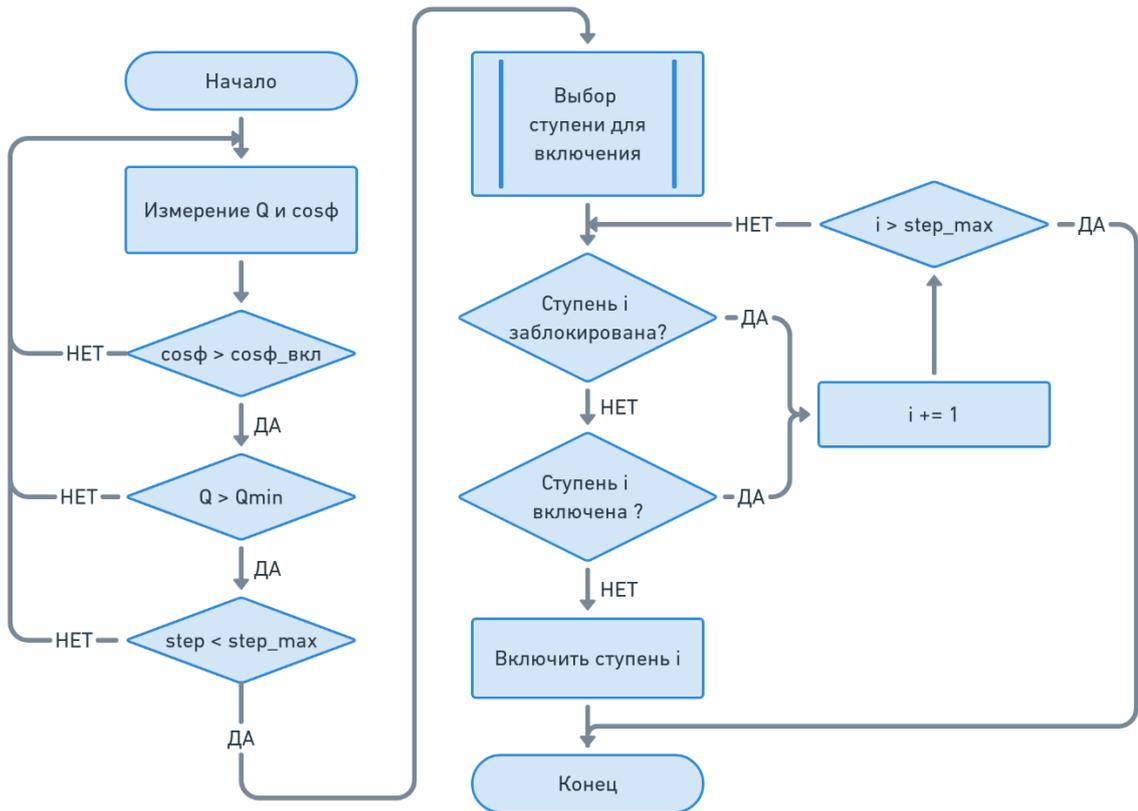


Рисунок 43 – Блок-схема алгоритма формирования управляющего воздействия на включение ступени КУ

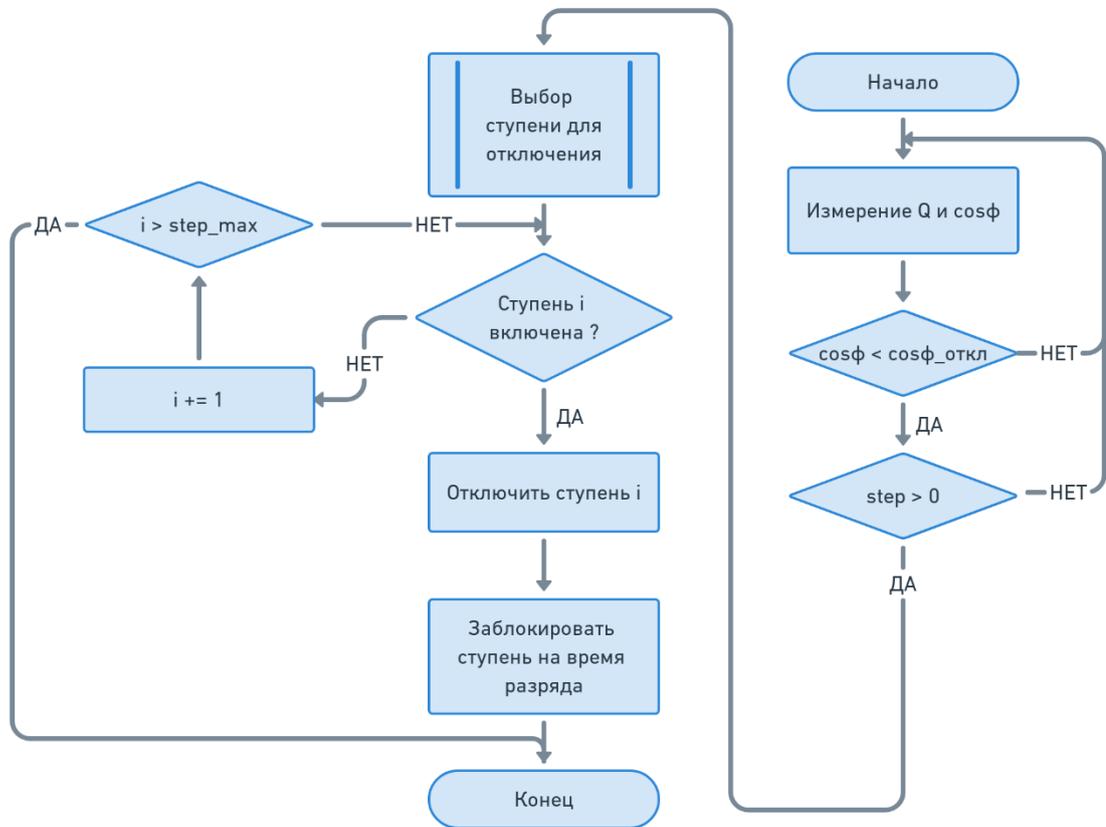


Рисунок 44 – Блок-схема алгоритма формирования управляющего воздействия на отключение ступени КУ

Реализация представленного контроллера в среде Matlab – Simulink приведена на рисунке 45-рисунок 50.

Блок контроллера реактивной мощности УКРВ получает сигнал измерительной информации о трехфазных токах I_{abc} и напряжениях U_{abc} в месте установки УКРВ. Контроллер производит вычисление коэффициента мощности $\cos\varphi$ (рисунок 45). Для различения активно-индуктивного и активно-емкостного характера нагрузки, на основе значения коэффициента мощности, контроллером рассчитывается коэффициент $\cos\varphi'$, который принимает значения от 0 до 1 для активно-индуктивного характера нагрузки и от 2 до 1 для активно-емкостного:

$$\cos\varphi' = \begin{cases} \cos(\psi_u - \psi_i), & \text{при } \text{sign}(\psi_u - \psi_i) > 1; \\ 2 - \cos(\psi_u - \psi_i), & \text{при } \text{sign}(\psi_u - \psi_i) < 1, \end{cases} \quad (32)$$

где ψ_u, ψ_i – начальные фазы напряжения и тока, рад.

Также контроллер вычисляет коэффициенты K_{on} и K_{off} , равные кратности текущей величины ошибки регулирования по отношению к Q_{min} :

$$K_{on} = \left[\left(\frac{P}{\cos\varphi_{on}} \sin\varphi_{on} \right) - Q \right] / Q_{min}, \quad (33)$$

$$K_{off} = \left[\left(\frac{P}{\cos\varphi_{off}} \sin\varphi_{off} \right) - Q \right] / Q_{min}, \quad (34)$$

где P, Q – результаты измерения потребляемой активной и реактивной мощности, кВт, квар; $\cos\varphi_{on}, \cos\varphi_{off}$ – уставки контроллера по коэффициенту мощности на включение и отключение ступени; Q_{min} – мощность наименьшей ступени УКРВ, квар.

На рисунке 46 представлен фрагмент имитационной модели контроллера, формирующий команды на включение и отключение ступеней. Формирование команды на включение ступени осуществляется по результатам проверки условий:

а) измеренная реактивная мощность Q не меньше наименьшего шага контроллера по реактивной мощности Q_{min} (рисунок 46, поз. 1);

б) измеренный коэффициент мощности $\cos\varphi'$ меньше уставки $\cos\varphi_{on}$ (рисунок 46, поз. 2);

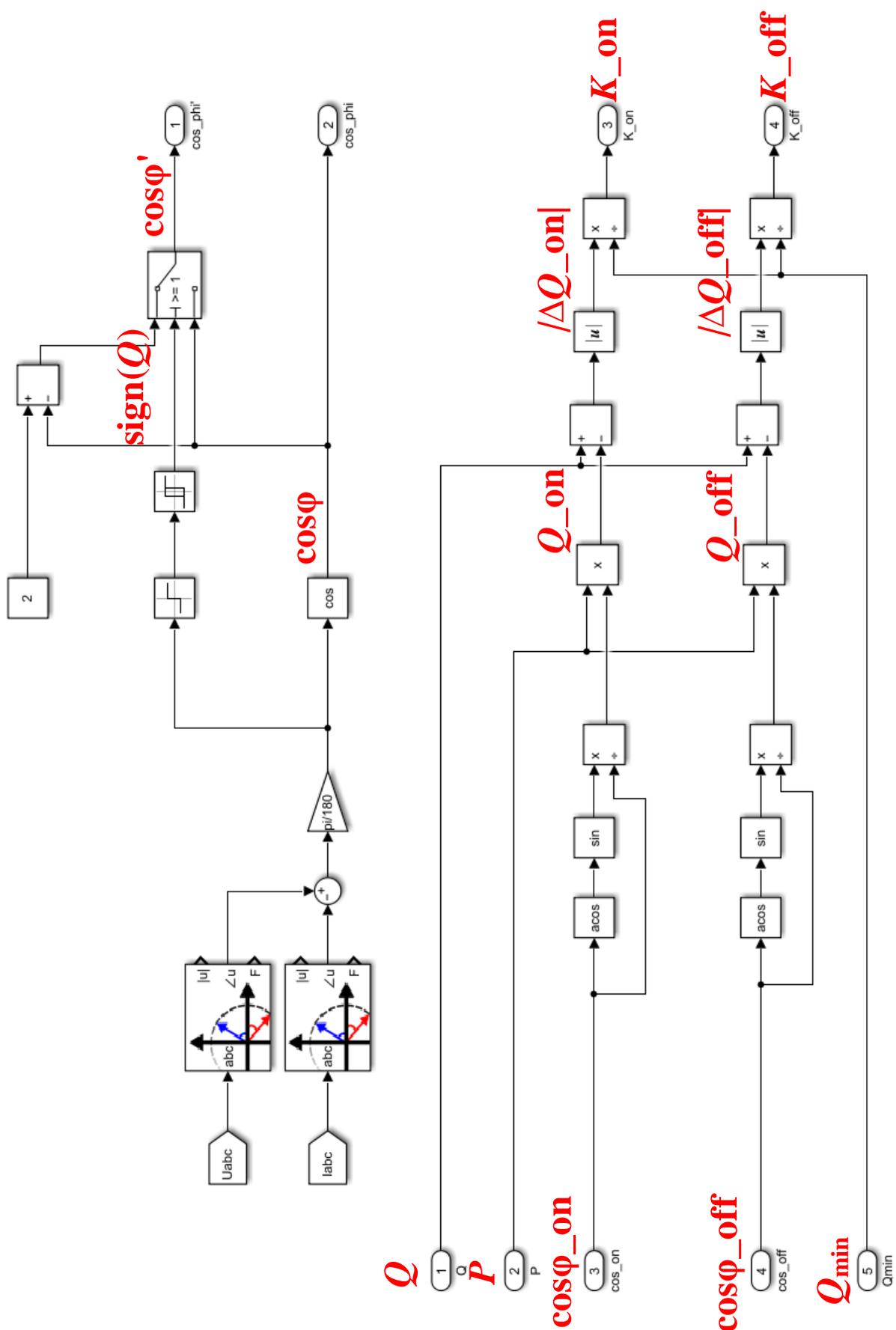


Рисунок 45 – Имитационная модель контроллера реактивной мощности (часть 1)

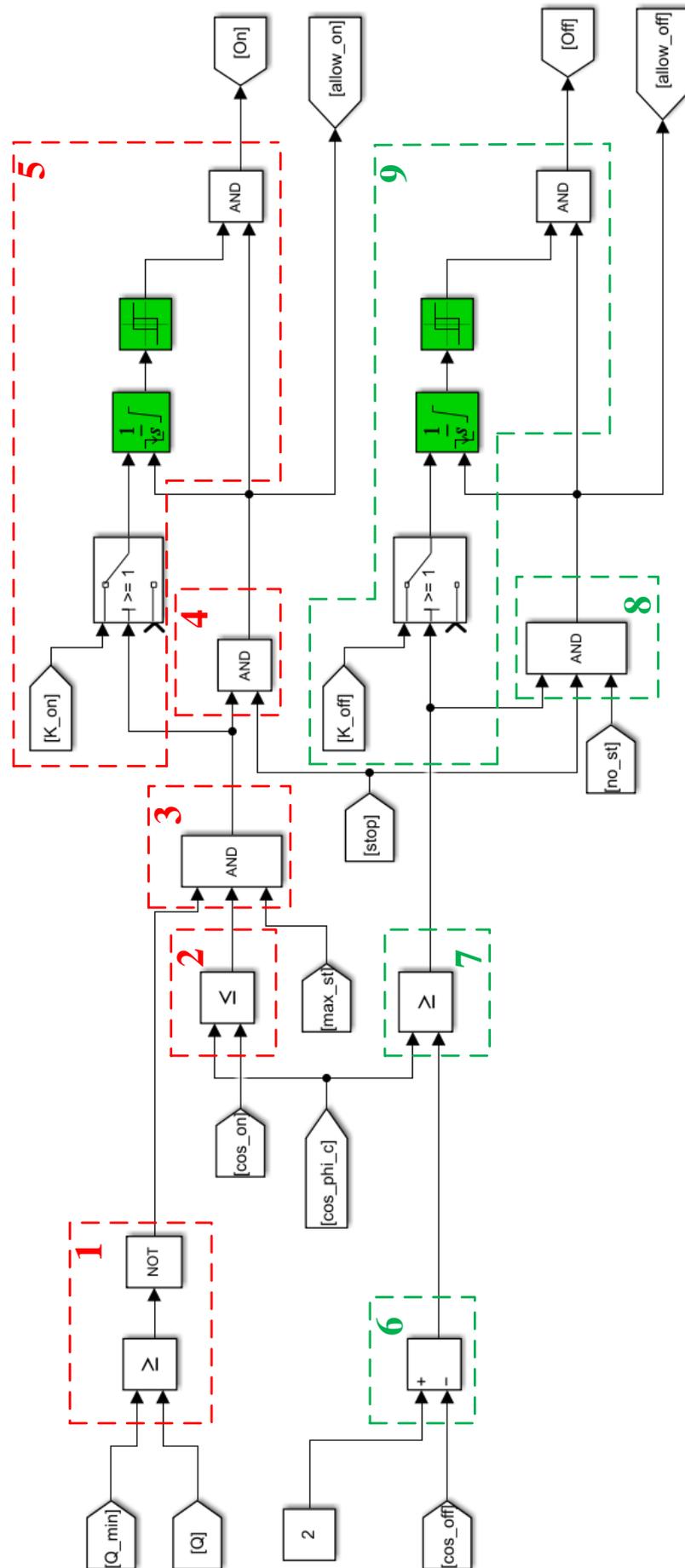


Рисунок 46 – Имитационная модель контроллера реактивной мощности (часть 2)

в) не все ступени из общего числа Step включены (сигнал $\max_st = 1$) (рисунок 46, поз. 3).

Формирование сигнала \max_st показано на рисунке 47 (поз. 12): условный блок проверяет условие – если число включенных ступеней St_on больше или равно числу ступеней УКРВ (Step), то $\max_st = 0$, иначе $\max_st = 1$.

Если все условия выполнены, то формируется разрешающий сигнал $allow_on$. Команда на включение ступени On будет сформирована по истечении выдержки времени, реализация которой показана на рисунке 46, поз. 5. Задержка на включение реализована с помощью блока «Integrator», принимающего в качестве входного сигнала кратность текущей ошибки регулирования K_on . Уставка времени $T_{вкл}$ задается в блоке «Relay». Таким образом получается выдержка времени обратно пропорциональная текущей величине ошибки регулирования

$$T = T_{вкл} / K_on.$$

Для обеспечения корректной работы контроллера необходимо выполнить сброс сформированной команды включения после успешного формирования управляющего воздействия. Это реализовано на рисунке 46, поз. 4 с помощью сигнала stop, формирование которого показано на рисунке 47, поз. 13. Сигнал stop представляет собой прямоугольный сигнал фиксированной длительности, формируемый при изменении количества включенных ступеней.

Логика формирования команды на отключение ступени аналогична. На первом этапе выполняется приведение уставки по коэффициенту мощности на отключение ступени $\cos\varphi_{off}$ к $\cos\varphi'$ (рисунок 46, поз. 6), после чего проверяются условия: а) измеренный коэффициент мощности $\cos\varphi'$ превышает уставку $\cos\varphi_{off}$ (рисунок 46, поз. 7); б) отсутствует сигнал на сброс команды (stop) и сигнал no_step (рисунок 46, поз. 8). Формирование сигнала no_step показано на рисунке 47 (поз. 11): условный блок проверяет условие – если количество включенных ступеней равно нулю, то $no_step = 0$, иначе $no_step = 1$. Задержка на отключение ступени обратно пропорциональна текущей величине ошибки регулирования K_off (рисунок 46, поз. 9).

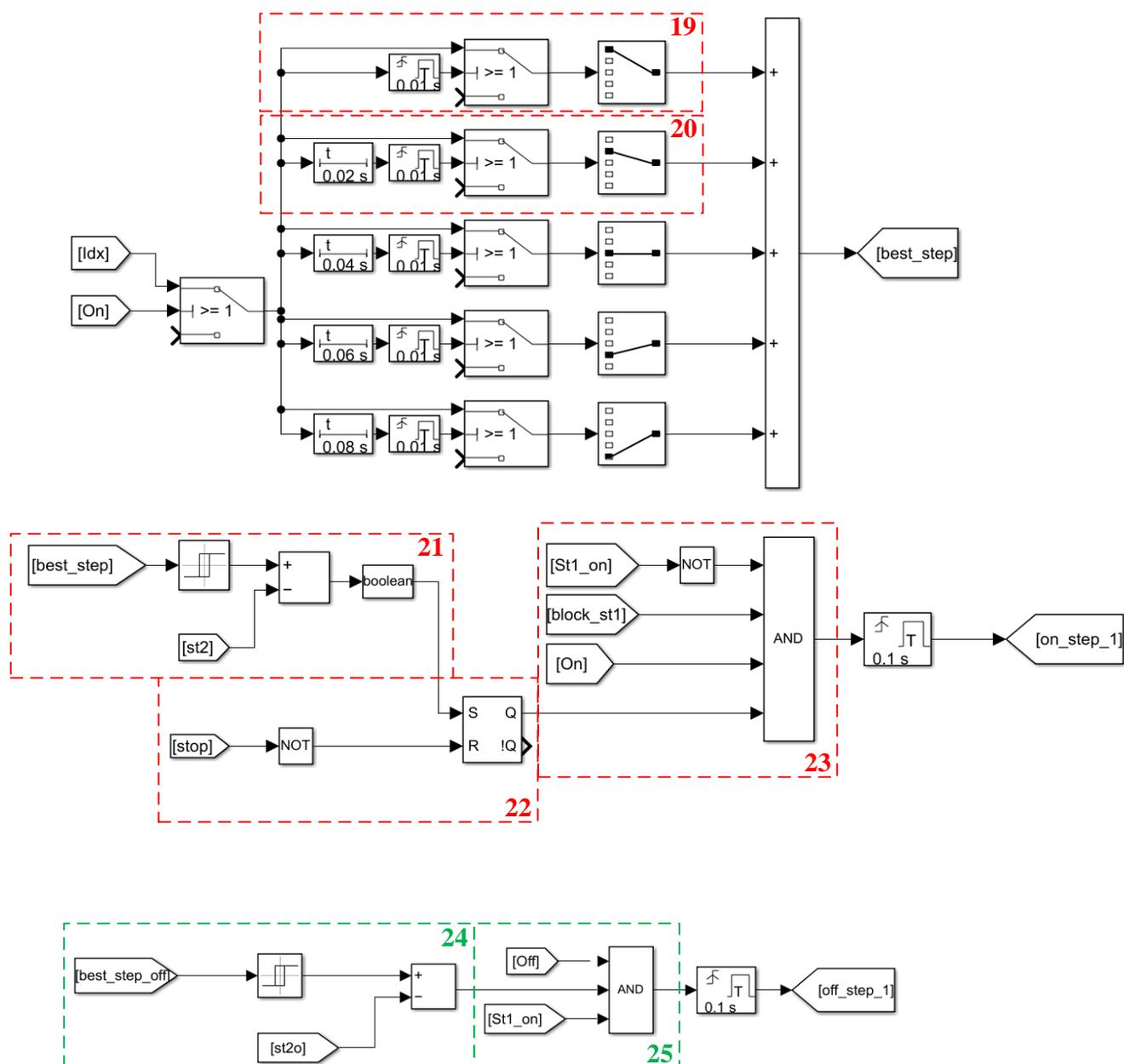


Рисунок 48 – Имитационная модель контроллера реактивной мощности (часть 4)

После формирования команды выполняется процедура выбора ступени для коммутации. По средней величине потребляемой реактивной мощности Q_{cp} (рисунок 47, поз. 14) определяется вектор ожидаемой величины реактивных мощностей после включения (рисунок 47, поз. 15) и отключения ступеней Q_{st} (рисунок 47, поз. 16). Выбор режима реализован в условном блоке (рисунок 47, поз. 17), на управляющий вход которого подается сигнал $allow_on$. Затем выполняется сортировка полученного вектора ожидаемых мощностей по возрастанию (рисунок

47, поз. 18), в результате чего получается рациональная очередность коммутации ступеней Idx .

Далее поочередно выполняется проверка возможности включения каждой ступени в порядке, определенном ранее отсортированным вектором Idx , как показано на рисунке 48. Сигнал $best_step$ поочередно перебирает вектор Idx с задержкой в 0,02 с (рисунок 48, поз. 19, 20).

Формирование управляющего воздействия на включение происходит следующим образом (на рисунке 48 показан фрагмент модели только для первой ступени). Сначала выполняется сравнение сигнала текущей позиции включаемой ступени $best_step$ с номером рассматриваемой ступени в блоке «Relay». Для исключения формирования управляющего воздействия одновременно для нескольких ступеней в блоке «Sum» производится сброс сигнала, если он одновременно присутствует и на соседней ступени (в данном случае второй – $st2$) (рисунок 48, поз. 21). Затем производится фиксация сигнала с помощью RS-триггера (ожидание включения), сброс которого производится от сигнала $stop$ (рисунок 48, поз. 22). Далее выполняется проверка следующих условий (рисунок 48, поз. 23): а) ступень не включена (отсутствие сигнала $St1_on$); б) включение ступени не заблокировано (отсутствие сигнала $block_st1$; в) команда на включение сформирована (присутствует сигнал On). При выполнении данных условий формируется управляющее воздействие на включение соответствующей ступени on_step_1 .

Логика формирования управляющего воздействия на отключение ступени – аналогична, но без фиксации поданной команды. Для отключения ступени проверяются условия (рисунок 48, поз. 25): а) команда на отключение сформирована (присутствует сигнал Off); б) ступень не отключена (наличие сигнала $St1_on$).

На рисунке 49 показана логика формирования сигнала на включение контактора ступени УКРВ. После включения ступени производится блокировка ее повторного включения на заданное в контроллере время для исключения частых коммутаций (рисунок 49, поз. 26). После отключения ступени производится

блокировка ее повторного включения на время разряда конденсатора (рисунок 49, поз. 27).

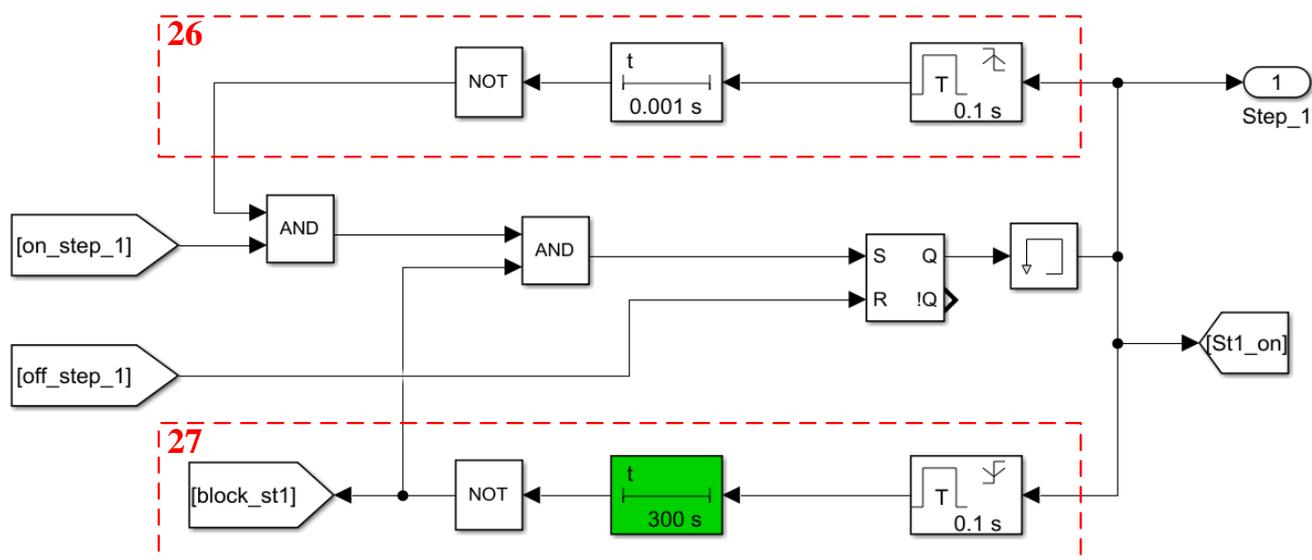


Рисунок 49 – Имитационная модель контроллера реактивной мощности (часть 5)

На рисунке 50 показана логика формирования сигнала `St_on` – количества включенных ступеней УКРВ.

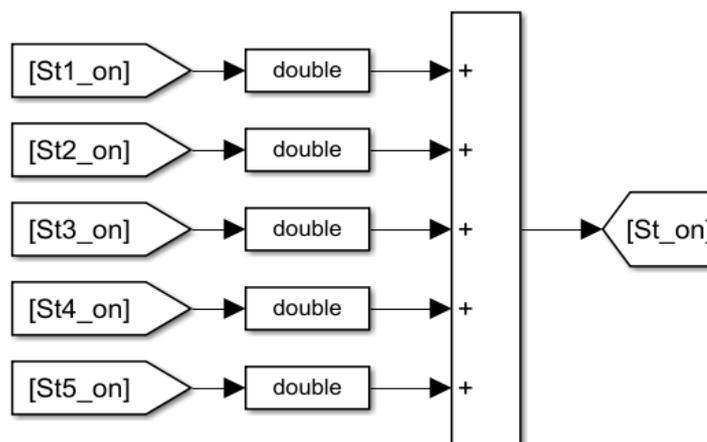


Рисунок 50 – Имитационная модель контроллера реактивной мощности (часть 6)

К электрической части модели относится батарея статических конденсаторов, разделенная на n ступеней, и высоковольтные контакторы для коммутации отдельных ступеней. Для реализации модели использованы блоки

«Three-Phase Series RLC Load» и «Three-Phase Breaker» библиотеки Simscape Electrical. Полученная модель приведена на рисунке 51.

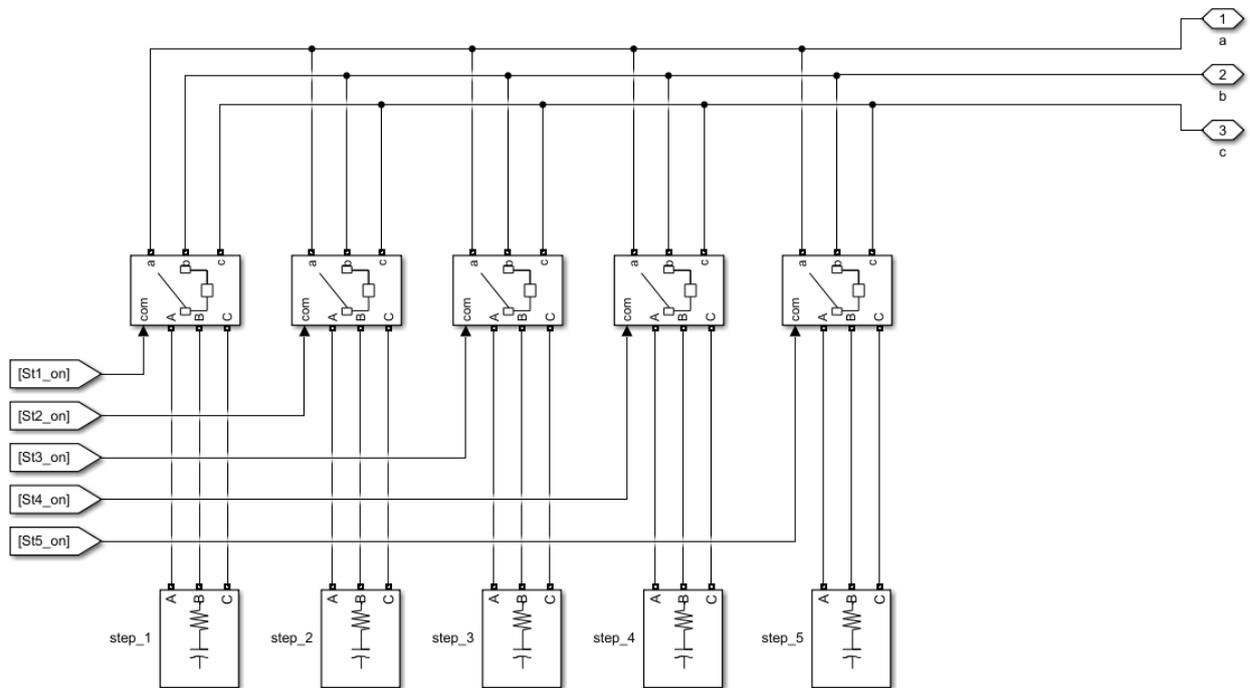


Рисунок 51 – Модель электрической части УКРВ в Matlab – Simulink

Апробация разработанной модели контроллера реактивной мощности проведена на массиве измерений реактивной мощности очистного комбайна. УКРВ установлено на выводах очистного комбайна. На рисунке 53 приведен фрагмент графика изменения реактивной мощности при наличии и отсутствии автоматической УКРВ.

Как следует из рисунка 53, потребляемая реактивная мощность имеет резко-переменный характер изменения, что приводит к достаточно большому числу переключений ступеней УКРВ. Работа очистного комбайна сопровождается частыми непродолжительными отключениями, при возникновении которых происходит также и полное отключение всех ступеней УКРВ и их блокировка на время разряда. При возобновлении работы комбайна основная ступень УКРВ может все еще оставаться заблокированной, что приводит к недокомпенсации, величина которой определяется временем блокировки ступени. В связи с этим при

анализе работы автоматической ступенчатой УКРВ важно учитывать ее быстродействие.

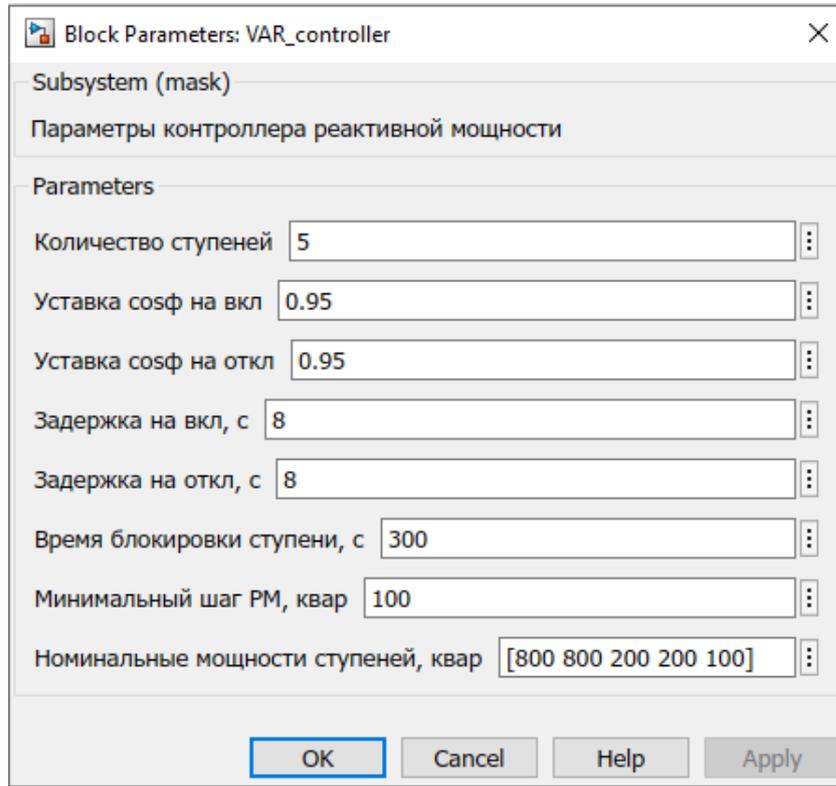


Рисунок 52 – Диалоговое окно параметров контроллера реактивной мощности в Matlab – Simulink

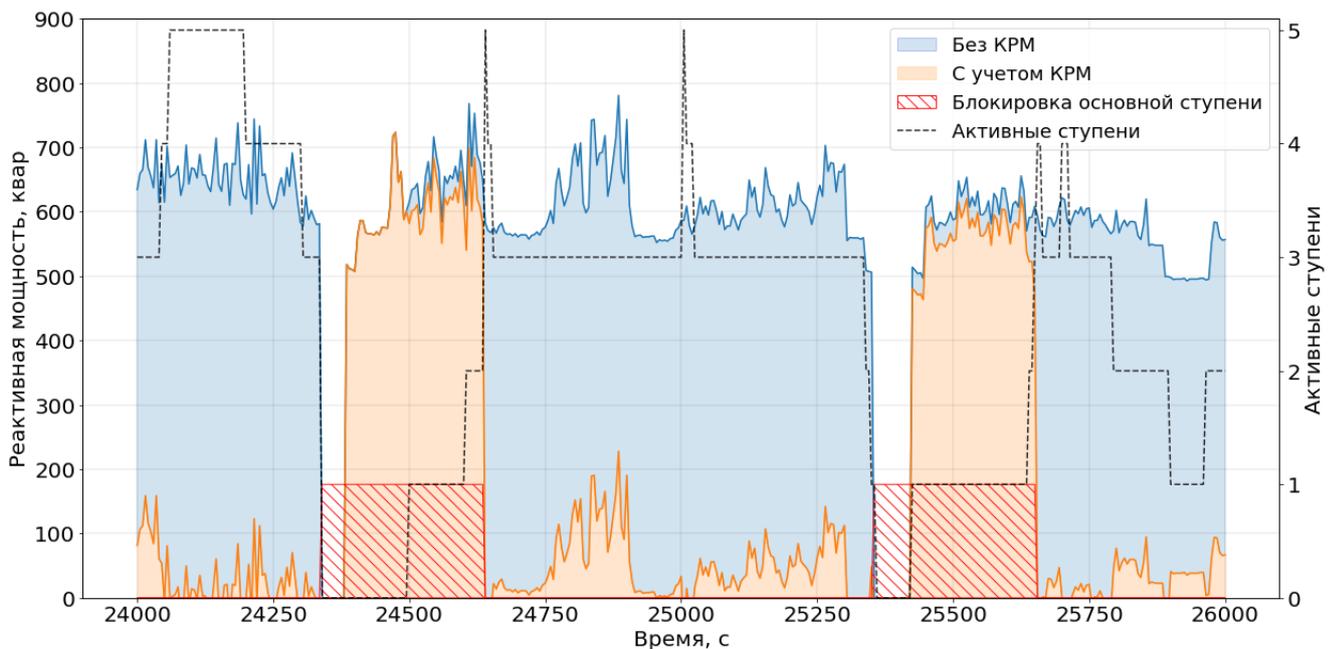


Рисунок 53 – Пример результатов моделирования работы УКРВ с контроллером реактивной мощности

2.5 Моделирование характерных режимов работы выемочного участка

Для моделирования работы оборудования использован сценарный подход, предусматривающий выделение ряда типовых режимов работы. Сценарный подход к формированию имитационных моделей состоит в пошаговом описании режимов работы электрооборудования в ходе технологического процесса. Для этого сначала изучаются технологические карты и планы работы при нагрузке на очистной забой.

На выемочном участке технологический процесс продолжается круглосуточно и разделен на 3-4 смены (1 смена, как правило, ремонтная). В ремонтную смену горнорабочие очистного забоя занимаются обслуживанием оборудования, далее начинается технологический процесс добычи угля, который остается практически идентичным в течение 2-4 смены.

Пусковой режим. Данный сценарий предусматривает последовательный запуск всех горных машин в следующей последовательности:

- запуск дробилки;
- запуск перегружателя;
- запуск лавного конвейера (запуск хвостового привода, через 1,5 сек запуск головного привода);
- запуск очистного комбайна (запуск привода резания, запуск привода подачи).

Рабочий режим. Данный сценарий моделирует рабочий ход очистного комбайна. Порядок взаимодействия и формирования нагрузки моделей отдельных горных машин описан на рисунке 54.

Основным режимным параметром, определяющим загрузку электроприводов горных машин, является скорость подачи комбайна $V_{\text{под}}$. Она определяет нагрузку привода резания и подачи очистного комбайна и его производительность, что, в свою очередь, определяет грузопоток и нагрузку на приводы лавного конвейера, перегружателя и дробилки. Для связи скорости подачи комбайна с грузопотоком

использовано уравнение регрессии (30), полученное на основе статистического анализа массивов измерений.

Для учета скорости заполнения конвейера введен ограничитель скорости изменения грузопотока, параметры которого получены на основании анализа результатов измерения грузопотока конвейера исследуемого выемочного участка.

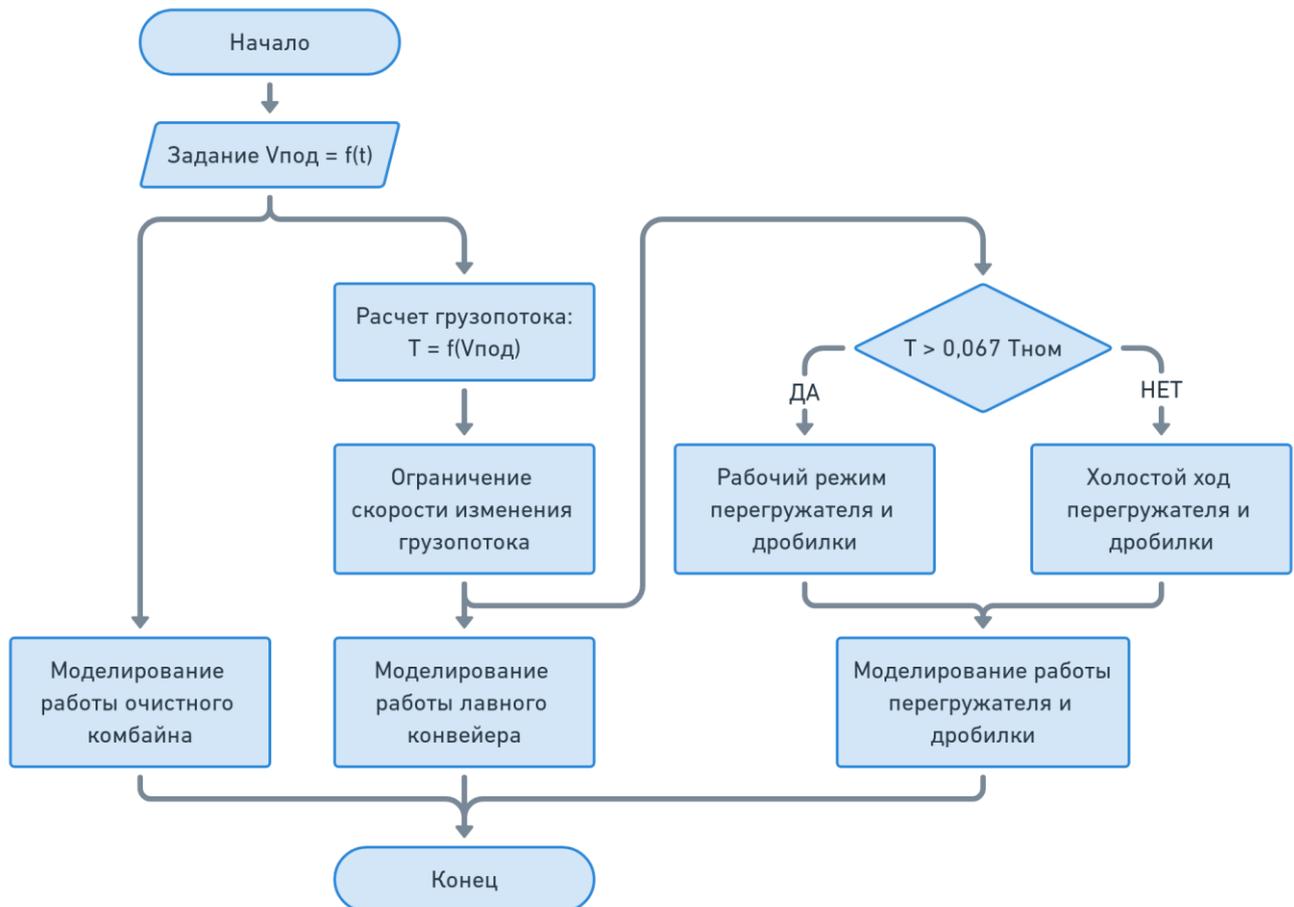


Рисунок 54 – Блок-схема совместного режима работы горных машин выемочного участка

Коэффициенты загрузки привода перегружателя и дробилки в рабочем режиме приняты равными 0,5 и 0,95, соответственно. Во время холостого хода на данные приводы задается нагрузка, составляющая 30 % от номинальной, для имитации вращающихся на холостых оборотах масс (значение принято, на основе графиков нагрузки, приведенных в работе [91]). При значении грузопотока лавного конвейера более 6,7 % номинальной производительности – привод перегружателя и

дробилки работает в рабочем режиме, в противном случае – на холостом ходе (значение получено на основе анализа результатов измерений).

Холостой ход. Данный сценарий соответствует работе горных машин при отсутствии подачи очистного комбайна. В данном случае привод всех горных машин работает на холостых оборотах.

При работе выемочного участка реактивная мощность принимает четыре характерных значения:

- нулевое – при полном отключении горных машин выемочного участка;
- холостой ход – при работе приводов горных машин без нагрузки;
- рабочий режим – при выемке угля горными машинами;
- пусковой режим – при запуске электроприводов.

Следует отметить характерную особенность технологического процесса выемки угля – весь механизированный комплекс выемочного участка работает совместно. Это означает, что при отключении очистного комбайна, происходит отключение электропривода остальных горных машин. Эта особенность хорошо заметна на гистограммах частот (рисунок 20) – отсутствие значений реактивной мощности между нулевым потреблением и холостым ходом (небольшое число значений может быть связано со снижением мощности холостого хода из-за отрицательных отклонений напряжения). В рабочем режиме реактивная мощность возрастает в зависимости от коэффициента загрузки электропривода.

Полная схема разработанной комплексной имитационной модели СЭС выемочного участка и электроприводов ГШО объекта исследования приведена на рисунке 55.

Модель, представленная на рисунке 55, включает в себя следующие элементы: центр питания 35 кВ, состоящий из источника напряжения 35 кВ и эквивалентного индуктивного сопротивления питающей системы; силовых трансформаторов ГПП 35/6 кВ; высоковольтной кабельной сети 6 кВ угольной шахты; моделей электроприводов основного ГШО очистного забоя. Секции шин РПП-6 работают раздельно. От ячейки №1 РПП-6 получают питание ПУПП ТП-362 (очистной комбайн) и ТП-363 (перегрузателя и дробилки). От ячейки №3 РПП-

6 – ПУПП ТП-364 и ТП-387 (лавный конвейер), ТП-385 (вспомогательное оборудование).

Задание режимов работы горных машин осуществляется с помощью блока, приведенного на рисунке 55, поз. 3. Диалоговое окно выбора параметров данного блока и его внутренняя схема показаны на рисунке 56. Группа параметров «Время пуска, сек» определяет пару параметров для каждой горной машины: двигателей привода резания очистного комбайна («Двигатель резания №1», «Двигатель резания №2»); привода подачи очистного комбайна («Привод подачи»); хвостового привода лавного конвейера («Конв. (хвост)»); головного привода лавного конвейера («Конв. (голова)»); перегружателя («Перегружатель»); дробилки («Дробилка»); вспомогательного оборудования («Вспом. оборудование»). Первый параметр задает в виде вектора моменты времени (в секундах) включения и отключения выключателя соответствующей горной машины. Второй параметр также задается в виде вектора и определяет операцию включения (1) или отключения (-1) выключателя.

Вторая группа параметров «Рабочий ход комбайна, сек» определяет в виде двух векторов (аналогично вышеописанным параметрам) моменты времени начала и завершения рабочего хода комбайна.

Третья группа параметров «Скорость подачи, м/мин» определяет задание скорости подачи очистного комбайна в виде вектора значений скорости («Скорость») в м/мин и моментов времени («Время»), соответствующих заданным значениям скорости подачи.

В результате формируются сигналы «hau_on», «cut1_on», «cut2_on», «sh_on», «afct_on», «afch_on», «cr_on», «re_on», «oth_on», используемые для коммутации силовых выключателей электроприводов горных машин, а также сигнал «load_on», используемый в моделях очистного комбайна и лавного конвейера.

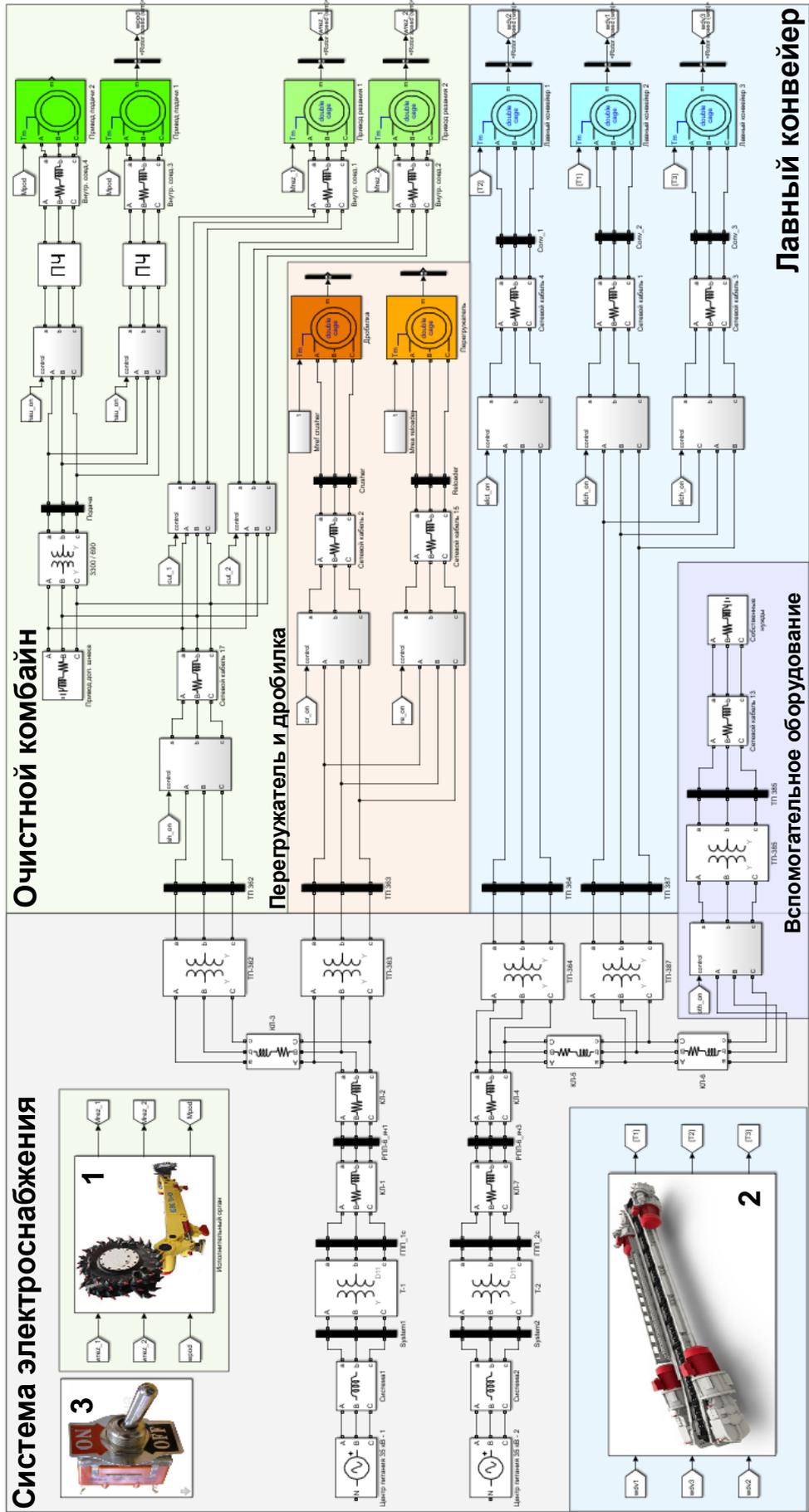


Рисунок 55 – Полная схема разработанной имитационной модели

Block Parameters: Subsystem1

Subsystem (mask)
Блок задания последовательности запуска электроприводов

Время пуска, сек

Двигатель резания №1 [13]

[1]

Двигатель резания №2 [16]

[1]

Привод подачи [16 1066.1 1249]

[1 -1 1]

Конв. (хвост) [9]

[1]

Конв. (голова) [11.5]

[1]

Дробилка [3]

[1]

Перегрузатель [6]

[1]

Вспом. оборудование [0]

[1]

Рабочий ход комбайна, сек

[20 1066 1249]

[1 -1 1]

Скорость подачи, м/мин

Время [0; 20; 20.1; 135; 135.1; 800; 800.1; 1066; 1066.1; 1249]

Скорость [0; 0; 5.92; 5.92; 8.42; 8.42; 10.92; 10.92; 0; 0]

OK Cancel Help Apply

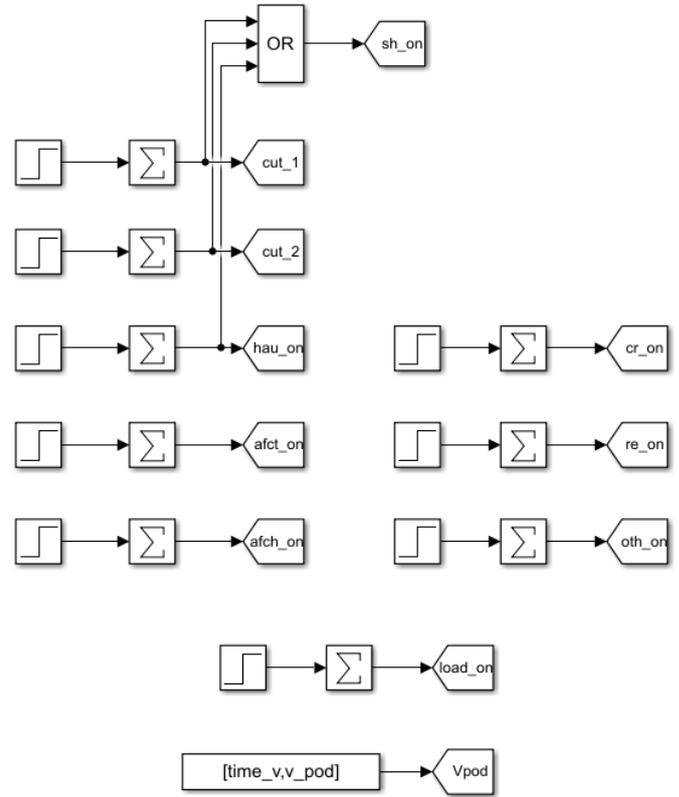


Рисунок 56 – Блок задания режимов работы ГШО

Разработанная комплексная имитационная модель предназначена для моделирования реактивной мощности, потребляемой ГШО выемочного участка в режимах работы с резкопеременным изменением нагрузки. Модель может быть использована для моделирования пусковых и рабочих режимов. Загрузка электроприводов ГШО в рабочих режимах регулируется значениями скорости подачи комбайна, грузопотоком конвейера и горно-геологическими условиями. Модель разработана при следующих допущениях:

- а. Не учтено подвигание забоя.
- б. Нагрузка электроприводов перегружателя и дробилки во время рабочего хода комбайна принята неизменной во времени.
- в. Не учтена составляющая момента сопротивления на исполнительном органе комбайна при транспортировке и погрузке угля.

г. Не учтен неравномерный характер нагрузки электропривода дополнительного шнека очистного комбайна.

д. Характер изменения нагруженности опережающего и отстающего шнека очистного комбайна принят одинаковым, с учетом уменьшения нагруженности отстающего исполнительного органа в $K_{осл}$ раз.

е. Приблизленно учтен момент сопротивления электропривода резания комбайна в режиме холостого хода (в виде константы, величина которой подобрана по результатам измерений).

ж. Распределение нагрузки между головными приводами лавного конвейера принято равномерным.

з. Редукторы электропривода очистного комбайна и лавного конвейера представлены в виде двухмассовой модели.

Адекватность разработанной имитационной модели подтверждена в следующих условиях:

а. Для следующих горно-геологических параметров пласта:

- средняя сопротивляемость угля резанию $A = 103,7$ Н/мм;
- хрупкость угля $B = 1,6$;
- коэффициент сопротивления резанию $f = 0,38$;
- средняя мощность пласта $H = 4,33$ м;
- коэффициент для вязких и хрупких углей $c = 0,1$;
- среднее значение коэффициента отжима $K_{от} = 0,48$;
- коэффициент вариации среднего значения коэффициента отжима на кромке забоя $v_{от} = 0,16$.

б. Для очистного комбайна Eickhoff SL 900 (2104 кВт) при скорости подачи от 6 до 11 м/мин, при скорости резания 3,41 м/с.

в. Для трехдвигательного лавного конвейера SH PF 6/1142 (3x1000 кВт) при длине 407 м (тяговый орган смоделирован 20 ЭДЗ).

г. Для ступенчато регулируемой УКРВ с управлением по $\cos\phi$, при числе ступеней от 1 до 5.

Выводы по главе 2

1. По результатам обзора и анализа литературных источников установлено, что существующие имитационные модели СЭС выемочных участков не могут быть использованы для решения поставленных задач.

2. Разработана комплексная имитационная модель СЭС выемочного участка угольной шахты, включающая в себя распределительную сеть и электропривода горных машин, позволяющая моделировать режимы работы СЭС в условиях динамического изменения электрических нагрузок с учетом особенностей технологического процесса, а также горно-геологических условий и технологических параметров ГШО, пригодная для моделирования графика изменения потребляемой реактивной мощности СЭС выемочного участка и выбора оптимальных параметров УКРВ.

3. Предложен подход для выбора неизвестных горно-геологических параметров, определяющих характер изменения сопротивляемости угля резанию для имитационной модели исполнительного органа очистного комбайна, на основе метода оптимизации – имитация отжига.

4. Выполнена валидация разработанной имитационной модели электропривода резания очистного комбайна на основе сравнения результатов моделирования с массивами измерений (отклонения не превышают 0,55 %).

5. Разработана имитационная модель ступенчатой конденсаторной установки с контроллером реактивной мощности, позволяющая моделировать работу УКРВ в автоматическом режиме с учетом ее быстродействия с управлением по величине $\cos\varphi$.

6. По результатам обработки и анализа массивов измерений выявлено, что основным технологическим параметром, определяющим режим работы всего ГШО выемочного участка, является скорость подачи очистного комбайна, величина которой в основном определяет нагрузку электропривода очистного комбайна, определяет величину грузопотока конвейера, что в свою очередь, определяет нагрузку электроприводов лавного конвейера, перегружателя и дробилки.

7. Предложен сценарный подход для моделирования режимов работы СЭС выемочного участка, предусматривающий выделение трех характерных режимов работы горного оборудования: пусковой; рабочий; холостой ход.

3 РАЗРАБОТКА ПОДХОДА К ВЫБОРУ ПАРАМЕТРОВ УКРВ В СЭС УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

3.1 Анализ влияния параметров УКРМ на эффективность КРМ

3.1.1 Учет КРМ при проектировании СЭС выемочного участка

В СЭС выемочного участка входят следующие элементы:

- высоковольтная кабельная сеть 6 кВ;
- ПУПП, понижающие высокое напряжение 6 кВ до рабочего напряжения горных машин (0,66 – 3,3 кВ);
- низковольтная кабельная сеть, осуществляющая передачу электроэнергии от ПУПП до электродвигателей горной машины.

В настоящее время выбор параметров СЭС угольных шахт осуществляется по методике, изложенной в [45, 92]. Для определения расчетных электрических нагрузок используется метод коэффициента спроса.

КРМ позволяет уменьшить величину потребляемой реактивной мощности и соответственно снизить расчетную мощность S_p и расчетный ток I_p на различных ступенях СЭС угольной шахты, в связи с чем может оказаться возможным снижение номинальной мощности ПУПП и/или сечений кабельных линий.

Определение расчетной мощности методом коэффициента спроса не учитывает характерных особенностей потребления реактивной мощности асинхронным электроприводом, который является основным потребителем электроэнергии в выемочных участках. При расчете необходимо учитывать то, что более половины потребляемой асинхронными двигателями горных машин реактивной мощности является мощностью холостого хода, которая не зависит от коэффициента загрузки двигателя.

В работах [45, 92] отсутствует прямое описание учета реактивной мощности УКРВ при расчете величины S_p , а в проектах электроснабжения лавы ряда

угольных шахт встречается указание по выбору величины $\cos\varphi_{\text{ном}}$ в зависимости от наличия или отсутствия КРМ.

Для реализации алгоритма [45, 92] выбора и проверки сечений кабельных линий и мощностей трансформаторов ПУПП была разработана программа на языке Python. Разработанная программа позволяет сформировать конфигурацию СЭС выемочного участка путем инициализации объектов двигателей и последующей привязки их к ПУПП или шинам РПП. Программа позволяет выбрать по рабочим токам и проверить по допустимым потерям напряжения в нормальном и пусковом режимах работы сечения кабельных линий, а также мощность трансформаторов ПУПП с учетом КРМ. Описание разработанной программы приведено в приложении А.

3.1.2 Выбор места размещения УКРМ

В СЭС угольной шахты возможно проведение индивидуальной, групповой и централизованной КРМ. На рис. 57 показаны возможные точки подключения УКРМ.

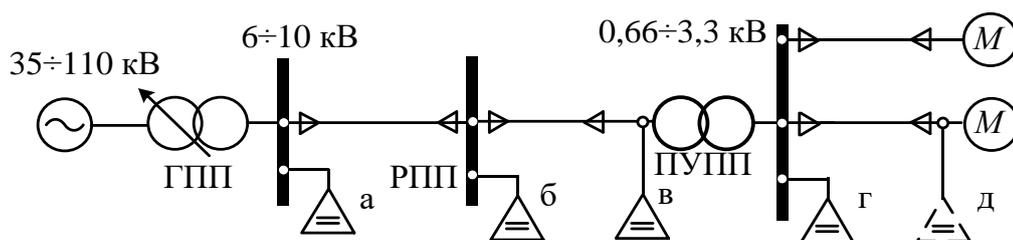


Рисунок 57 – Возможные способы размещения УКРМ в СЭС угольных шахт: а, б – централизованный на шинах ГПП и РПП, в, г – групповой на вводе ПУПП и стороне $0,66 - 3,3$ кВ, д – индивидуальный.

Основными техническими критериями выбора места размещения УКРМ является сокращение величины потерь мощности и напряжения в электрической сети.

Основным экономическим критерием является создание достаточного денежного дохода (CF) от КРМ для обеспечения приемлемого срока окупаемости УКРМ. Денежный доход (CF) в основном обеспечивается снижением величины платы за электроэнергию и мощность вследствие снижения потерь в распределительной сети угольной шахты (ΔC_{energy}). При оценке экономического эффекта КРМ необходимо учитывать и снижение капитальных затрат на электросетевое оборудование, вследствие возможности снижения номинальной мощности трансформаторов ПУПП и сечения кабельных линий при их разгрузке от реактивной мощности при КРМ на этапе проектирования (ΔC_{PG}). Тогда размер капитальных вложений IC в УКРМ и ежегодный денежный поток от их работы CF определяется выражениями:

$$IC = C_{PFC} - \Delta C_{PG}, \quad (35)$$

$$CF = \Delta C_{energy} - OC_{PFC}. \quad (36)$$

Затраты на КРМ определяются стоимостью УКРМ и величиной эксплуатационных затрат на их обслуживание (OC_{PFC}).

Централизованная КРМ на шинах ГПП (рисунок 57, а) является вариантом с наименьшими капитальными вложениями в УКРМ за счет их малого количества и дешевизны, т.к. при размещении УКРМ на поверхности не требуется взрывозащищенное исполнение. Однако данный вариант не позволяет разгрузить распределительную сеть шахты от реактивной мощности и сократить потери электроэнергии. Положительный экономический эффект может быть получен только за счет сокращения потерь мощности в трансформаторах ГПП (если приборы коммерческого учета находятся на стороне ВН трансформаторов) или снижения номинальной мощности трансформаторов.

Централизованная КРМ на шинах РПП (или ЦПП) (рисунок 57, б) является вариантом с наименьшими капитальными вложениями при расположении УКРМ под землей (за счет их малого количества). Данный вариант позволяет частично разгрузить подземную распределительную сеть от реактивной мощности и сократить величину платы угольной шахты за электроэнергию и мощность

(ΔC_{energy}). Также имеется возможность снизить объем инвестиций в УКРВ за счет сокращения сечений высоковольтных КЛ (ΔC_{PG}) при их разгрузке от реактивной мощности.

Групповая КРМ на выводах ВН ПУПП (рисунок 57, в) является наименее эффективным вариантом. Объем инвестиций в УКРВ увеличивается по сравнению с вариантом размещения УКРВ на шинах РПП (ЦПП) за счет их большего количества, но также увеличивается и денежный поток, за счет большего сокращения потерь электроэнергии. Однако перемещение УКРВ на выводы НН ПУПП обеспечит больший экономический эффект при той же величине капитальных вложений в КРМ.

Групповая КРМ на выводах НН ПУПП (рисунок 57, г) данный вариант выгодно отличается от централизованной КРМ тем, что позволяет разгрузить трансформаторы ПУПП. При снижении номинальной мощности ПУПП благодаря КРМ данный вариант может являться наиболее экономически эффективным за счет увеличения ΔC_{PG} .

Индивидуальная КРМ на выводах электродвигателей горных машин (рисунок 57, д) обладает наилучшим техническим эффектом, однако, характеризуется значительным увеличением капитальных затрат за счет большого числа УКРВ.

Таким образом выбор места размещения УКРМ в СЭС угольной шахты является оптимизационной задачей и должен выполняться индивидуально для каждого объекта проектирования. Несмотря на высокую экономическую эффективность надземной КРМ, варианты подземной КРМ имеют большой скрытый экономический потенциал за счет возможности: а) снижения сечения магистральных высоковольтных кабельных линий; б) снижения номинальной мощности трансформаторов ПУПП; в) облегчения пуска электродвигателей горных машин за счет снижения отклонений напряжения.

Как было показано на рисунке 22 стоимость УКРВ многократно превышает стоимость УКРМ общепромышленного исполнения, поэтому вопрос о

целесообразности размещения конденсаторных установок под землей должен иметь экономическое обоснование.

Для оценки экономически целесообразных способов размещения УКРВ в СЭС выемочного участка угольной шахты выполнена серия расчетов установившегося режима при различных вариантах КРМ в типовой схеме СЭС выемочного участка, приведенной на рисунке 58.

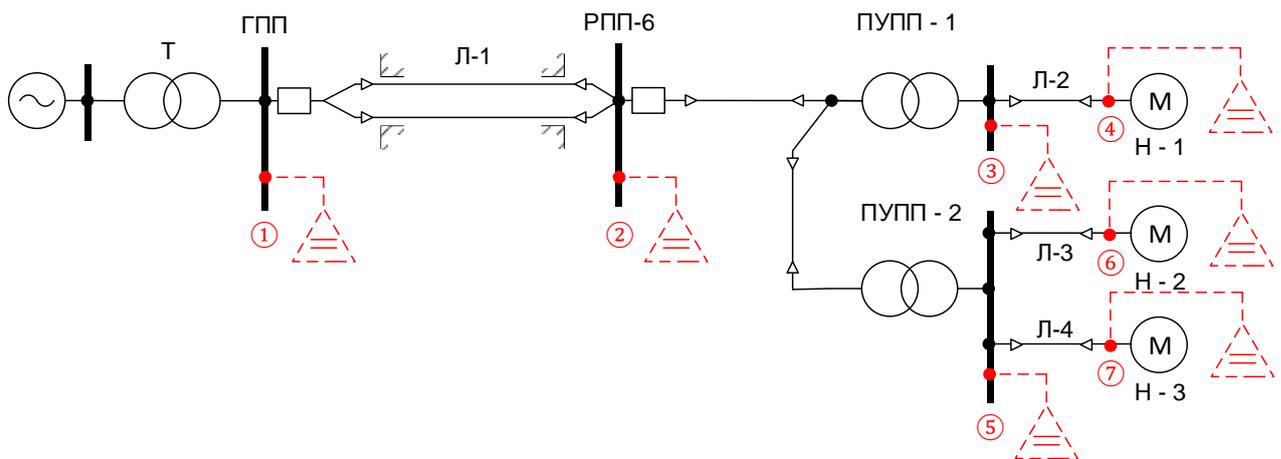


Рисунок 58 – Типовая схема СЭС выемочного участка

Приведенная схема СЭС включает в себя: силовой трансформатор Т 35 / 6,6 кВ, мощностью 16 МВА; высоковольтную КЛ 6 кВ – Л-1, протяженность которой варьируется в ходе расчетов от 0,1 до 8 км; гибкие кабели 3,3 кВ – Л-2, Л-3, Л-4, длина которых составляет 0,5 км; 2 ПУПП 6 / 3,3 кВ, номинальная мощность которых при заданной нагрузке потребителей составляет 1600 и 2000 кВА, соответственно, для ПУПП-1 и ПУПП-2; электроприемники 3,3 кВ Н-1, Н-2, Н-3, мощностью, соответственно, 1000, 630 и 630 кВА с коэффициентом мощности 0,6.

Расчет установившихся режимов выполнен методом Гаусса-Зейделя.

Возможные места размещения УКРВ в СЭС отмечены на рисунке 58. Были рассмотрены следующие варианты: а) УКРМ на шинах ГПП (узел 1); б) УКРВ на шинах РПП-6 (узел 2); в) УКРВ на выводах НН ПУПП-1 (узел 3); г) УКРВ на выводах НН ПУПП-2 (узел 5); д) УКРВ на выводах нагрузки Н-1 (узел 4); е) УКРВ на выводах нагрузки Н-2 (узел 6); ж) 2 УКРВ на выводах нагрузки Н-1 и на шинах

НН ПУПП-2 (узлы 4 и 5); 3) 3 УКРВ на выводах нагрузки Н-1, Н-2, Н-3 (узлы 4, 6 и 7). При использовании несколько УКРВ общая мощность делилась между ними поровну.

Перед расчетом установившегося режима производился выбор и проверка сечений КЛ и мощности трансформаторов ПУПП по методике, изложенной в [92]. В случае неуспешной проверки КЛ ее сечение увеличивалось на одну ступень, после чего проверки повторялись до успешного завершения.

Экономическая эффективность КРМ оценивалась на основе величины чистого дисконтированного дохода (NPV) при ставке дисконтирования в 7,5 % (на момент проведения исследований) [93]. Денежный доход определялся как разность в стоимости электроэнергии и мощности до и после реализации КРМ. Для расчета стоимости электроэнергии и мощности использован приближенный расчет для 4-й ценовой категории. При расчете стоимости сделано допущение о работе электроприемников в течение 40 % рабочей смены. Стоимость УКРВ и УКРМ определена из рисунка 22.

Половина серии расчетов выполнена с учетом возможности снижения номинальной мощности трансформаторов ПУПП и сечений КЛ при реализации мероприятий по КРМ. В этих случаях из величины капитальных затрат на КРМ вычиталась разница между капитальными затратами на электросетевое оборудование до и после учета КРМ.

Алгоритм расчета показан на блок-схеме на рисунке 59. Результаты расчета приведены на рисунке 60 - рисунок 63.

На рисунке 60 показан график типа псевдоцветная сетка в осях «Длина КЛ до РПП» и «Реактивная мощность УКРВ» с цветовым и штрихованным выделением областей, в пределах которых отмеченный вариант КРМ имеет максимальное значение NPV . Цветовой заливкой выделены варианты КРМ при подсчете NPV за 25 лет (срок службы УКРВ), а штриховкой показаны варианты для 5-ти летнего срока. При расчете NPV не учитывалась возможность уменьшения сечений КЛ и мощности трансформаторов.

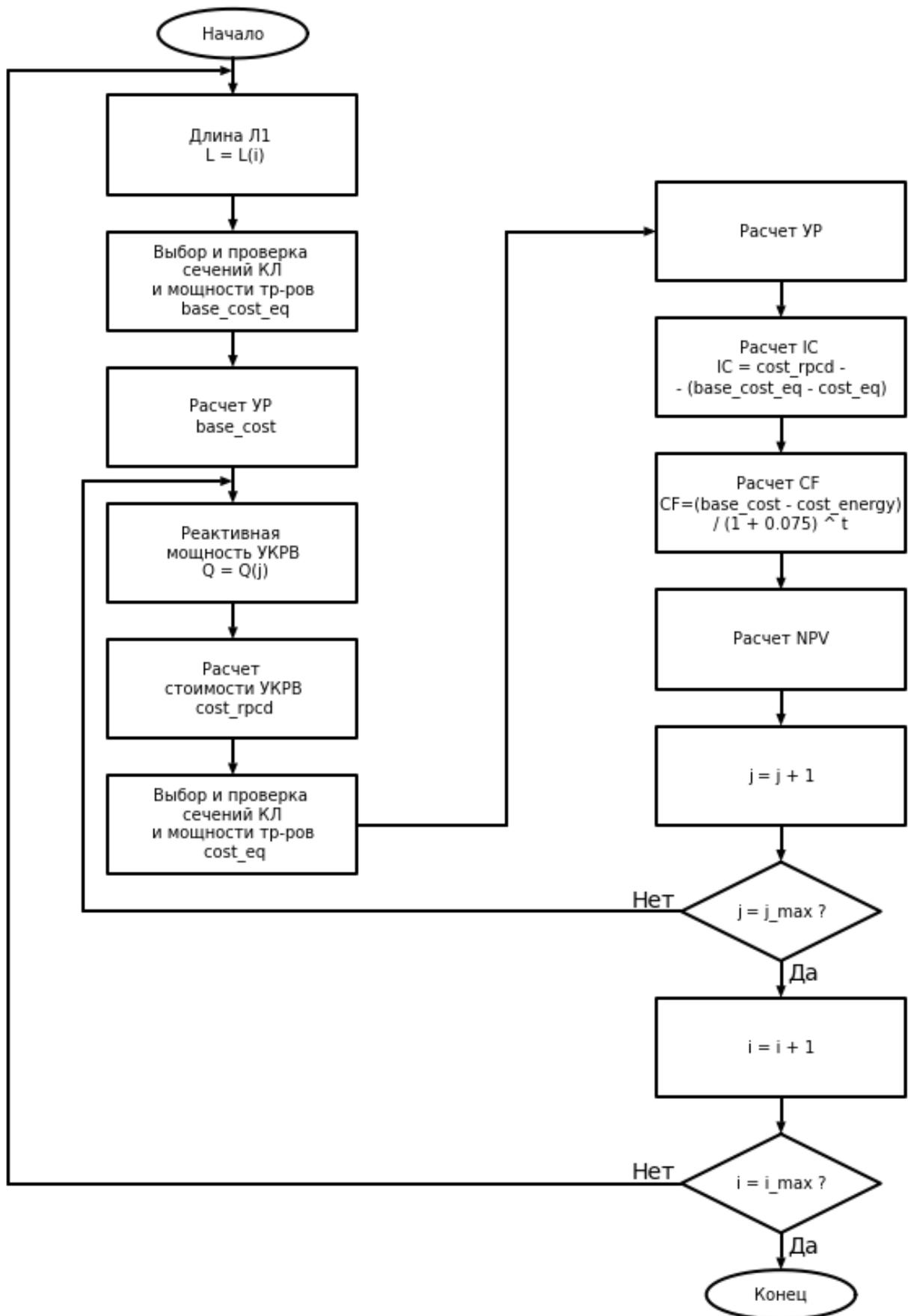


Рисунок 59 – Блок-схема алгоритма расчета

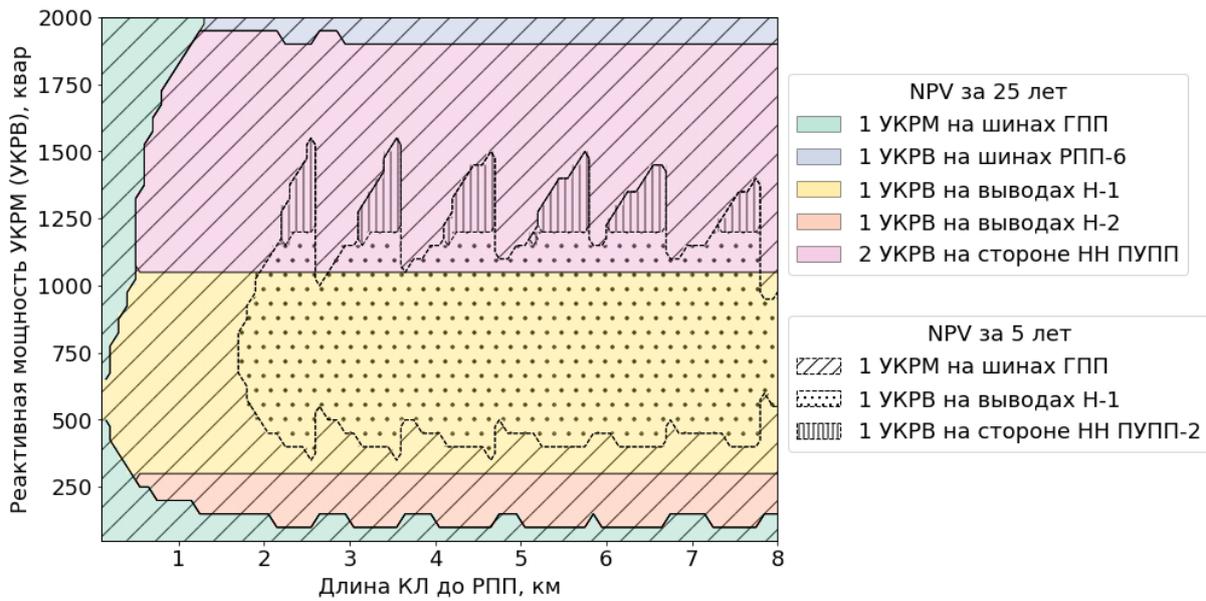


Рисунок 60 – Зависимость наиболее выгодного способа КРМ от параметров СЭС при КРМ на этапе эксплуатации

Использование УКРВ целесообразно при протяженности КЛ до РПП-6 (рисунок 58) от 1,7...2,5 км для 5-ти летнего срока расчета NPV и от 0...1 км для 25-ти летнего периода.

Экономически целесообразные варианты КРМ в подземной распределительной сети угольной шахты зависят от установленной мощности УКРВ и расчетного периода NPV . При мощности до 1000 квар целесообразно использование 1 УКРВ на стороне НН ПУПП, а при большей мощности большей экономической эффективностью отличается вариант с 2-мя УКРВ. Однако при пятилетнем расчетном периоде NPV целесообразная область применения УКРВ существенно сокращается.

Срок оценки NPV существенно влияет на выбор рационального варианта КРМ. При снижении срока NPV расширяется область применения КРМ на поверхности шахты и на шинах РПП-6, а также исключаются варианты применения нескольких УКРВ.

На рисунке 61 представлены графики изменения NPV (25 лет), полученные сечением графика рисунка 60 по линии $L = 4$ км (рисунок 58) и по $Q = 1200$ квар.

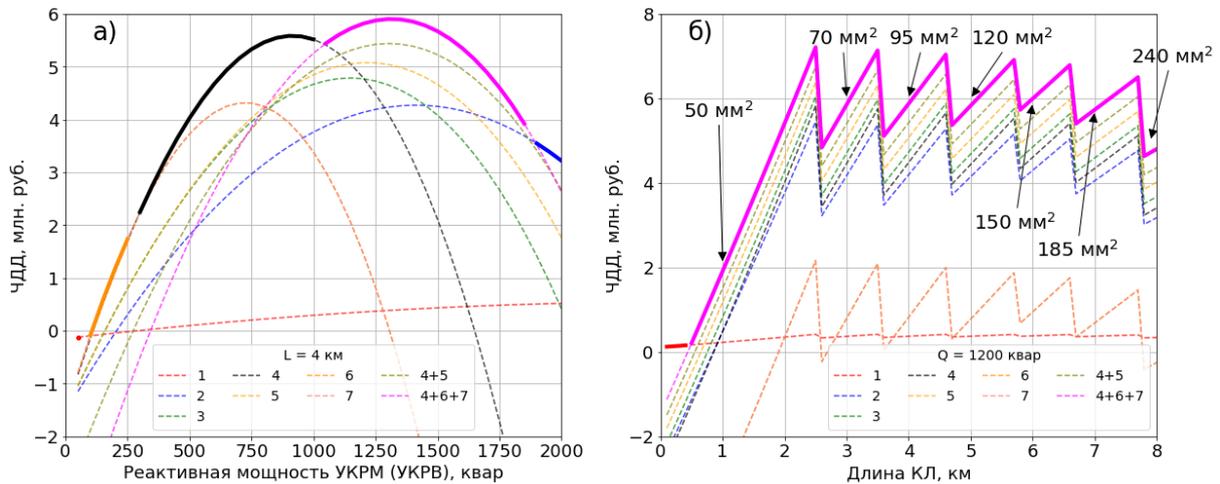


Рисунок 61 – Графики изменения NPV (25 лет) для различных вариантов КРМ: а) при фиксированной длине Л1 – 4 км; б) при фиксированной суммарной мощности УКРВ 1200 квар

Пиковое значение графиков на рисунке 61, а) характеризует оптимальную мощность для данного варианта КРМ. Дальнейшее снижение NPV объясняется возникновением перекомпенсации при увеличении мощности УКРВ. Пилообразный характер зависимостей на рисунке 61, б) обусловлен увеличением сечения линии Л1 (рисунок 58) при увеличении ее длины за счет невыполнения проверки по допустимым отклонениям напряжения на выводах электроприемников.

На рисунке 62 представлен аналогичный график – псевдоцветная сетка для варианта реализации КРМ на этапе проектирования с учетом возможности снижения сечений КЛ и мощности трансформаторов ПУПП.

Возможность снижения капитальных затрат на электросетевое оборудование подземной распределительной сети угольной шахты за счет КРМ оказывает существенное влияние на характер полученной зависимости. Применение УКРВ является целесообразным при любой длине Л-1 (рисунок 58), за исключением небольшой области с малой мощностью УКРВ. При мощности до 1000 квар целесообразно использование 1 УКРВ на стороне НН ПУПП, при большей мощности наибольшую экономическую эффективность имеют варианты

использования 2 или 3 УКРВ. При расчете NPV за пятилетний период расширяется область применения 1 УКРВ до 1350 квар и исключается использование 3 УКРВ.

На рисунке 63 представлены графики изменения NPV (25 лет), полученные сечением графика рисунка 62 по линии $L = 4$ км (рисунок 58).

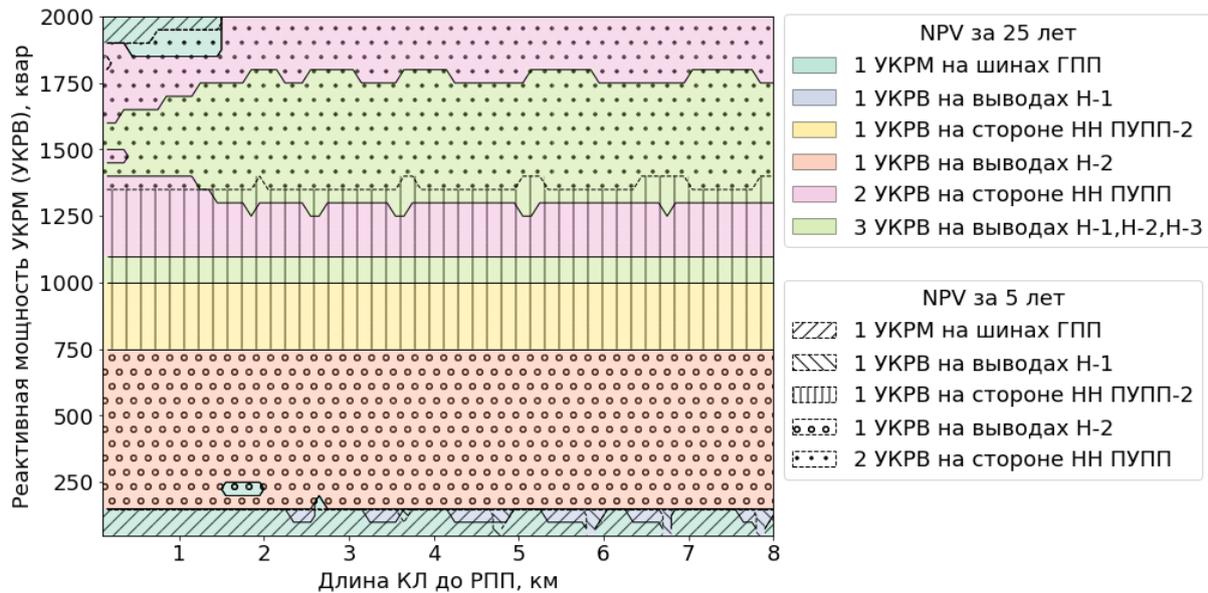


Рисунок 62 – Зависимость наиболее выгодного способа КРМ от параметров СЭС при КРМ на этапе проектирования

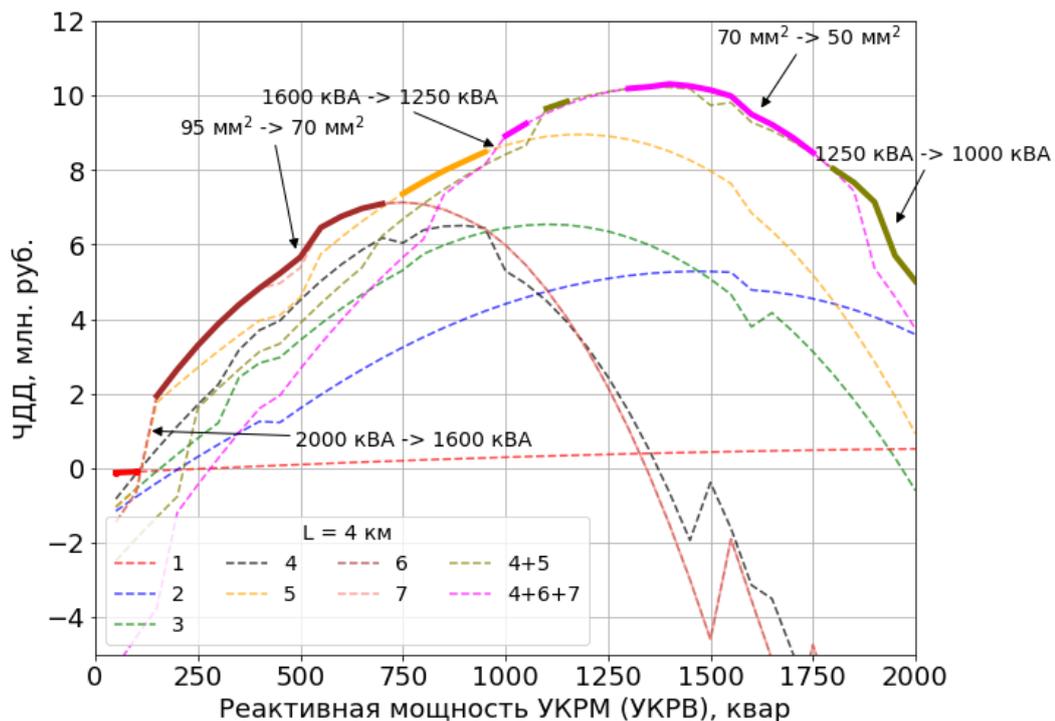


Рисунок 63 – Графики изменения NPV (25 лет) для различных вариантов КРМ

Ломаный характер линий графика NPV на рисунке 63 объясняется изменением параметров СЭС за счет снижения сечений КЛ или мощности трансформаторов при установке УКРВ.

Реализация мероприятий по КРМ на этапе проектирования позволяет в ряде случаев вернуть инвестиции в УКРВ еще до их размещения за счет снижения капитальных затрат на электросетевое оборудование. Величина NPV (25 лет) от КРМ на этапе проектирование в среднем на 75 % выше аналогичной величины для КРМ на этапе эксплуатации, а при расчете NPV за пятилетний период – на 105 %.

3.1.3 Выбор мощности УКРМ

В условиях резко-переменного изменения электрических нагрузок выемочного участка реактивная мощность АД горных машин в течение рабочей смены может изменяться от мощности холостого хода Q_0 до номинальной мощности $Q_{ном}$ ($Q_0 + Q_p$). Как показано в работе [19], коэффициент реактивной мощности $\text{tg}\varphi$ АД существенно варьируется в зависимости от коэффициента загрузки, причем величина $k_3 = 0,3$ принята равной критической с точки зрения резкого увеличения относительной величины потребления реактивной мощности.

Выбор мощности и числа ступеней УКРМ целесообразно производить, используя значения Q_0 , Q_p и характер изменения k_3 .

В связи с тем, что ГШО выемочного участка связано единым технологическим процессом, то при анализе реактивного электропотребления выемочного участка следует полагать, что электропривод всех горных машин находится под напряжением. Таким образом минимальная реактивная мощность, потребляемая ГШО выемочного участка, определяется суммарной величиной Q_0 всех горных машин, получающих питание от рассматриваемой секции шин РПП. При выборе мощности УКРМ также следует принять во внимание пусковые процессы в электроприводе горных машин. Электропривод ГШО работает в повторно-кратковременном режиме, сопровождающимся частыми пусками и остановками. Пусковой провал напряжения может привести к неуспешным или

затянутым пускам, что оказывает негативное влияние как на сам запускаемый электродвигатель, так и на другие двигатели, получающие питание от тех же шин. Как показано в работе [18], неучет переходных процессов в кратковременном и повторно-кратковременном режиме работы электродвигательной нагрузки может привести к существенной погрешности расчета. В [94] рассмотрено использование БСК для повышения коэффициента мощности во время пусков электродвигателей. В работе [95] для снижения пусковых провалов напряжения предложено использовать СТК.

Как следует из результатов анализа измерений рабочих параметров очистного комбайна Eickhoff SL900 (рисунок 17, г), в течение смены было зафиксировано до 30 пусков (при среднем значении в 12).

Для оценки влияния КРМ на пусковые процессы в электроприводе горных машин было выполнено моделирование серии пусков при наличии и отсутствии УКРВ. Результаты моделирования приведены на рисунке 64 и рисунок 65. УКРВ подключены к выводам НН ПУПП, от которых получают питание электропривод очистного комбайна и лавного конвейера.

Анализ влияния КРМ на пусковые процессы горного электропривода рассмотрен для трех вариантов: а) отсутствие КРМ (базовый вариант); б) КРМ в объеме реактивной мощности холостого хода; в) КРМ в объеме номинальной реактивной мощности электропривода ГШО.

Из полученных результатов моделирования следует, что КРМ позволяет снизить на 1...4 % пусковые потери мощности, снизить пусковой провал напряжения на 1,64...3,28 % и повысить коэффициент мощности на 12...38 %. Однако предварительное включение УКРВ перед пуском, а также после завершения пуска в режиме холостого хода (для варианта в) приводит к возникновению перекомпенсации, что сопровождается увеличением положительных отклонений напряжения на 2...4 %.

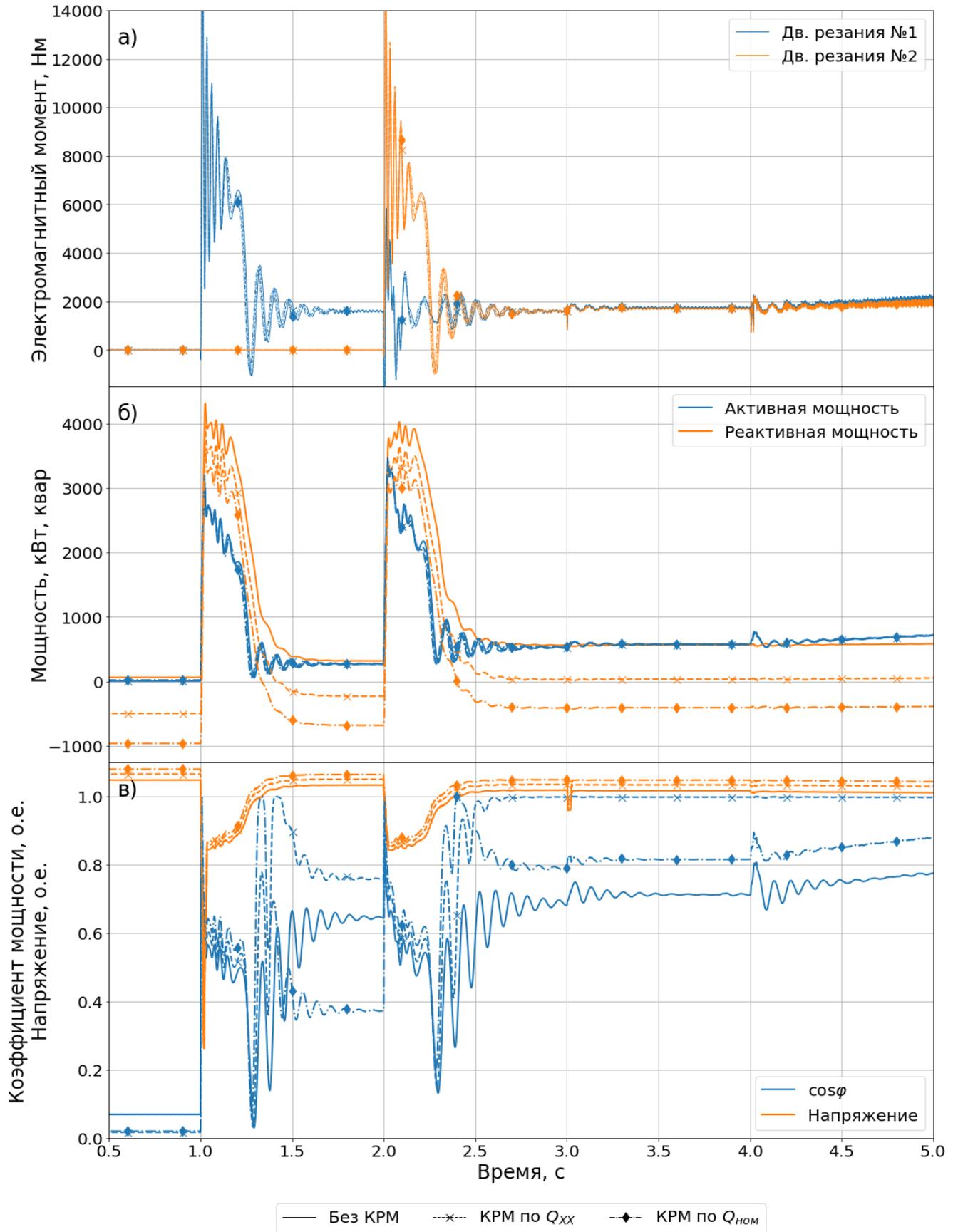


Рисунок 64 – Результаты моделирования электромагнитных моментов (а), мгновенных мощностей (б), коэффициента мощности и уровня напряжения (в) электропривода очистного комбайна во время пуска с УКРВ и без

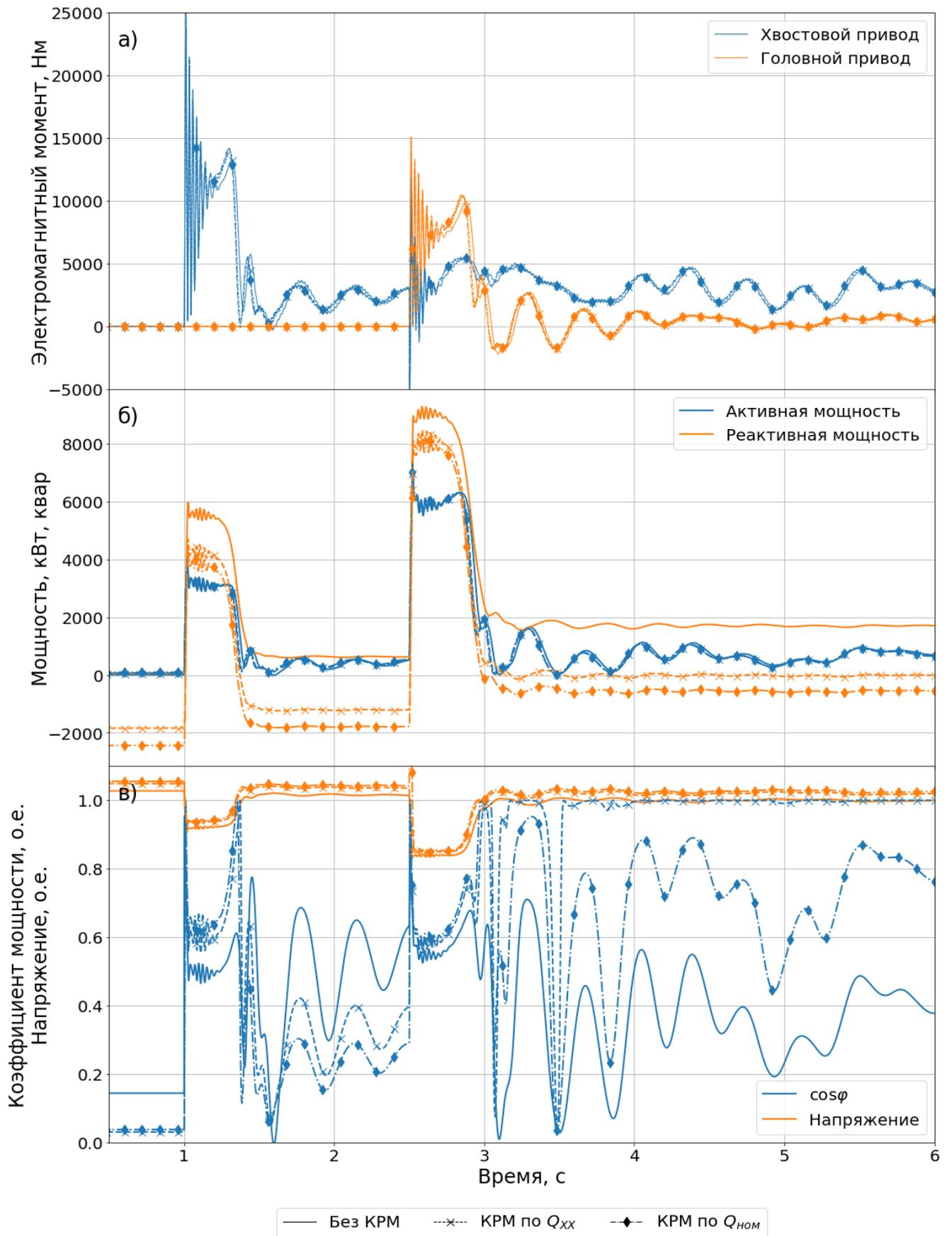


Рисунок 65 – Результаты моделирования электромагнитных моментов (а), мгновенных мощностей (б), коэффициента мощности и уровня напряжения (в) электропривода лавного конвейера во время пуска с УКРВ и без

Выявленный технико-экономический эффект позволяет сделать вывод о том, что КРМ во время пусков оказывает положительное влияние на энергетическую эффективность СЭС выемочного участка – приводит к снижению потерь мощности, отклонений напряжения и времени запуска электродвигателей. Таким образом, при эксплуатации УКРВ целесообразно предварительное включение УКРВ перед запуском электропривода (если это не вызовет недопустимого повышения напряжения) или снижение уставки выдержки времени контроллера реактивной мощности на включение ступени УКРВ (позволяющее УКРВ реагировать на пусковые процессы). Однако полученный таким образом экономический эффект является несущественным и не может считаться определяющим при выборе параметров УКРВ. Выбор реактивной мощности УКРВ на основании пусковых процессов горного электропривода экономически нецелесообразен.

Мощность основной ступени УКРВ следует определять на основании реактивной мощностью холостого хода электродвигателей горных машин, а мощность дополнительных ступеней может быть рассчитана на основании данных о среднем коэффициенте загрузки горных машин.

3.1.4 Выбор количества ступеней УКРМ

Количество ступеней определяет то, насколько точно УКРМ сможет осуществлять КРМ в условиях изменения реактивной мощности потребителя. Соответственно при выборе числа ступеней необходимо учитывать характер реактивного электропотребления.

Мощность первой (основной) ступени целесообразно принять равной неизменной составляющей потребляемой реактивной мощности – мощности холостого хода.

Регулируемая часть УКРВ (дополнительные ступени) может быть разделена на разное число ступеней, количество которых должно определяться на основании технико-экономического анализа. Особенностью УКРВ является высокая доля

цены взрывозащищенной оболочки в общей стоимости УКРВ, таким образом, что стоимость УКРВ в основном определяется количеством ступеней, а не их мощностью. В этом случае добавление 2-й ступени к УКРВ может увеличить капитальные затраты на КРМ в 2 раза.

Для приближенной оценки экономической целесообразности увеличения числа ступеней УКРВ была выполнена серия расчетов установившегося режима при различных вариантах КРМ в типовой схеме СЭС выемочного участка, приведенной на рисунке 58.

Основная идея расчета состоит в последовательном изменении соотношения реактивных мощностей между имеющейся в узле УКРВ ($Q_{\max} - Q_{\text{step}}$) и планируемой к вводу новой ступенью Q_{step} . Вариант с реактивной мощностью УКРВ ($Q_{\max} - Q_{\text{step}}$) является базовым. В ходе расчета оценивается срок окупаемости новой ступени с мощностью Q_{step} .

УКРВ подключается к узлу 5, к шине НН ПУПП-2 (рисунок 58). Общая установленная мощность УКРВ составляет $Q_{\max} = 1200$ квар. Расчет выполняется с изменением протяженности КЛ между шинами ГПП и РПП-6 от 0,5 до 8 км.

Результаты расчета приведены на рисунке 66 в виде тепловых карт дисконтированного срока окупаемости в осях длины КЛ до РПП и реактивной мощности ступени Q_{step} .

Как следует из рисунка 66, а, в среднем возврат инвестиций за срок службы дополнительной ступени наблюдается при ее мощности в 539,25 квар. При учете возможности снижения номинальной мощности электросетевого оборудования возможно добиться окупаемости дополнительной ступени в среднем при мощности в 446,83 квар, при мощности 586,69 квар срок окупаемости составляет уже 10 лет (рисунок 66, б). Пилообразный характер полученных зависимостей обусловлен скачкообразным изменением параметров СЭС при увеличении длины КЛ до РПП (рисунок 58) или снижением сечений КЛ и мощности ПУПП при КРМ. Темно-синие пилообразные области на рисунке 66, б соответствуют условиям, при которых возврат инвестиций в ступень УКРВ происходит немедленно за счет

снижения капитальных затрат на электросетевое оборудование распределительной сети угольной шахты.

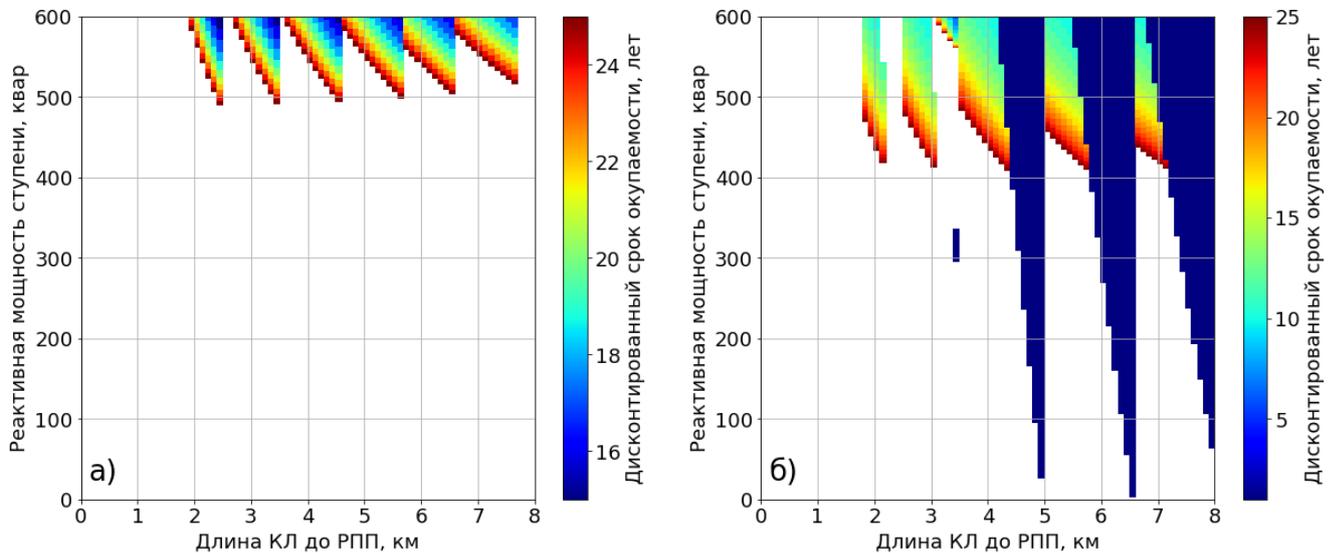


Рисунок 66 – Тепловые диаграммы дисконтированного срока окупаемости (лет) новой ступени УКРВ при оценке стоимости на этапе эксплуатации (а) и проектирования (б)

Таким образом ввод дополнительной ступени УКРВ является целесообразным только при достаточно существенном размахе изменения реактивной мощности (более 500 квар). Необходимо отметить, что в данном расчете коэффициент использования ступени принят равным 1, что не соответствует действительным условиям работы ступенчатой УКРВ при неравномерной нагрузке. В связи с этим, полученные в данном подразделе, граничные значения мощностей следует считать минимальными.

Для оценки экономической целесообразности использования многоступенчатых УКРВ была также выполнена серия моделирований при учете динамического характера изменения электрической нагрузки. Имитационная модель включает в себя модель электропривода очистного комбайна при различных значениях коэффициента загрузки, упрощенные модели электропривода перегружателя и дробилки, модель СЭС при варьировании длины

КЛ между шинами ГПП и РПП-6 от 2 до 8 км и ступенчатые УКРВ с контроллером реактивной мощности. Алгоритм выполнения расчета приведен на рисунке 67.

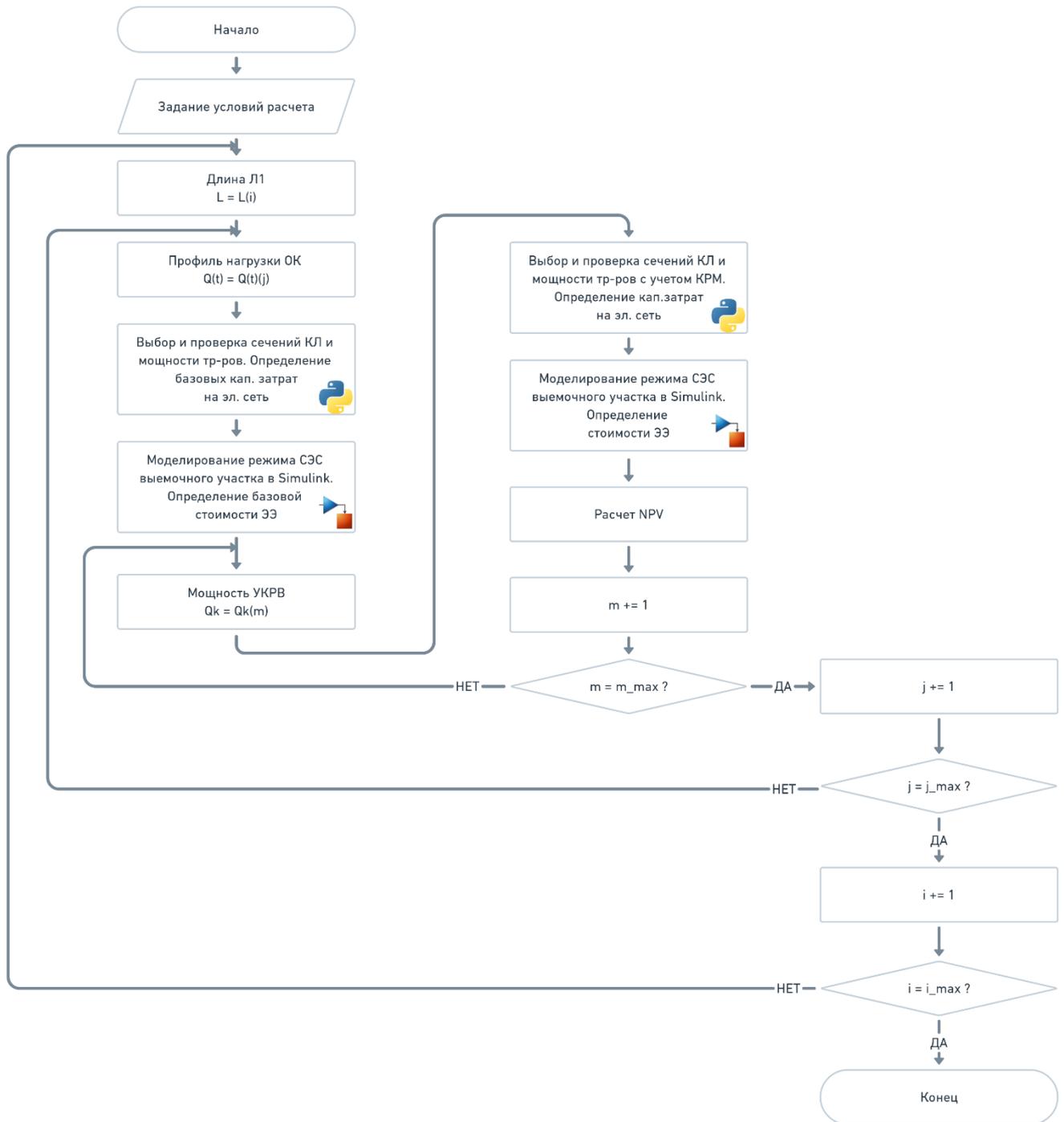


Рисунок 67 – Алгоритм итеративного моделирования работы УКРВ в условиях динамической нагрузки

Экономическая эффективность добавления дополнительной ступени УКРВ в значительной степени зависит от размаха изменения потребляемой реактивной

мощности. На рисунке 68 представлены графики-поверхности зависимости мощности ступеней двухступенчатой УКРВ от величины NPV при коэффициенте загрузки $K_{зг}$ очистного комбайна в 0,26 и 0,72. Указанным значениям $K_{зг}$ соответствует размах изменения реактивной мощности в 170,62 и 610,51 квар соответственно ($P = 0,95$).

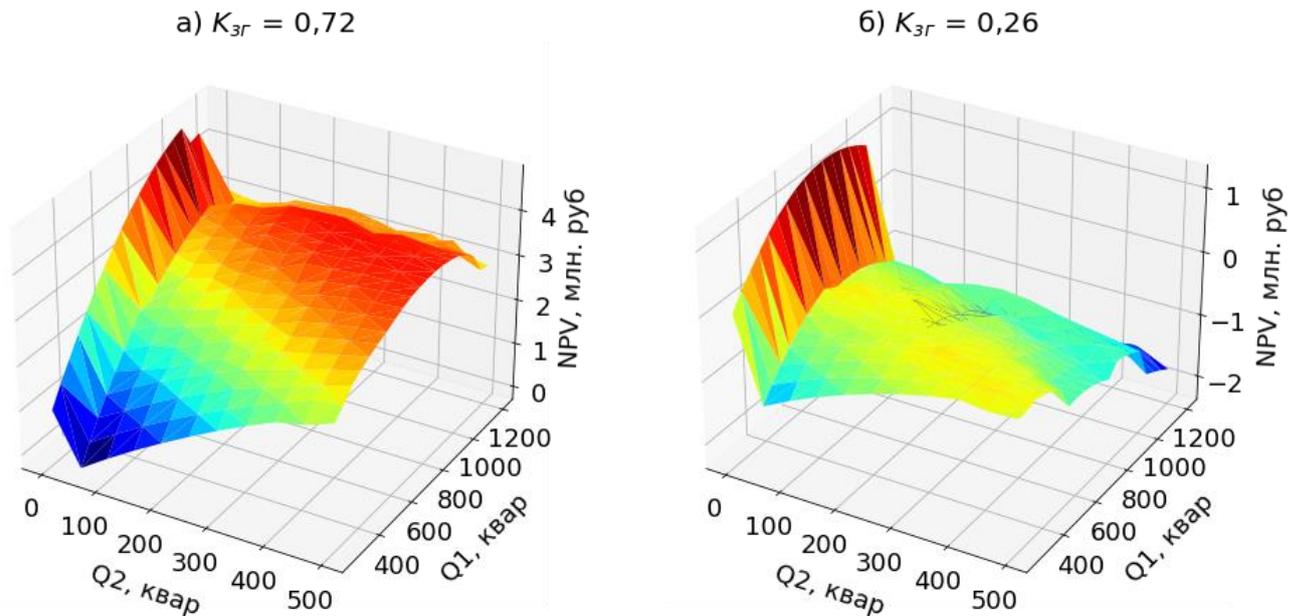


Рисунок 68 – Трехмерный график зависимости величины мощности ступеней двухступенчатой УКРВ от NPV

Как следует из представленных зависимостей (рисунок 68), наибольший экономический эффект наблюдается при мощности второй ступени УКРВ $Q_2 = 0$, т.е. для одноступенчатой УКРВ. При увеличении $Q_2 > 0$ значения NPV резко снижаются, что связано с высокой постоянной составляющей стоимости УКРВ, что также объясняет малый NPV в области низкий значений Q_1 . По мере увеличения мощности второй ступени УКРВ экономический эффект возрастает, однако, это наблюдается только при достаточно большой величине $K_{зг}$, т.к. в этом случае размах изменения реактивной мощности достаточно велик, чтобы обеспечить высокий коэффициент использования дополнительной ступени. При малом $K_{зг}$ характер изменения реактивной мощности равномерный и ввод дополнительной ступени слабо сказывается на повышении эффективности КРМ.

Таким образом при малых величинах $K_{зг}$ применение более одной ступени УКРВ при текущем уровне цен является убыточным. Только достаточно большой размах изменения потребляемой реактивной мощности и рациональный выбор мощностей может обеспечить экономическую эффективность двухступенчатой УКРВ. На рисунке 69 представлен график зависимости отношения максимальной величины чистого дисконтированного дохода двухступенчатой УКРВ NPV_2 к аналогичной величине для одноступенчатой УКРВ NPV_1 от $K_{зг}$ комбайна.

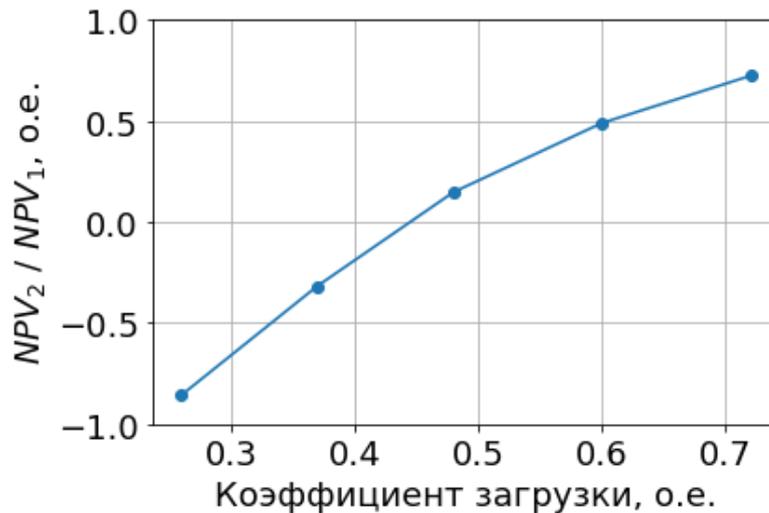


Рисунок 69 – Зависимость относительной величины NPV от коэффициента загрузки

Как следует из рисунка 69, двухступенчатая УКРВ перестает быть убыточной при величине $K_{зг}$ в 0,445, однако, не достигает уровня доходности одноступенчатой УКРВ.

3.2 Выбор оптимальных параметров УКРМ

3.2.1 Формулировка целевой функции оптимизации

Как правило, целевая функция оптимизации КРМ включает в себя следующие составляющие [8, 16, 19]:

- капитальные затраты на установку УКРМ;
- годовые эксплуатационные затраты на обслуживание УКРМ;
- стоимость потерь электрической энергии в распределительной сети с УКРМ.

В работе [96] предложено также учитывать:

- коэффициент реактивной мощности;
- среднее и максимальное отклонение напряжения;
- коэффициент гармонических искажений.

Также в целевой функции необходимо учесть снижение капитальных затрат на электросетевое оборудование при снижении его номинальной мощности благодаря КРМ. Например, вопросы выбора цеховых трансформаторов с учетом КРМ рассмотрены в работе [97].

В связи с тем, что основной причиной для проведения КРМ во внутрипроизводственных СЭС является повышение энергетической эффективности, то в качестве целевой функции целесообразно принять величину чистого дисконтированного дохода (NPV). Тогда целевую функцию можно записать как:

$$OF = -NPV_T \rightarrow \min, \quad (37)$$

где T – период времени для расчета NPV (следует принимать в зависимости от требуемого срока возврата инвестиций). Таким образом в ходе оптимизации будет найден вариант КРМ, обеспечивающий максимальный чистый дисконтированный доход за период T .

Величина NPV определяется следующим образом:

$$NPV_T = \sum_{t=1}^T \left(\frac{CF_t}{(1+E)^t} - IC \right), \quad (38)$$

$$E = r + \frac{p}{100}, \quad (39)$$

где CF_t – денежный доход за год t , руб; IC – инвестиции в КРМ, руб; E – норма дисконта, о.е.; r – ставка рефинансирования, о.е.; p – поправка на риск, %.

Величина инвестиций в КРМ (IC) должна включать в себя:

$$IC = C_{PFC} - \Delta C_{PG}, \quad (40)$$

где C_{PFC} – капитальные затраты на УКРМ и УКРВ; ΔC_{PG} – разница между капитальными затратами на электросетевое оборудование подземной распределительной сети угольной шахты при учете и без учета КРМ.

Величину денежного потока от КРМ (CF) можно записать как:

$$CF = \Delta C_{energy} - OC_{PFC}, \quad (41)$$

где ΔC_{energy} – разница в величине платы за электроэнергию и мощность угольной шахты до и после КРМ, руб; OC_{PFC} – эксплуатационные расходы на обслуживание УКРМ (УКРВ), руб.

Оптимизируемыми параметрами являются реактивные мощности ступеней УКРМ (УКРВ). Оптимизация выполняется при следующих ограничениях:

$$\min OF(Q) \text{ при } \begin{cases} 0 \leq Q_{\text{осн}} \leq Q_{\text{осн. max}}; \\ 0 \leq Q_{\text{доп}} \leq Q_{\text{доп. max}}; \\ (\sum Q)_{\text{min}} \leq \sum Q \leq (\sum Q)_{\text{max}}, \end{cases} \quad (42)$$

где $Q_{\text{осн}}$ – реактивная мощность основной ступени УКРВ, квар; $Q_{\text{доп}}$ – реактивная мощность дополнительных ступеней УКРВ (вторая ступень и последующие), квар; $\sum Q$ – суммарная мощность ступеней всех УКРВ, квар.

Необходимость установки ограничений отдельно для первой и последующих ступеней обусловлена особенностями потребления реактивной мощности электрическими машинами. Основная ступень предназначена для компенсации практически неизменной величины мощности холостого хода и имеет большую установленную мощность ($Q_{\text{осн. max}}$), в то время, как дополнительные ступени предназначены для компенсации переменной во времени нагрузочной составляющей реактивной мощности, которая, как правило, меньше мощности холостого хода.

3.2.2 Использование имитационной модели для оптимизации

Определение значения целевой функции в данной работе предлагается выполнять с помощью имитационной модели СЭС выемочного участка угольной шахты (глава 2), разработанной в среде Matlab – Simulink.

Как правило, для нахождения минимума целевой функции в процессе оптимизации требуется выполнение большого числа итераций, поэтому время моделирования является важным параметром. Моделирование типового режима работы СЭС выемочного участка в исходной имитационной модели занимает порядка 5,5 часов (ЦП: Intel Core i7-3770 3,4 ГГц; ОЗУ: 24 Гб). Полученное время моделирования слишком велико и не позволяет выполнить оптимизацию. Для обеспечения приемлемого времени моделирования необходимо выполнить упрощение модели.

В связи с тем, что секции шин РПП-6 в нормальном режиме работают отдельно (секционный выключатель отключен), то работа каждой секции шин может моделироваться отдельно. Это позволяет разделить наиболее сложные имитационные модели очистного комбайна и лавного конвейера.

Следующий этап упрощения предусматривает замену блоков «Asynchronous machine» в электроприводе ГШО на блоки «Three-Phase Dynamic Load», воспроизводящие, заданный на их управляющий вход, графики электрических нагрузок по активной и реактивной мощности. Формирование данных графиков нагрузки было предварительно выполнено с использованием исходной версии имитационной модели. Данное решение позволяет увеличить шаг дискретизации и значительно снизить длительность моделирования до порядка 6,5 минут (рисунок 70).



Рисунок 70 – Порядок использования имитационной модели при оптимизации

Однако важным вопросом является степень адекватности упрощенной модели. Отсутствие блоков «Asynchronous machine» может вызвать погрешности при моделировании режимов работы с УКРВ. Для проверки адекватности модели было выполнено моделирование режима работы СЭС выемочного участка с УКРВ в исходной и упрощенной модели. Рассмотрена часть общей имитационной модели, включающей в себя электропривода очистного комбайна, перегружателя и дробилки. Сравнение результатов моделирования приведено в таблице 5.

Таблица 5 – Сравнение результатов моделирования в полной и упрощенной модели

Параметр	Расхождение, %
Полная мощность комбайна	2,00
Полная мощность перегружателя и дробилки	3,08
Полная мощность всего участка	0,70

Как следует из таблицы 5, расхождения в результатах моделирования средней полной мощности не превышают 5 %. Тогда можно сделать вывод о том, что применение упрощенной имитационной модели не приведет к недопустимой погрешности.

3.2.3 Выбор метода оптимизации

Размещение, выбор числа и мощности УКРМ в СЭС является сложной комбинаторной оптимизационной задачей. В работах, посвященных оптимизации КРМ [16, 18, 96, 98–101], выделяют следующие основные методы оптимального размещения УКРМ в распределительных сетях:

- аналитические методы;
- методы численного программирования;
- нейросетевые методы;
- метаэвристические методы и методы на основе искусственного интеллекта;
- методы на основе анализа чувствительности;
- комбинированные методы.

К аналитическим методам относятся: метод прямого перебора; градиентные методы; метод Лагранжа; метод Ньютона и др. Данные методы находят широкое применения при оптимизации КРМ, однако, имеют ряд недостатков. В работе [18] отмечены такие недостатки аналитических методов, как: чувствительность к начальным приближениям; требования к непрерывности, дифференцируемости и унимодальности целевой функции; затруднение в определении глобального экстремума функции; плохая приспособленность для дискретных функций. В работах [16, 101] также отмечены проблемы, возникающие при оптимизации функции с локальными экстремумами с помощью классических методов оптимизации.

Размещение УКРМ в распределительной сети является многокритериальной, условной оптимизационной задачей с недифференцируемой, дискретной целевой функцией, имеющей локальные экстремумы [101, 102]. В связи с этими, многими авторами [18, 101, 103, 104] предложено использовать недетерминированные (стохастические), работающие одновременно с большим количеством текущих решений (многоагентные) алгоритмы оптимизации такие, как генетический алгоритм, метод роя частиц и др. В работе [18] выполнена оптимизация размещения и выбора мощности БСК в СЭС с учетом пусковых процессов электродвигателей с использованием генетического алгоритма. В [104] использован генетический алгоритм для оптимизации параметров БСК в распределительной сети с учетом суточных профилей электрической нагрузки. В [101] оптимизация выполняется с помощью модифицированного метода дискретного роя частиц. В [102] оптимальное размещение БСК в

распределительной сети выполнено методом генетического алгоритма. В [105] выполнена оптимизация параметров УКРМ в сложных, разветвленных электрических сетях генетическим алгоритмом. В [106] выполнена оптимизация размещения БСК с учетом гармонических искажений в сети методом роя частиц. В работе [107] рассмотрена оптимизация размещения УКРМ методом роя частиц с применением индекса потерь.

Оптимизационная задача, рассматриваемая в данной работе, относится к категории задач оптимизации «черного ящика» (black-box optimization). Для таких задач характерны следующие признаки [108]:

- оптимизируемая целевая функция не имеет аналитического выражения;
- значение целевой функции определяется времязатратным моделированием;
- целевая функция может быть не дифференцируемой;
- наличие скрытых ограничений, нарушение которых приводит к отказу имитационного моделирования.

В связи с вышесказанным, классические градиентные методы оптимизации не могут быть использованы для оптимизации «черного ящика», т.к. градиент целевой функции не может быть получен традиционным способом из-за отсутствия аналитического выражения функции, а применение метода конечных разностей для вычисления градиента требует слишком большого числа запусков времязатратной имитационной модели.

Методы оптимизации, основанные только на значении функции и не требующие ее производной (derivative-free), такие, как методы прямого поиска, генетические алгоритмы, метод роя частиц и др. также требуют слишком большого количества итераций для нахождения оптимума.

Оптимизация сложных и времязатратных целевых функций может быть выполнена с использованием суррогатных моделей [82, 109]. Суррогатной называют функцию, которая аппроксимирует некоторую другую функцию и занимает намного меньше времени для расчета. Таким образом для нахождения значений оптимизируемых переменных, минимизирующих заданную «тяжелую»

целевую функцию, предварительно выполняются сотни вычислений «легкой» суррогатной функции.

В литературе можно найти множество примеров использования данного метода оптимизации в энергетике. Так в работе [110] суррогатная оптимизация используется для оптимизации параметров тепловой солнечной установки здания при моделировании режима в течение 1 года. В работе [111] рассмотрена оптимизация параметров асинхронных двигателей. В [112] выполнена оптимизация режимов работы виртуальной электростанции. Однако примеры использования суррогатной оптимизации для КРМ отсутствуют.

На рисунке 71 в форме трехмерного графика представлен примерный вид целевой функции двух переменных. Значения целевой функции были получены при моделировании КРМ в установившемся режиме методом Гаусса – Зейделя. График целевой функции негладкий и имеет локальные экстремумы, что обусловлено скачкообразным изменением параметров СЭС при снижении сечений кабельных линий или мощности ПУПП (за счет выбора оборудования меньшей номинальной мощности из-за его разрузки от реактивной мощности с помощью КРМ). Соответственно следует отдать предпочтение методам глобальной оптимизации.

Ниже представлен сравнительный анализ методов глобальной оптимизации из пакета Global Optimization Toolbox в Matlab для КРМ. Расчетная модель для определения целевой функции была описана в разделе 3.1.2. Результаты оптимизации приведена на рисунке 72.

Как следует из рисунка 72, лучшее значение целевой функции было получено методом роя частиц (PSO) при числе поисковых агентов 10. Методы прямого поиска (PS), имитации отжига (SA) и генетический алгоритм (GA) при малом числе поисковых агентов показали существенно худший результат.

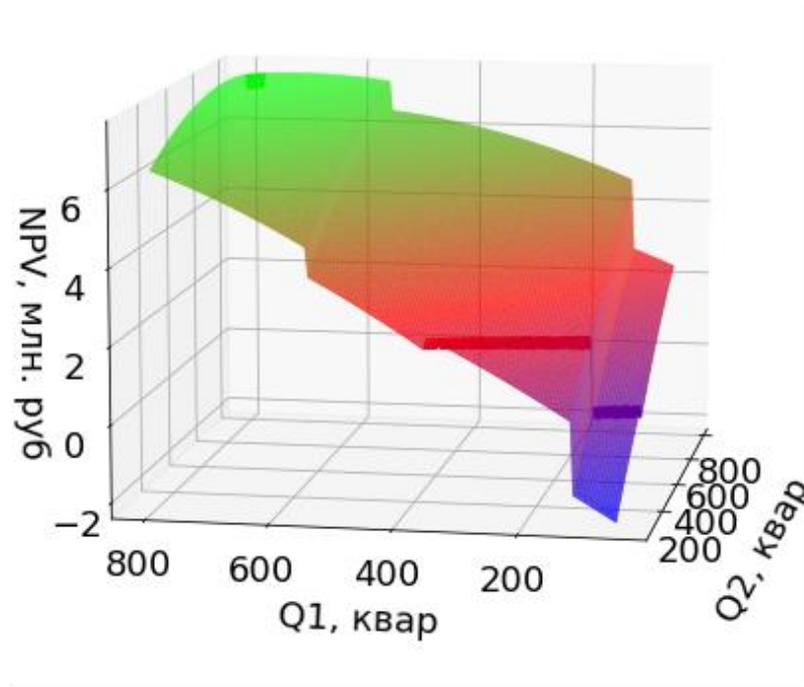


Рисунок 71 – Пример трехмерного графика целевой функции двух переменных

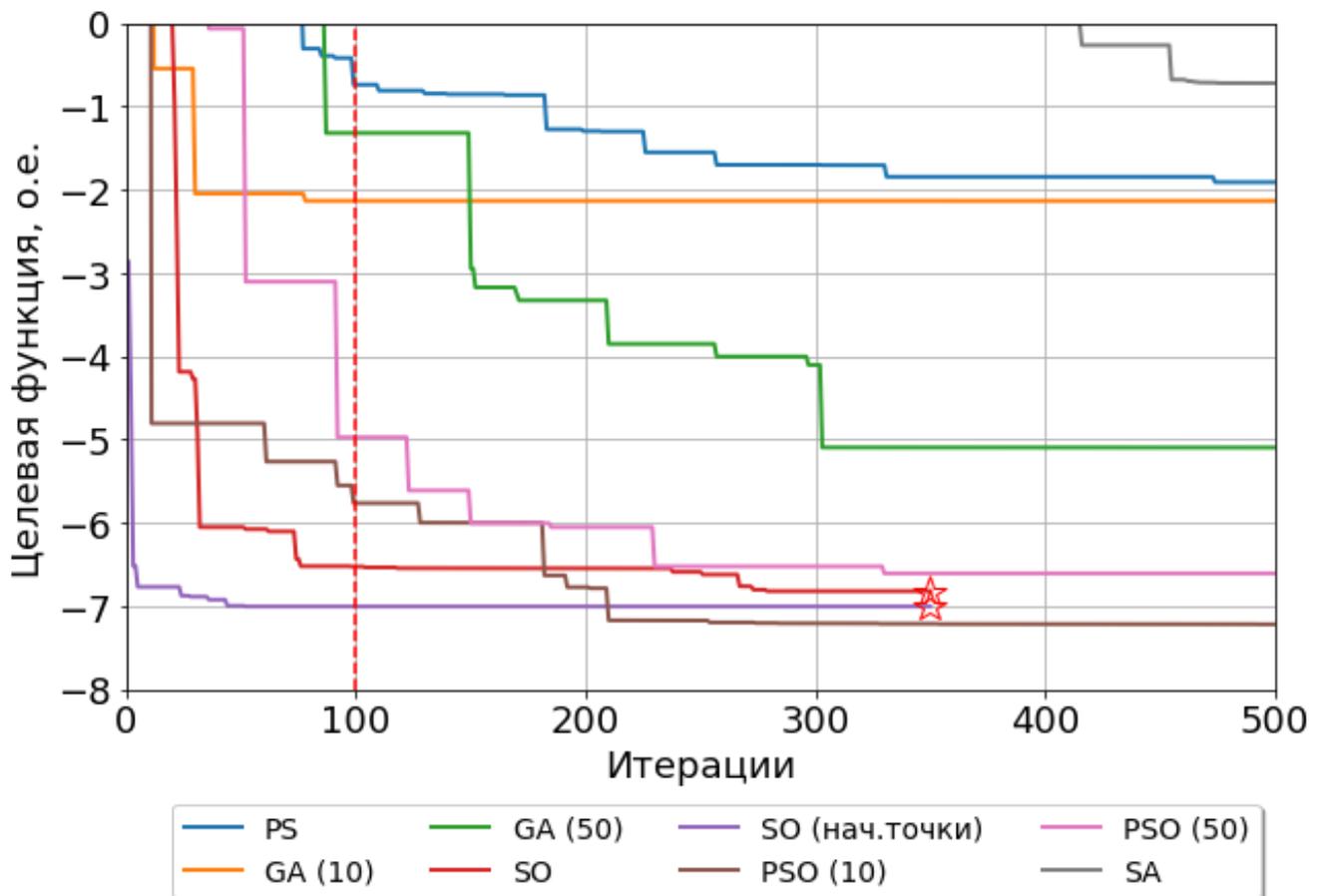


Рисунок 72 – Графики изменения значения целевой функции при оптимизации различными методами

Каждая итерация в ходе выполнения оптимизации – это запуск имитационной модели. В связи с достаточно долгим временем моделирования число возможных итераций ограничено. Например, для выполнения 1000 итераций потребуется более 100 часов реального времени. Приемлемое время выполнения расчетов составляет порядка 10-16 часов, за которые могут быть выполнены только 100-150 итераций. При ограниченном числе итераций лучшее решение можно получить при использовании суррогатной оптимизации (SO). Причем возможность задания начального набора значений оптимизируемых параметров для суррогатной оптимизации может позволить существенно ускорить поиск оптимального значения. Для расчетов, приведенных на рисунке 72, начальный набор значений формировался аналитически, на основе паспортных параметров потребителей электроэнергии и предположений относительно рациональной расстановки УКРВ в СЭС. Это позволяет исключить из рассмотрения суррогатного алгоритма заведомо неоптимальные варианты. Как следует из рисунка 72, это позволяет не только ускорить оптимизацию, но и получить лучшее значение целевой функции. Кроме того, в отличие от метода роя частиц суррогатный алгоритм формирует ограничения более гибко. Кроме минимальной и максимальной границ для значений оптимизируемых параметров, ограничения также могут быть заданы в виде линейных равенств и неравенств.

Таким образом для выбора рациональных параметров УКРВ в данной работе целесообразно использовать суррогатный алгоритм оптимизации.

3.2.4 Предварительная оптимизация мощности УКРВ

Суррогатная оптимизация предусматривает возможность задания начального набора оптимизируемых параметров (начальных точек). Как было отмечено выше, правильный выбор начальных точек может позволить ускорить поиск оптимума целевой функции, что важно для сложных времязатратных имитационных моделей.

Для формирования начального набора оптимизируемых параметров может быть использована упрощенная оптимизация по временным рядам реактивной

мощности ГШО. Временные ряды реактивной мощности могут быть получены с помощью имитационного моделирования, как было описано выше, или же они могут являться результатами измерений. В случае использования результатов измерений для оптимизации данный алгоритм может рассматриваться в отрыве от суррогатной оптимизации и использоваться для оптимального распределения мощности по ступеням УКРВ без имитационного моделирования.

На рисунке 73 приведена блок-схема алгоритма выбора оптимальной мощности ступеней УКРВ. Данный алгоритм предусматривает наличие временного ряда или гистограммы частот реактивной мощности. Представленный алгоритм оптимизации позволяет получить оптимальное распределение реактивной мощности по заданному числу ступеней УКРВ. В основе алгоритма лежит определение оптимального коммутационного состояния многоступенчатой УКРВ для каждого интервала реактивной мощности гистограммы частот. В результате оптимизации подбираются такие реактивные мощности ступеней, чтобы обеспечить максимальное снижение потребляемой реактивной мощности. Целевая функция оптимизации может быть задана в виде:

$$OF = |W/W_0| \rightarrow \min, \quad (43)$$

где W_0 , W – потребление реактивной электроэнергии без и с УКРМ, соответственно ($W = \sum_{i=1}^m \text{edges}_i N_i$, где edges – вектор середин интервалов гистограммы частот реактивной мощности; N – вектор частот гистограммы частот; m – количество интервалов).

Оптимизируемыми параметрами являются реактивные мощности ступеней УКРВ. Оптимизация выполняется при следующих ограничениях:

$$\min OF(Q) \text{ при } \begin{cases} 0 \leq Q_{\text{осн}} \leq Q_{\text{осн. max}}; \\ 0 \leq Q_{\text{доп}} \leq Q_{\text{доп. max}}; \\ (\sum Q)_{\text{min}} \leq \sum Q \leq (\sum Q)_{\text{max}}, \end{cases} \quad (44)$$

где $Q_{\text{осн}}$ – реактивная мощность основной ступени УКРВ, квар; $Q_{\text{доп}}$ – реактивная мощность дополнительных ступеней УКРВ, квар; $\sum Q$ – суммарная мощность всех ступеней, квар.



Рисунок 73 – Блок-схема алгоритма выбора оптимальной компоновки УКРМ

На рисунке 74 представлены результаты выполнения данной оптимизации на примере фрагмента временного ряда реактивной мощности очистного комбайна, представленной в виде гистограммы частот.

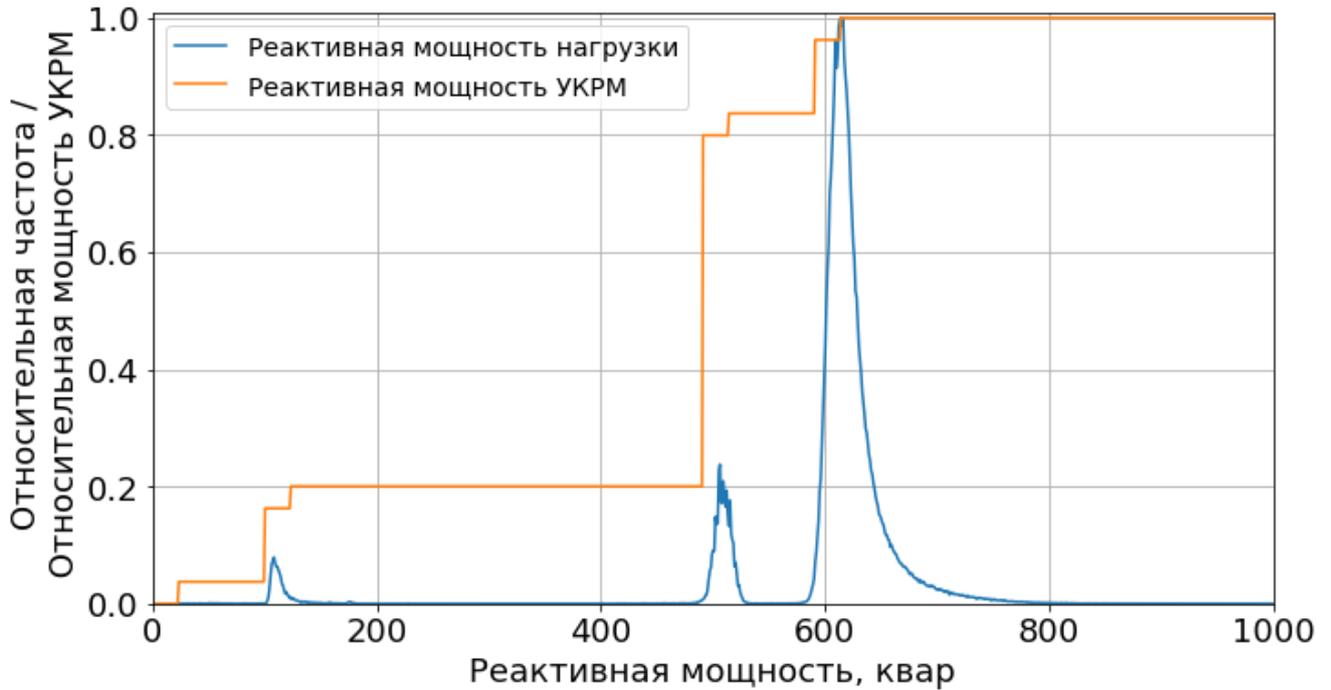


Рисунок 74 – Пример диаграммы мощности активных ступеней трехступенчатой УКРВ, наложенной на гистограмму частот реактивной мощности потребителя электроэнергии

Как следует из полученных результатов, увеличение числа ступеней позволяет обеспечить более гибкую КРМ, а также увеличить общую мощность УКРМ, что позволит повысить эффективность КРМ.

Данный метод предусматривает ряд допущений, в частности, не учитывается быстроедействие УКРМ. Предполагается, что УКРМ в каждый момент времени способна обеспечить оптимальное число введенных ступеней и без задержки изменять их вслед за изменением реактивной мощности потребителя.

Для точного моделирования поведения УКРМ может быть использовано имитационное моделирование. В разделе 2.3 была представлена имитационная модель ступенчатой УКРВ, учитывающей временные характеристики работы контроллера реактивной мощности. Разработанная модель может быть

использована для более точного распределения реактивной мощности по ступеням. Алгоритм оптимизации представлен на рисунке 75.

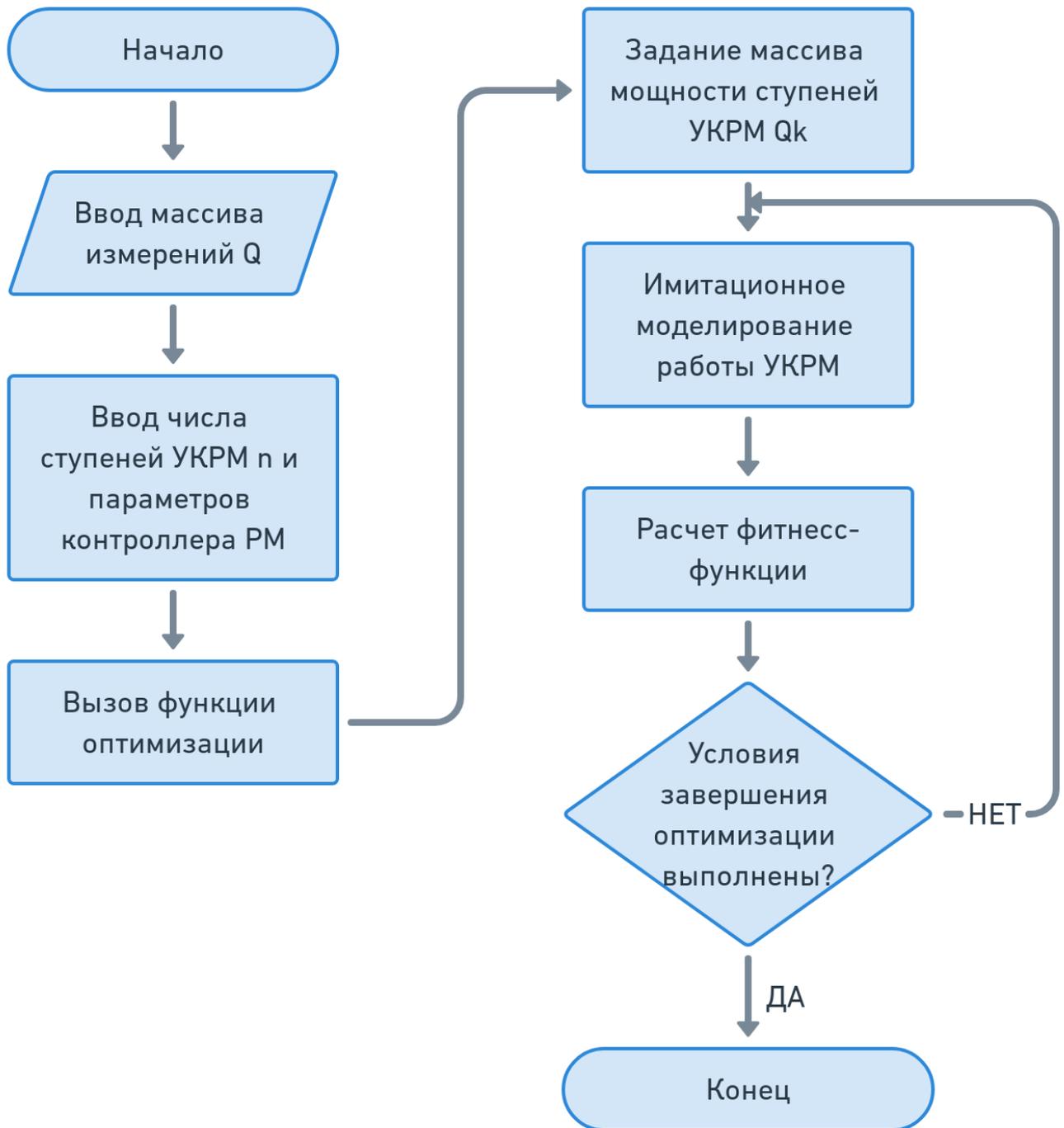


Рисунок 75 – Блок-схема алгоритма выбора оптимальной компоновки УКРВ с использованием имитационного моделирования

Сравнение данных алгоритмов оптимизации выполнено на примере выбора оптимальной компоновки УКРВ для очистного комбайна по графику потребляемой реактивной мощности в течение одной рабочей смены.

Оптимизация выполнена дискретным генетическим алгоритмом с числом особей в популяции – 50, при следующих ограничениях: мощность ступени от 1 до 600 квар; суммарная мощность всех ступеней до 800 квар.

Контроллер реактивной мощности УКРВ работает в режиме поддержания заданного коэффициента мощности. Выбранная уставка коэффициента мощности – 1. Уставка выдержки времени на включение составляет 5 секунда и является обратно зависимой от текущей величины ошибки регулирования по реактивной мощности. Время блокировки ступени для разряда конденсатора составляет 300 секунд.

Результаты оптимального распределения мощности по ступеням УКРВ приведены в таблице 6.

Таблица 6 – Результаты выполнения оптимизации

Кол-во ступеней	Мощности ступеней, квар		Средневзвешенное отклонение, %
	Комбинаторный метод	Имитационное моделирование	
1	502	537	6,52
2	494 + 56	483 + 68	4,17
3	494 + 74 + 52	480 + 72 + 65	4,70
4	478 + 78 + 64 + 27	478 + 72 + 66 + 63	6,48
5	484 + 75 + 61 + 47 + 22	457 + 68 + 60 + 36 + 33	8,72

Как следует из таблицы 6, применение разных алгоритмов для распределения реактивной мощности по ступеням УКРВ дает схожие результаты (отклонения не превышают 10 %), а после приведения полученных значений к существующему параметрическому ряду номинальных мощностей БСК, отклонения практически полностью устраняются. Это говорит о том, что быстродействие ступенчатой УКРВ не оказывает существенного влияния на КРМ очистного комбайна. В то же время длительность выполнения одной итерации оптимизации при использовании комбинаторного метода расчета (рисунок 73) примерно в 6500 раз меньше, чем при использовании имитационного моделирования (рисунок 75).

На рисунке 76, а приведен пример графика изменения целевой функции при оптимизации реактивной мощности разными алгоритмами для УКРВ с пятью ступенями. Величина целевой функции нормирована по минимальному значению. В обоих случаях для выполнения оптимизации требуется примерно одинаковое число итераций, однако, за счет большего быстродействия общие затраты времени при комбинаторном методе расчета существенно меньше.

На рисунке 76, б приведена совмещенная диаграмма реактивной мощности очистного комбайна и ступенчатой УКРВ. Разреженное расположение столбцов на гистограмме частот реактивной мощности УКРВ обусловлена дискретным характером ее изменения при различных комбинациях включенных ступеней.

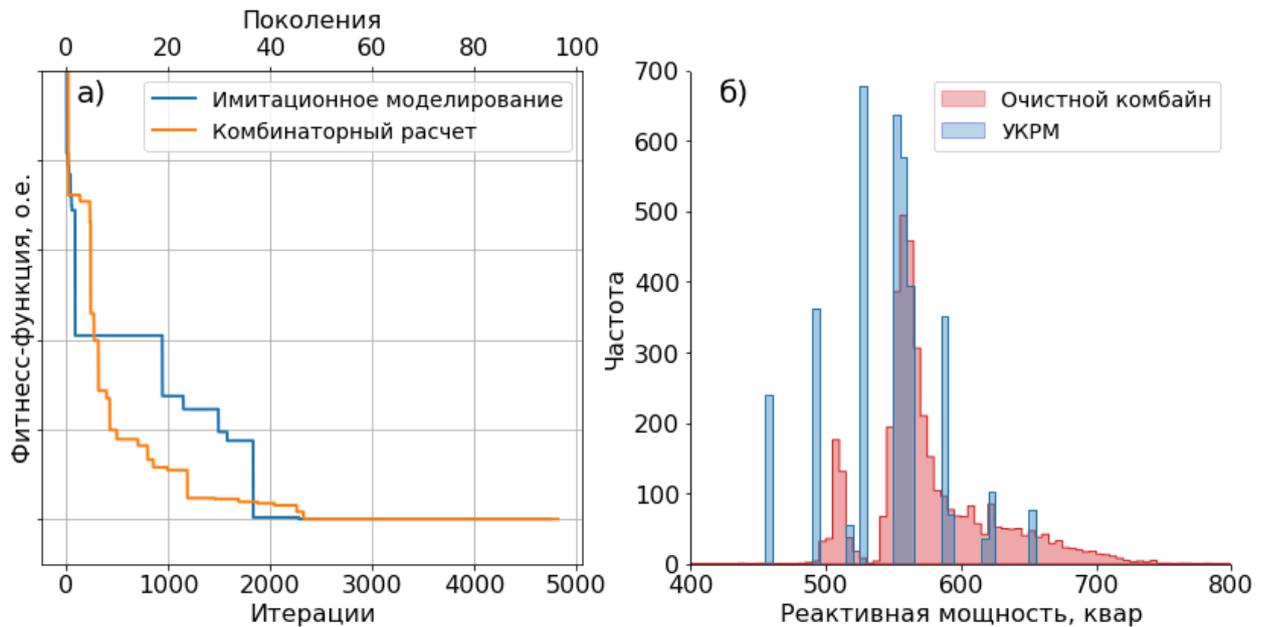


Рисунок 76 – График изменения целевой функции (а) и совмещенная гистограмма частот реактивной мощности очистного комбайна и УКРМ (б)

3.2.5 Формирование алгоритма выбора оптимальных параметров УКРВ

Как следует из предыдущих подразделов, для оптимизации параметров УКРВ суррогатным алгоритмом требуется:

- сформировать временные ряды мощностей горных машин для типового рабочего режима с использованием сценарного подхода (глава 2);

- сформировать набор начальных значений оптимизируемых параметров с помощью упрощенной (предварительной) оптимизации (раздел 3.2.4);
- определить базовые значения стоимости электроэнергии и капитальных затрат на электросетевое оборудование (запуск модели без УКРВ);
- вызвать функцию суррогатной оптимизации.

На рисунке 77 приведен алгоритм взаимодействия отдельных программных модулей при выполнении оптимизации. На первом этапе выполняется формирование начального набора оптимизируемых параметров оптимизацией генетическим алгоритмом графиков потребляемой реактивной мощности. Далее производится моделирование базового варианта при отсутствии УКРВ для формирования базовой стоимости электроэнергии и мощности, а также базовой стоимости электросетевого оборудования. На следующем этапе происходит вызов функции оптимизации, которая на каждой итерации выполняет следующее: 1) выбор и проверка сечений кабелей и мощностей ПУПП при заданном наборе мощностей УКРВ; 2) моделирование режима работы СЭС с заданным набором мощностей УКРВ; 3) расчет стоимости электроэнергии и NPV .

3.3 Разработка методологии компенсации реактивной мощности в системах электроснабжения выемочных участков угольных шахт

Выбор рациональных мощности, числа ступеней, количества и мест размещения УКРВ в СЭС выемочных участков угольных шахт может быть выполнен на основании ряда подходов, алгоритм которых представлен на рисунке 78.

Подход №1 на основе имитационного моделирования. При использовании имитационной модели СЭС выемочного участка угольной шахты выбор параметров УКРВ может проводиться с помощью методов оптимизации.

Общая последовательность действий:

1) Настройка параметров элементов имитационной модели в соответствии с рассматриваемым объектом.

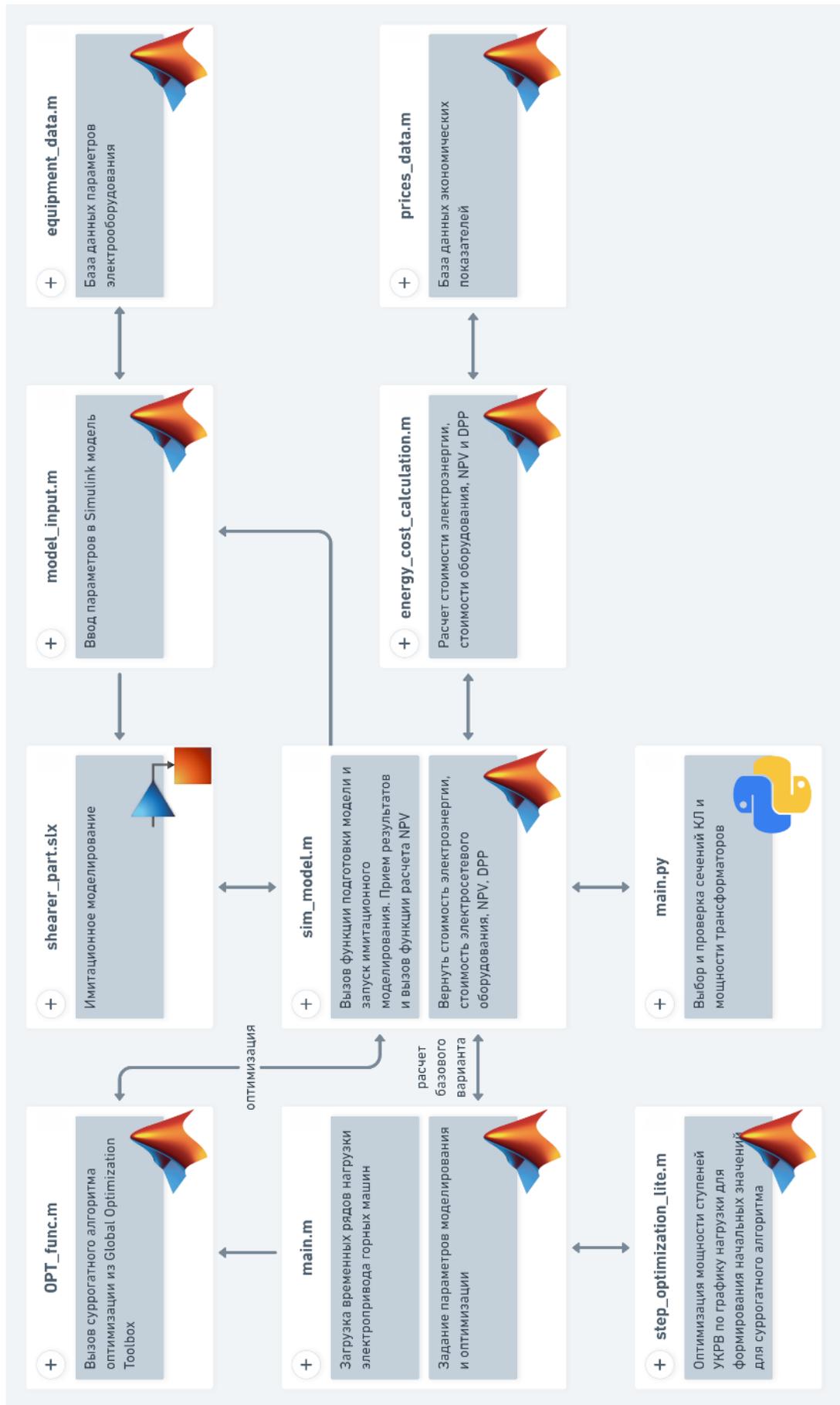


Рисунок 77 – Структурная схема взаимодействия отдельных программных модулей при выполнении оптимизации

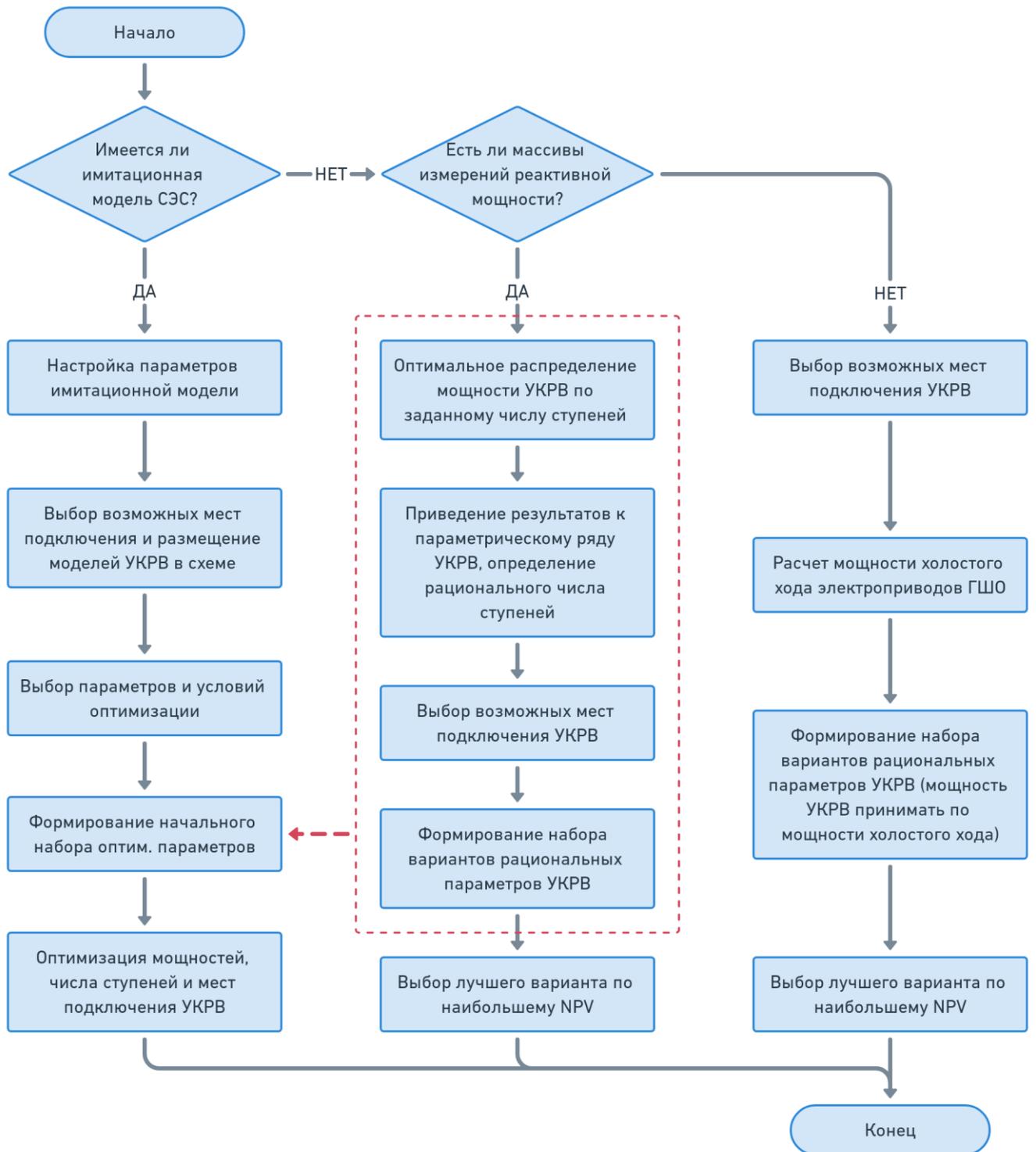


Рисунок 78 – Алгоритм выбора параметров УКРВ

2) Размещение в схеме имитационной модели УКРВ во всех рассматриваемых точках подключения. Возможные места включения УКРВ показаны на рисунке 57. При выборе мест необходимо учитывать физическую возможность размещения УКРВ в стесненных условиях горных выработок.

3) Подготовка целевой функции.

4) Выбор граничных условий для параметров, подлежащих оптимизации.

При этом необходимо учитывать параметрический ряд номинальных мощностей УКРВ, а также возможное количество ступеней.

5) При наличии массивов измерений реактивной мощности рассматриваемого объекта возможно выполнение предварительной оценки оптимальных мощностей ступеней УКРВ и использование полученных результатов в качестве начальных точек при выполнении оптимизации.

6) Выполнение оптимизации.

Подход №2 на основе использования результатов измерений. При наличии массива измерений потребляемой реактивной мощности СЭС оценка мощностей ступеней УКРВ также может быть проведена на основе методов оптимизации. Выбор мест размещения и количества ступеней УКРВ следует производить на основе расчета и сравнения величины NPV разных вариантов КРМ.

Общая последовательность действий:

1) Выполнение предварительной оценки оптимальных мощностей ступеней УКРВ на основе гистограммы частот реактивной мощности.

2) Приведение результатов, полученных в предыдущем пункте, к параметрическому ряду мощностей УКРВ, с округлением в меньшую сторону. Определение рационального числа ступеней УКРВ (мощность которых после округления больше нуля).

3) Выбор возможных места для размещения УКРВ.

4) Расчет величины NPV для получившихся расчетных вариантов. В качестве оптимального принять вариант с наибольшей величиной NPV .

Подход №3 на основе аналитической оценки. При отсутствии имитационной модели и гистограмм частот потребляемой реактивной мощности, оценку величины реактивной мощности УКРВ целесообразно провести на основе паспортных параметров электродвигателей горных машин. При отсутствии информации о характере изменения потребляемой реактивной мощности горных машин следует рассматривать варианты УКРВ с 1 ступенью.

Общая последовательность действий:

- 1) Выбор возможных места для размещения УКРВ.
- 2) Расчет реактивной мощности холостого хода электродвигателей горных машин. Мощность УКРВ принять равной суммарной мощности холостого хода всех электродвигателей горных машин, получающих питание от шин, на которых рассматривается размещение УКРВ.
- 3) Расчет величины NPV для получившихся расчетных вариантов. В качестве оптимального принять вариант с наибольшей величиной NPV .

Выводы по главе 3

1. Разработан алгоритм выбора и проверки сечений кабельных линий и мощности трансформаторов ПУПП, отличающийся от существующих тем, что учитывает наличие УКРВ, а также особенности потребления реактивной мощности асинхронными электродвигателями.

2. Выполнено итерационное моделирование величины экономического эффекта КРМ при изменении параметров СЭС выемочного участка, мощности, количества ступеней и мест размещения УКРВ, на основании которого установлено, что: использование УКРВ в подземной части выемочных участков угольных шахт экономически целесообразно при длине кабельной линии от поверхности до шин РПП-6 от 1...2,5 км; рациональным местом подключения УКРВ является сторона НН ПУПП; учет возможности снижения сечений кабельных линий и мощности ПУПП при их разгрузке от реактивной мощности за счет КРМ существенно расширяет экономически целесообразную область использования УКРВ и делает экономически оправданным установку нескольких УКРВ; ввод дополнительной ступени УКРВ целесообразен при размахе изменения реактивной мощности более 500 квар.

3. Выявлено, что применение дополнительной ступени УКРВ для КРМ очистного комбайна безубыточно при коэффициенте загрузки электропривода более 0,445.

4. Выполнен сравнительный анализ методов оптимизации для решения задачи выбора оптимальных параметров УКРВ с использованием времязатратной имитационной модели, на основании которого обосновано использование суррогатного алгоритма оптимизации при формировании начального набора оптимизируемых параметров с помощью предварительной оптимизации реактивной мощности генетическим алгоритмом по заданной гистограмме частот.

5. Предложены подходы к выбору мощности, числа ступеней, количества и мест размещения УКРВ на основе использования паспортных параметров электродвигателей ГШО, массива результатов измерений потребляемой реактивной мощности и методов имитационного моделирования и оптимизации.

4 ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРЕДЛОЖЕННОЙ МЕТОДОЛОГИИ ОПТИМАЛЬНОГО РАЗМЕЩЕНИЯ КОМПЕНСИРУЮЩИХ УСТРОЙСТВ В СИСТЕМЕ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

4.1 Описание системы электроснабжения рассматриваемого выемочного участка

В качестве объекта исследования выбран выемочный участок одной из угольных шахт Кемеровской области. Участок схемы исследуемой СЭС с обозначением возможных точек подключения УКРМ приведен на рисунке 79, а на рисунке 80 показана схема СЭС выемочного участка на плане горных работы.

В состав оборудования выемочного участка входит: очистной комбайн Eickhoff SL 900; забойный конвейер SH PF 6/1142; перегружатель ST PF 6/1342; дробилка SK 1114; секции механизированной крепи. Параметры электрооборудования выемочного участка представлены в таблице 7.

Таблица 7 – Характеристика горных машин выемочного участка

№	Наименование	Номинальное напряжение, В	Номинальная мощность, кВт	Номинальная производительность, т/час
1	Очистной комбайн Eickhoff SL 900	3300	2104	3000-5000
2	Забойный конвейер SH PF 6/1142	3300	3 x 1000	3000
3	Перегружатель ST PF 6/1342	3300	200 / 400	3600
4	Дробилка SK 1114	3300	400	4000

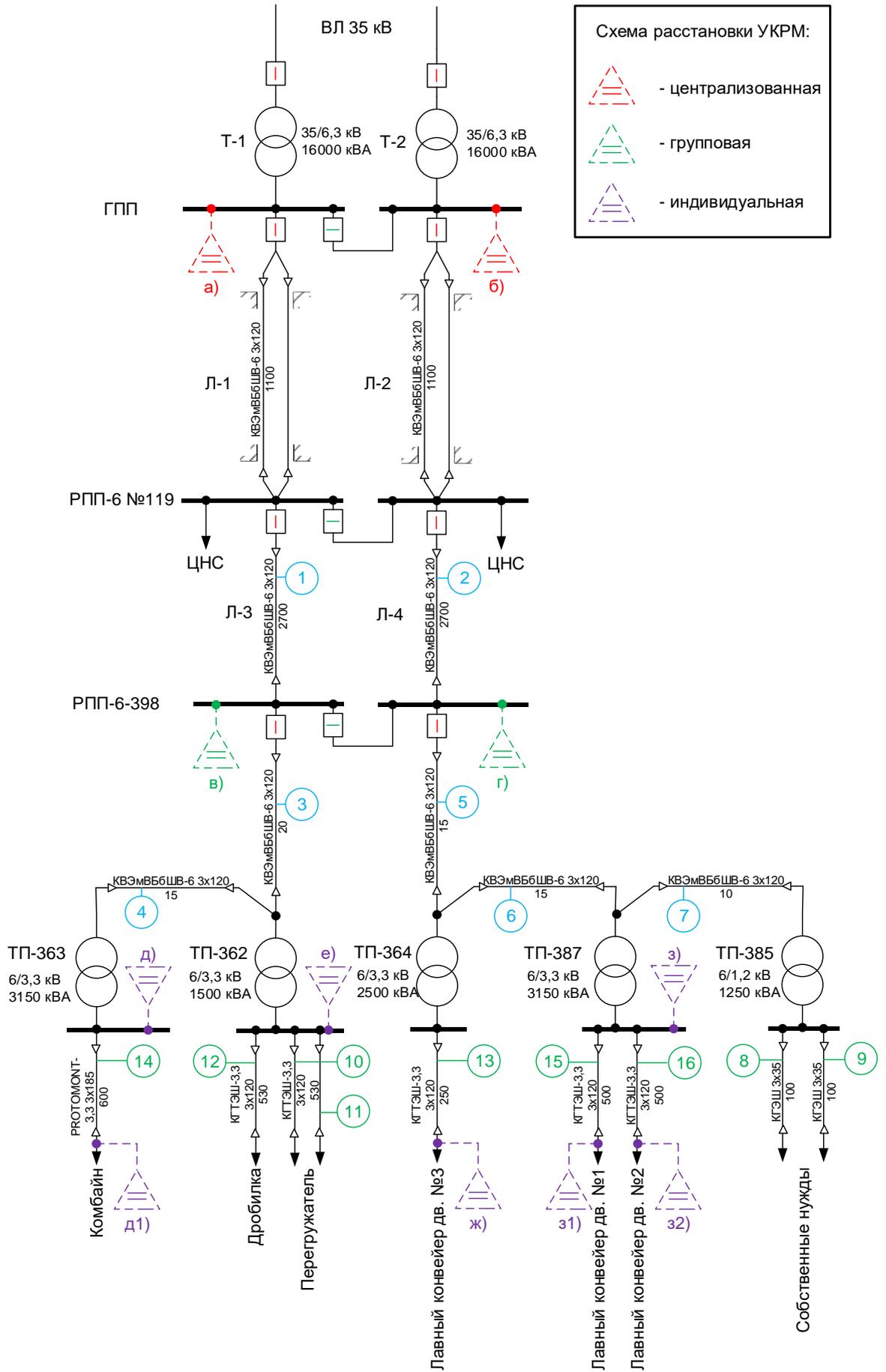


Рисунок 79 – Принципиальная схема СЭС выемочного участка угольной шахты

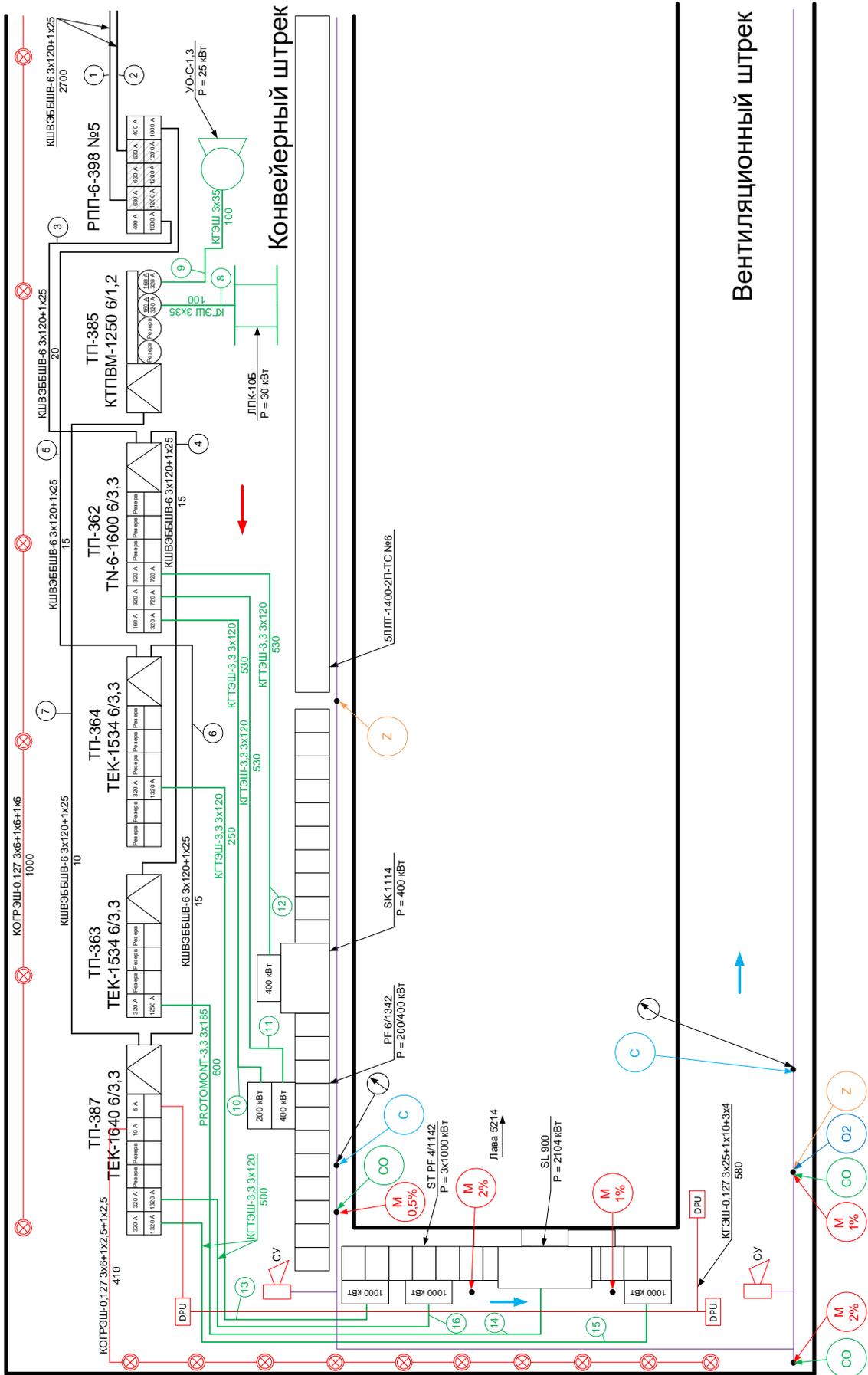


Рисунок 80 – Схема СЭС выемочного участка на плане горных работ

4.2 Имитационное моделирование СЭС выемочного участка

Ниже изложено описание порядка формирования типового сценария рабочей смены СЭС выемочного участка для имитационной модели.

Согласно анализу массивов измерений, проведенного в разделе 1.2, в течение смены в среднем 52,7 % времени оборудование не работает, 40,3 % времени занимает рабочий режим, а 7 % - холостой ход (рисунок 18). Среднее количество пусков за смену – 11. В течение рабочего режима скорость подачи комбайна изменяется в соответствии с гистограммой, приведенной на рисунке 13. Для снижения времени моделирования гистограмма частот скорости подачи комбайна представлена с большей шириной шага на рисунке 81.

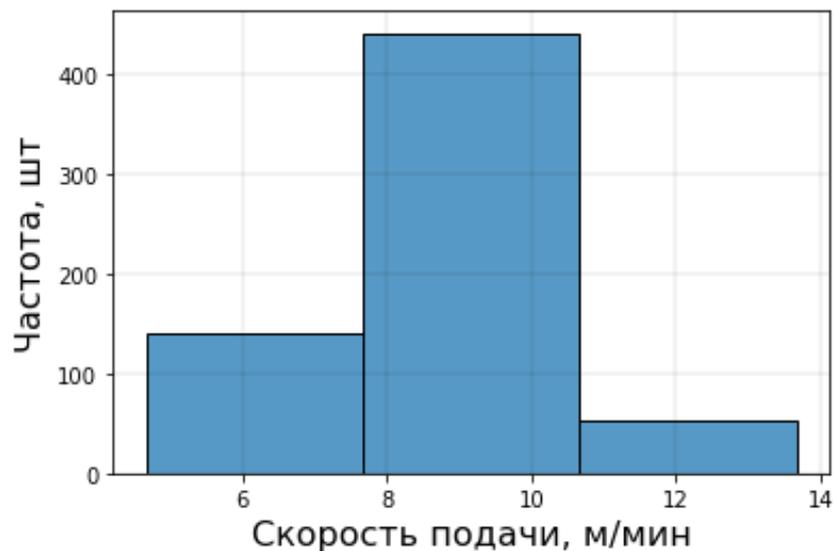


Рисунок 81 – Гистограмма частот скорости подачи очистного комбайна

Таким образом, типовой сценарий рабочей смены будет включать:

- простой – 252,96 мин;
- рабочий режим – 193,44 мин (при изменении скорости подачи комбайна в соответствии с рисунком 81);
- работа при отсутствии подачи (холостой ход) – 33,6 мин.

При 11-ти пусков в течение смены, для имитационного моделирования рабочей смены СЭС выемочного участка рабочий режим можно представить в виде совокупности интервалов в 1249 сек.

Для сокращения времени моделирования имитационная модель СЭС выемочного участка разделена на две части по секциям шин РПП-6-398. Таким образом, одна модель включает в себя очистной комбайн (ТП-363), перегружатель и дробилку (ТП-362), а вторая – лавный конвейер (ТП-364, ТП-387) и вспомогательное оборудование (ТП-385).

Ниже описаны результаты имитационного моделирования рассматриваемой СЭС выемочного участка в соответствии с предложенным сценарием работы. Результаты моделирования в виде диаграммы основных параметров рассматриваемого режима работы приведены на рисунке 82 с учетом разделения общей имитационной модели на две части.

Пусковой режим. Запуск электроприводов горных машин создает наиболее тяжелый режим работы для СЭС выемочного участка. Реактивное электропотребление в пике достигает величины в 8842,7 квар и сопровождается глубоким провалом напряжения (до -44,7 %) (рисунок 82, а, б).

Рабочий режим. Режим рабочего хода комбайна моделируется при различной величине скорости подачи в соответствии с рисунком 81.

Как следует из рисунка 82, в) увеличение скорости подачи приводит к росту электропотребления. Потребляемая активная мощность части модели с комбайном увеличивается на 14,76 %, а реактивная мощность только на 1,67 % при увеличении скорости подачи.

Рабочий режим характеризуется наибольшей величиной потерь мощности, которые увеличиваются с ростом скорости подачи очистного комбайна. С ростом нагрузки наблюдается увеличение коэффициента мощности с 0,6...0,62 при низкой скорости подачи до 0,65...0,84 – при высокой.

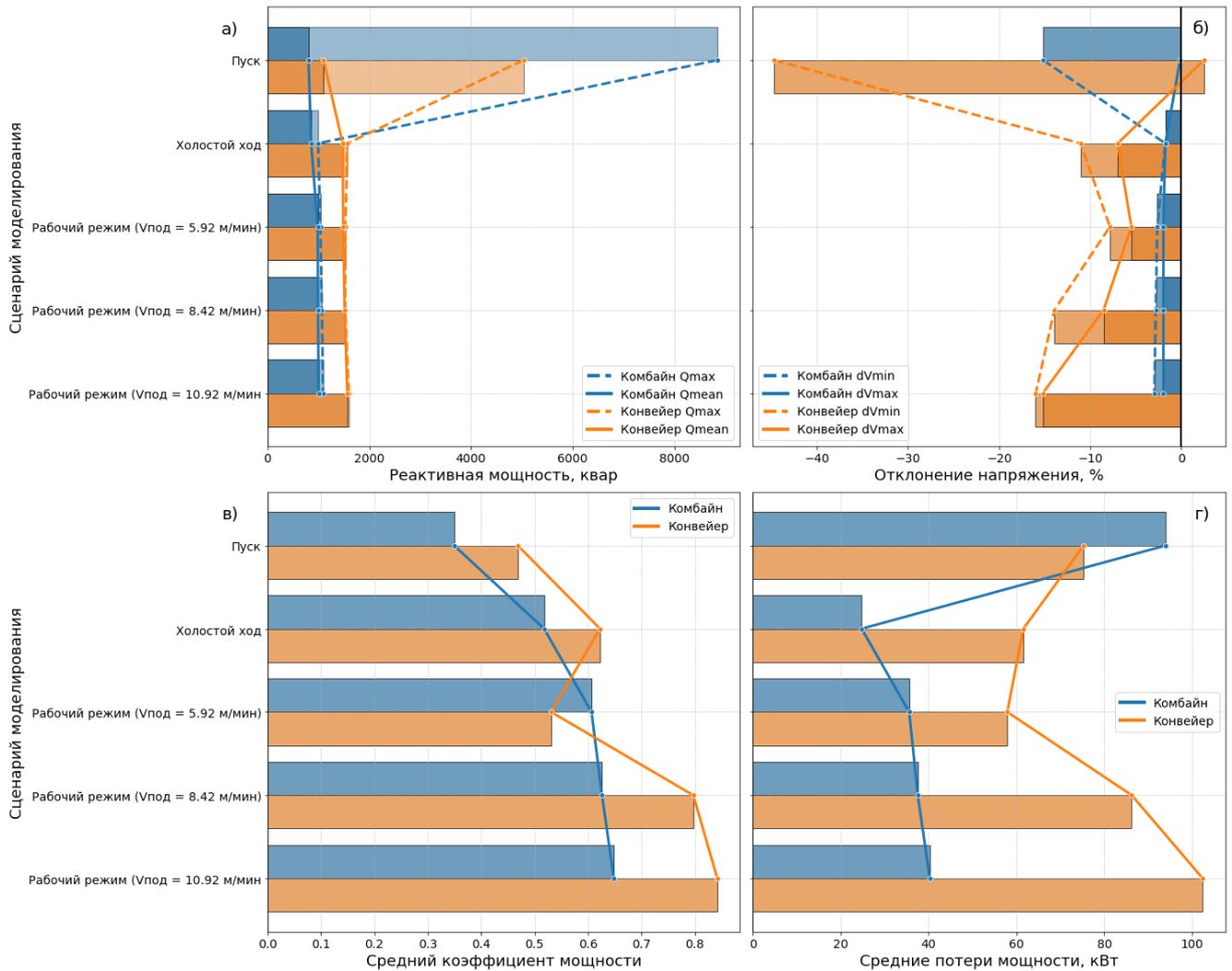


Рисунок 82 – Диаграмма показателей характерных режимов работы СЭС выемочного участка

С ростом скорости подачи увеличивается также и стандартное отклонение потребляемой реактивной мощности (рисунок 83). При увеличении скорости подачи размах изменения реактивной мощности части модели с комбайном увеличивается на 73 %.

Холостой ход. Режим холостого хода отличается наименьшим уровнем потребления реактивной мощности, что связано как со снижением коэффициента загрузки электропривода, так и с отключением привода подачи очистного комбайна. Для части модели с лавным конвейером режим холостого хода отличается большей величиной отклонений напряжения, потерь мощности и

коэффициента мощности, чем нагрузочный режим при малой скорости подачи, что связано с тем, что при остановке очистного комбайна скребковый конвейер некоторое время продолжает работу с нагрузкой до тех пор, пока не транспортирует всю остаточную массу угля.

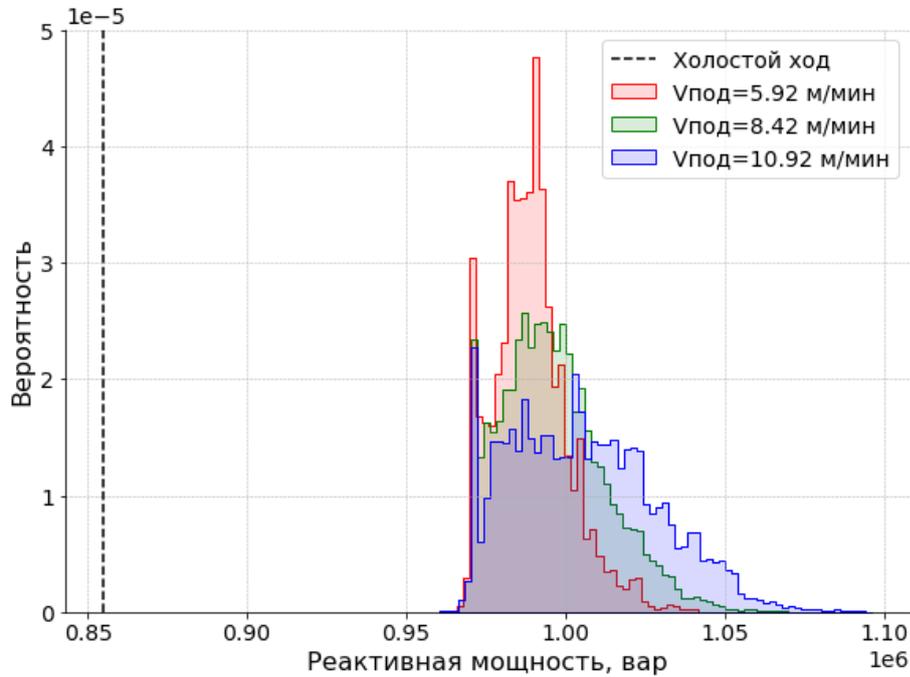


Рисунок 83 – Гистограмма частот реактивной мощности выемочного участка в различных режимах работы

4.3 Применение различных подходов для выбора параметров УКРВ

4.3.1 Оптимизация параметров имитационной модели

Согласно данному подходу выбор параметров УКРВ выполняется на основе оптимизации с использованием методов имитационного моделирования. Разработка имитационной модели горных машин и СЭС выемочного участка описана в главе 2. Основные подходы к оптимизации и подготовке целевой функции описаны в разделе 3.3.

В качестве целевой функции использована величина чистого дисконтированного дохода (*NPV*). Для оптимизации использован суррогатный алгоритм из пакета Global Optimization Toolbox в Matlab. Для формирования

начальных точек оптимизации использован алгоритм предварительной оптимизации генетическим алгоритмом по гистограмме частот результатов моделирования реактивной мощности.

Оптимизируемыми параметрами являются мощности ступеней УКРВ (УКРМ) Q . Всего рассматривается 11 возможных мест для размещения УКРВ (УКРМ), позиции которых отмечены на рисунке 79. К шинам ГПП подключаются УКРМ общепромышленного исполнения без средств взрывозащиты, в остальных точках подключения используются УКРВ. Для расчета стоимости УКРМ и УКРВ использованы удельные цены, приведенные в разделе 1.3.2.

Максимальное рассматриваемое число ступеней УКРВ – 2. Таким образом число оптимизируемых параметров в первой и второй моделях, соответственно, 10 и 12. Оптимизация выполняется при следующих условиях:

$$\min OF(Q) \text{ при } \begin{cases} 0 \leq Q_{\text{осн}} \leq 1200; \\ 0 \leq Q_{\text{доп}} \leq 500; \\ 400 \leq \sum Q \leq 1200. \end{cases} \quad (45)$$

где $Q_{\text{осн}}$, $Q_{\text{доп}}$ – мощности первой и второй ступеней УКРВ, соответственно, квар; $\sum Q$ – суммарная мощность ступеней всех установленных УКРВ, квар. Выбор ограничений для величин реактивной мощности основан на предварительном анализе результатов моделирования. Максимальная мощность основной ступени и суммарная мощность всех УКРВ приняты по максимальной потребляемой реактивной мощности. Минимальная суммарная мощность всех УКРВ с некоторым запасом принята в районе мощности холостого хода, т.е. минимальной потребляемой реактивной мощности. Максимальная мощность дополнительной ступени с некоторым запасом принята исходя из размаха изменения потребляемой реактивной мощности.

Согласно [113] потребитель, максимальная мощность энергопринимающего устройства которого составляет не менее 670 кВт, выбирает между четвертой и шестой ценовыми категориями (ЦК). В связи с тем, что шестая ЦК предусматривает планирование объемов потребления электрической энергии, далее в работе предполагается, что потребитель использует четвертую ЦК.

Четвертая ЦК – является двухставочным тарифом на услуги по передаче электрической энергии и предусматривает оплату: электроэнергии по каждому часу; мощности, оплачиваемой на оптовом рынке; передаваемой мощности. Тогда величина платы за год составит:

$$C_{energy} = \sum_d \sum_h (c_{w,h,d} W_{h,d}) + \sum_m \left(c_{p1,m} \frac{\sum_d P_{rh}}{wd} \right) + \sum_m \left(c_{p2,m} \frac{\sum_d \max(P_{ph})}{wd} \right), \quad (46)$$

где $c_{w,h,d}$ – ставка за электрическую энергию для h -го часа d -го дня, руб./МВт·ч; $c_{p1,m}$ – ставка за мощность предельного уровня нерегулируемой цены в m -м месяце, руб./МВт в месяц; $c_{p2,m}$ – ставка тарифа на услуги по передаче электрической энергии за содержание электрических сетей в m -м месяце, руб./МВт в месяц; $W_{h,d}$ – потребление электрической энергии в h -й час d -го дня, МВт·ч; P_{rh} – потребление электроэнергии за отчетный час d -го рабочего дня, МВт; $\max(P_{ph})$ – максимальное часовое потребление электроэнергии в плановые часы пиковой нагрузки d -го рабочего дня, МВт; wd – количество рабочих дней в m -м месяце.

При выполнении оптимизации использовался упрощенный вариант данного выражения из допущения о том, что годовой режим работы объекта моделирования складывается из одинаковых интервалов в 1249 сек, как было описано выше, а мощность в отчетный час и плановые часы пиковой нагрузки соответствует средней мощности за расчетный интервал моделирования в 1249 сек. В качестве тарифных ставок приняты усредненные значения тарифов для 4-й ЦК (c_w , c_{p1} , c_{p2}). Исходя из этого, выражение можно записать следующим образом:

$$C_{energy} = P_{mean} \left(\frac{1249 \cdot 11 \cdot 3 \cdot 365}{3600} c_w + 12 \cdot c_{p1} + 12 \cdot c_{p2} \right), \quad (47)$$

где P_{mean} – средняя активная мощность, полученная по результатам моделирования, МВт; 1249 – принятый для моделирования интервал рабочего режима выемочного участка, сек; 11 – среднее количество пусков в рабочую смену; 3 – количество смен в сутки; 365 – количество рабочих дней в году.

Начальный набор оптимизируемых параметров для суррогатного алгоритма оптимизации был получен на основе упрощенной оптимизации генетическим алгоритмом и приведен в таблице 8.

Таблица 8 – Начальный набор оптимизируемых параметров

Место подключения	Начальный набор мощностей УКРВ, квар						
	1	2	3	4	5	6	7
ГПП с.1	855	-	-	-	-	-	-
ГПП с.2	1475	-	-	-	-	-	-
РПП-6 яч.1	-	855	841+122	-	-	-	-
РПП-6 яч.3	-	1355	1352+31	-	-	-	-
ТП-362	-	-	-	-	-	-	-
выводы ОК	-	-	-	569	456+113	569	-
ТП-363	-	-	-	-	-	285	-
ТП-364	-	-	-	419	-	419	419
ТП-387	-	-	-	-	814	814	-
выводы дв.2 СК	-	-	-	-	-	-	404
выводы дв.1 СК	-	-	-	-	-	-	418

Результаты оптимизации приведены в таблице 9 и таблице 10, а на рисунке 84 показан график изменения целевой функции в процессе оптимизации.

Таблица 9 – Оптимальные параметры УКРВ

Этап реализации	Параметры УКРВ	
	Место подключения (рис. 79)	Компоновка, шт. x квар
эксплуатация	д1)	1x579 (550)
	г)	1x1198 (1200)
проектирование	д1)	1x579 (550)
	г)	1x1203 (1200)
	з)	1x580 (550)

Таблица 10 – Экономические показатели вариантов КРМ

Этап реализации	C_{PFC} , млн.руб	ΔC_{PG} , млн.руб	ΔC_{energy} , млн.руб в год	NPV , млн.руб	DPP , лет
эксплуатация	5,1932	-	0,8738	4,5475	9
проектирование	7,3998	27,2162	0,5185	25,5959	0*

Примечание – * Окупаемость происходит еще до установки УКРВ, т.к. снижение капитальных затрат на электросетевое оборудование ΔC_{PG} превышает стоимость УКРВ C_{PFC} .

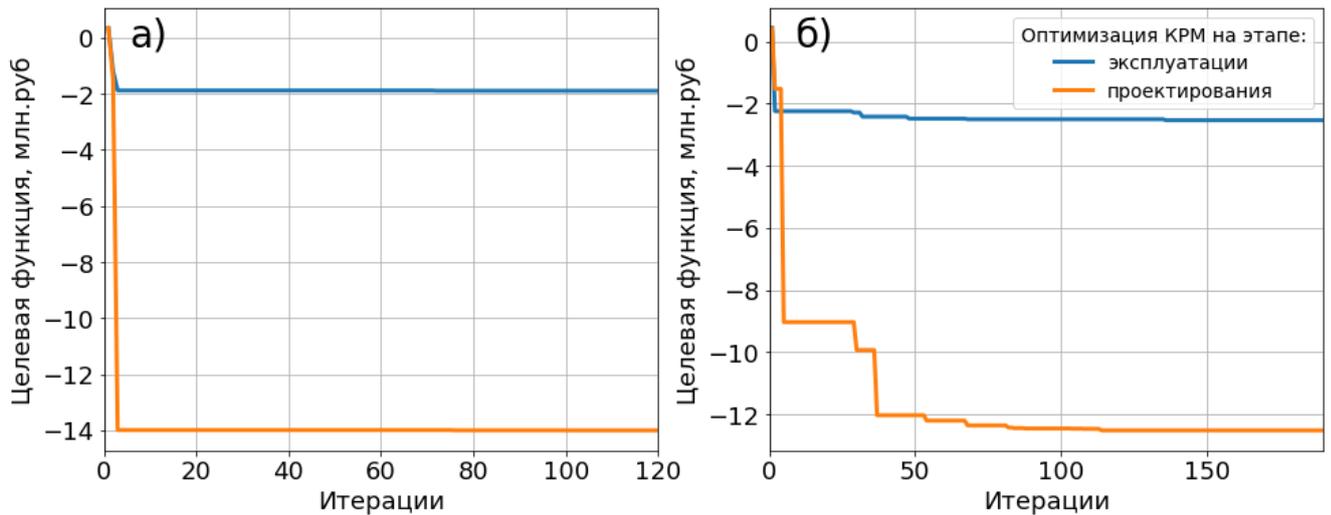


Рисунок 84 – График изменения значения целевой функции в процессе оптимизации части модели комбайна (а) и лавного конвейера (б)

Отсутствие изменений в целевой функции на рисунке 84, а может являться причиной удачного выбора начального набора значений для суррогатного алгоритма.

В таблице 9 в скобках указаны мощности УКРВ с учетом их округления до стандартных значений в соответствии с параметрическим рядом мощностей УКРВ, в таблице 10 экономические показатели приведены для варианта округленных значений мощностей УКРВ.

4.3.2 Оптимизация по массивам измерений

Выбор оптимальных параметров УКРВ по массивам измерений заключается в использовании разработанного алгоритма предварительной оптимизации, используемого ранее для формирования начальных точек суррогатного алгоритма оптимизации, с использованием гистограммы частот результатов измерений потребляемой реактивной мощности.

Варианты компоновки многоступенчатой УКРВ, используемой для КРМ очистного комбайна и лавного конвейера (для одного привода) представлены на рисунке 85.

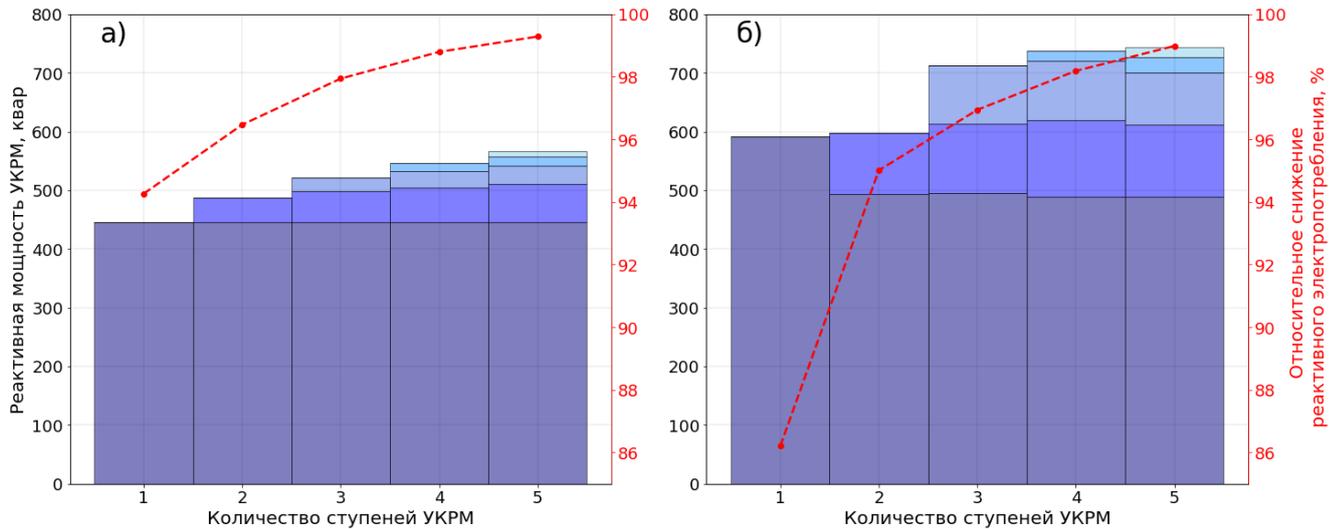


Рисунок 85 – Диаграмма оптимальных мощностей ступенчатой УКРВ для одного привода СК (а) и всех приводов ОК (б)

Для КРМ электроприводов перегружателя и дробилки используются значения их реактивной мощности холостого хода. В соответствии с этим возможные варианты компоновки УКРВ представлены в таблице 11 (с учетом округления мощности УКРВ до стандартных значений), а экономические показатели в таблице 12.

Таблица 11 – Варианты компоновки УКРВ в СЭС выемочного участка

Вариант	Вид	Место подключения (рис. 79)	Компоновка УКРВ
1а	централизованная (1 ступень)	в)	1x900
		г)	1x1350
1б	централизованная (2 ступени)	в)	1x800 + 1x100
		г)	1x1350 + 1x100
2а	групповая (1 ступень)	е)	1x600
		д1)	1x300
		ж)	1x450
		з)	1x900
2б	групповая (2 ступени)	е)	1x500 + 1x100
		д1)	1x300
		ж)	1x450
		з)	1x900 + 1x50

Таблица 12 – Экономические показатели вариантов КРМ

Вариант	Этап реализации	C_{PFC} , млн.руб	ΔC_{PG} , млн.руб	ΔC_{energy} , млн.руб в год	NPV , млн.руб	DPP , лет
1а	эксплуатация	5,7932	-	0,8458	3,6365	10
	проектирование	5,7932	4,1847	0,4277	3,1590	5
1б	эксплуатация	9,0064	-	0,8226	0,1631	24
	проектирование	9,0064	4,1847	0,3998	-0,3652	>25
2а	эксплуатация	8,8864	-	0,6982	-1,1036	>25
	проектирование	8,8864	28,4583	0,3013	22,9305	0*
2б	эксплуатация	12,0394	-	0,9337	-1,6315	>25
	проектирование	12,0394	28,4583	0,6607	23,7837	0*

Примечание – * Окупаемость происходит еще до установки УКРВ, т.к. снижение капитальных затрат на электросетевое оборудование ΔC_{PG} превышает стоимость УКРВ C_{PFC} .

Как следует из таблицы 12, лучшим вариантом на этапе эксплуатации является вариант 1а, а на этапе проектирования – 2б.

4.3.3 Аналитический подход к выбору параметров УКРВ

Данный подход предусматривает выбор параметров УКРВ без использования методов оптимизации на основе паспортных параметров электроприводов горных машин. Порядок определения расчетных электрических нагрузок описан в приложении А, а исходные данные для вычислений и результаты промежуточных расчетов приведены в приложении Б. Результаты расчета приведены в таблице 13.

Таблица 13 – Расчетные электрические нагрузки СЭС выемочного участка

№	ПУПП	$P_{\text{сум}}$, кВт	K_c	P_p , кВт	Q_0 , квар	Q_p , квар	S_p , кВА
1	ТП-362	2127	0,64	1360,80	633,36	738,78	1548,41
2	ТП-364	1000	1,00	1000	446,95	613,61	1173,25
3	ТП-387	2000	0,70	1400	893,89	1008,23	1725,26
4	ТП-363	800	0,70	560,00	299,04	356,68	663,95
6	РПП-6 яч.1			1920,80	932,40	1095,48	
7	РПП-6 яч.3			2400,00	1340,84	1621,84	

Рассматриваемый подход не предполагает использования массивов измерений или предварительного моделирования режимов работы СЭС. В связи с

этим ввиду отсутствия информации по характеру потребления реактивной мощности ГШО мощность УКРВ принимается равной соответствующим значениям мощности холостого хода горных машин с учетом параметрического ряда номинальных мощностей УКРВ. Возможные варианты компоновки УКРВ представлены в таблице 14. Экономические показатели предложенных вариантов приведены в таблице 15.

Таблица 14 – Варианты компоновки УКРВ в СЭС выемочного участка

Вариант	Вид	Место подключения (рис. 79)	Компоновка УКРВ
1	централизованная	в)	1x900
		г)	1x1350
2	групповая	е)	1x600
		д1)	1x300
		ж)	1x450
		з)	1x900

Таблица 15 – Экономические показатели вариантов КРМ

Вариант	Этап реализации	C_{PFC} , млн.руб	ΔC_{PG} , млн.руб	ΔC_{energy} , млн.руб в год	NPV , млн.руб	DPP , лет
1	эксплуатация	5,7932	-	0,8458	3,6365	10
	проектирование	5,7932	4,1847	0,4277	3,1590	5
2	эксплуатация	8,8864	-	0,6982	-1,1036	>25
	проектирование	8,8864	28,4583	0,3013	22,9305	0*

Примечание – * Окупаемость происходит еще до установки УКРВ, т.к. снижение капитальных затрат на электросетевое оборудование ΔC_{PG} превышает стоимость УКРВ C_{PFC} .

Следует отметить, что варианты компоновки УКРВ в рамках данного подхода полностью совпадают с вариантами 1, 2 подхода выбора параметров УКРВ на основе оптимизации по массивам измерений (таблица 11).

Как следует из таблицы 15, лучшим вариантом на этапе эксплуатации является вариант 1, а на этапе проектирования – 2.

4.4 Сравнительный анализ различных подходов к КРМ

Сводные данные по результатам выбора вариантов компоновки УКРВ приведены в таблице 16 и таблице 17.

Таблица 16 – Лучшие варианты компоновки УКРВ

Место подключения (рис. 79)	Варианты компоновки УКРВ по рассмотренным подходам					
	этап эксплуатации			этап проектирования		
	4.3.1.	4.3.2.	4.3.3.	4.3.1.	4.3.2.	4.3.3.
в)	-	900	900	-	-	-
г)	1200	1350	1350	1200	-	-
е)	-	-	-	-	500+100	600
д1)	550	-	-	550	300	300
ж)	-	-	-	-	450	450
з)	-	-	-	550	900+50	900

Таблица 17 – Сравнение рассмотренных подходов к выбору параметров УКРВ

Подход	Этап	NPV , млн.руб	DPP , лет
4.3.1.	эксплуатация	4,5475	9
	проектирование	25,5959	0*
4.3.2.	эксплуатация	3,6365	10
	проектирование	23,7837	0*
4.3.3.	эксплуатация	3,6365	10
	проектирование	22,9305	0*

Примечание – * Окупаемость происходит еще до установки УКРВ, т.к. снижение капитальных затрат на электросетевое оборудование ΔC_{PG} превышает стоимость УКРВ C_{PFC} .

Как следует из таблицы 16, подходы, рассмотренные в подразделах 4.3.2 и 4.3.3, предлагают похожие варианты компоновки УКРВ. Мощность первой ступени УКРВ принимается по реактивной мощности холостого хода электроприводов горных машин. Учет характера изменения реактивной мощности в подходе 4.3.2 позволяет также выбрать параметры дополнительных ступней УКРВ. Общим недостатком подходов 4.3.2 и 4.3.3 является то, что данные подходы могут предложить только мощность УКРВ, но не их количество и места

размещения, которые проектировщик должен выбрать на основе сравнения нескольких вариантов. Оптимизация параметров имитационной модели (подраздел 4.3.1) предлагает полное решение задачи КРМ, определяя один оптимальный вариант компоновки УКРВ, их количества и мест подключения в СЭС.

Как следует из таблицы 17, все подходы показали приемлемые показатели экономической эффективности. На этапе проектирования инвестиции в УКРВ возвращаются еще до их установки за счет существенного сокращения капитальных затрат на электросетевое оборудование. Наиболее эффективным подходом является подход, изложенный в подразделе 4.3.1 – оптимизация параметров имитационной модели (*NPV* больше на 20 % на этапе эксплуатации и на 7...10 % на этапе проектирования).

Таким образом для достижения наибольшего эффекта от КРМ рекомендуется использовать методы имитационного моделирования для выбора оптимальных параметров УКРВ. Данный подход показывает высокую эффективность как на этапе эксплуатации, так и на этапе проектирования выемочного участка угольной шахты. Следует также принимать во внимание, что дальнейшая модернизация ГШО и совершенствование технологий угледобычи, в соответствии с планами программы [6], может вызвать еще более существенные изменения режимов работы СЭС выемочных участков, что сделает применение классических подходов к определению расчетных электрических нагрузок неактуальными. В этих условиях методы имитационного моделирования могут найти применение также и в проектировании СЭС угольных шахт, обеспечивая более точное определение расчетных нагрузок, благодаря учету особенностей технологического процесса и параметров современного ГШО.

Процесс внедрения комплексных имитационных моделей в практику проектирования СЭС угольных шахт может занять длительное время. Однако уже сейчас многие угольные шахты оснащены системами SCADA, накапливающими большие объемы измерительной информации по электрическим и технологическим параметрам. Системы SCADA могут оснащаться модулями обработки данных, которые позволят получить актуальную информацию по

электрическим нагрузкам, а также могут быть использованы для выбора параметров управляемых УКРВ с учетом фактического профиля изменения реактивной мощности. Данный подход является наиболее актуальным в настоящий момент, однако, может быть применен только на этапе эксплуатации в уже действующих угольных шахтах. Внедрение данного подхода в проектирование СЭС выемочных участков потребует накопления большого объема измерительной информации по разным угольным шахтам с последующей ее обработкой для актуализации расчетных коэффициентов графиков электрических нагрузок.

Во всех остальных случаях для выбора параметров УКРВ рекомендуется использовать паспортные параметры асинхронного электропривода ГШО.

4.5 Практические рекомендации выбора параметров УКРВ

Выбор мощности, числа ступеней, количества и мест размещения УКРВ является оптимизационной задачей. Основным подходом, предложенным в данной работе, является использование суррогатного алгоритма оптимизации для нахождения оптимальных значений мощности, числа ступеней, количества и мест размещения УКРВ с помощью имитационной компьютерной модели СЭС выемочных участков, обеспечивающих наибольший экономический эффект:

$$NPV(Q_{11}, Q_{12}, \dots) \rightarrow \max, \quad (48)$$

где Q_{11}, Q_{12}, \dots – мощности ступеней всех УКРВ, расположенных в рассматриваемых к установке узлах СЭС выемочного участка, квар. Решение (48) позволяет определить оптимальные параметры УКРВ.

Однако предложенный подход требует наличия сложной имитационной модели СЭС выемочного участка. При ее отсутствии для выбора рациональных параметров УКРВ в данной работе рассмотрены также подходы с применением оптимального распределения мощности по ступеням УКРВ по гистограмме частоте измерений потребляемой реактивной мощности, а также аналитический подход к выбору параметров УКРВ на основе паспортных данных ГШО.

На основании анализа результатов использования перечисленных подходов сформулированы практические рекомендации по выбору основных параметров УКРВ.

1) Мощность первой ступени УКРВ определяется суммарной реактивной мощностью холостого хода потребителей, получающих питание от шин подключения УКРВ.

2) При реализации КРМ на этапе эксплуатации мощность дополнительных ступеней (вторая и последующие) УКРВ должна определяться с применением методов оптимизации на основании массивов измерений потребляемой реактивной мощности.

Вторая и последующие ступени УКРВ используются для повышения эффективности КРМ в условиях неравномерного изменения реактивной мощности. Мощности этих ступеней определяются в зависимости от характера изменения электрических нагрузок потребителей. Для этого может быть использован, предложенный в данной работе, алгоритм оптимального распределения мощности по ступеням УКРВ с использованием массивов измерений потребляемой реактивной мощности [114].

3) При реализации КРМ на этапе проектирования мощность дополнительных ступеней УКРВ должна определяться исходя из снижения расчетной мощности узла нагрузки.

Если реализация мероприятий по КРМ рассматривается на этапе проектирования СЭС выемочного участка и учитывается возможность снижения номинальной мощности ПУПП и/или сечений кабельных линий, то условия выбора мощностей ступеней УКРВ можно записать следующим образом:

$$\begin{cases} Q_2 = Q_p - Q_1 - \sqrt{(S'_p)^2 - P_p^2}; \\ Q_1 = \sum Q_{xx}, \end{cases} \quad (49)$$

где P_p , Q_p – соответственно расчетная активная и реактивная мощность узла нагрузки, в котором рассматривается установка УКРВ, кВт, квар; S'_p – желаемая величина расчетной полной мощности, позволяющая выбрать электросетевое

оборудование меньшей номинальной мощности, кВА; $\sum Q_{xx}$ – суммарная реактивная мощность холостого хода ГШО, получающего питание от шин подключения УКРВ, квар; Q_1 – реактивная мощность первой ступени УКРВ, квар; Q_2 – суммарная реактивная мощность дополнительных ступеней УКРВ, квар.

При расчете по условию (49) дополнительные ступени УКРВ обеспечивают не только повышение эффективности КРМ за счет регулирования, но и снижение капитальных затрат на электросетевое оборудование подземной распределительной сети угольной шахты.

При отсутствии возможности снижения мощности электросетевого оборудования и сведений о характере изменения потребляемой реактивной мощности, применение дополнительных ступеней УКРВ не рекомендуется.

4) Число дополнительных ступеней УКРВ должно определяться на основании технико-экономического расчета.

Для определения количества дополнительных ступеней УКРВ следует сформировать ряд возможных вариантов распределения мощности Q_2 по 2, 3, 4 и 5 ступеням (перечисленный ряд ступеней соответствует УКРВ производства ЕХС [48]), округляя мощности до ближайшего стандартного значения из параметрического ряда номинальных мощностей батарей конденсаторов, а также рассмотреть контрольный вариант с 1 ступенью. Окончательно следует принять вариант, имеющий наибольший экономический эффект.

$$\begin{aligned} NPV(n) &\rightarrow \max, \\ n &\in \{1, 2, 3, 4, 5\}, \end{aligned} \quad (50)$$

где n – количество ступеней УКРВ, шт.

Как показали расчеты, выполненные в данной работе, использование более 2 ступеней, как правило, экономически нецелесообразно.

5) Выбор количества и мест размещения УКРВ должно определяться в зависимости от условий стесненности горных выработок и на основании технико-экономического анализа.

Для определения количества и мест размещения УКРВ следует сформировать ряд возможных вариантов расположения УКРВ в СЭС выемочного

участка угольной шахты, учитывая физическую возможность размещения УКРВ в стесненных условиях подземных горных выработок. Окончательно следует принять вариант, имеющий наибольший экономический эффект.

$$\begin{aligned} NPV(C(n, r)) &\rightarrow \max, \\ C &\in \{a, б, в, г, д\}, \end{aligned} \quad (51)$$

где C – возможные комбинации расстановки УКРВ в характерных узлах СЭС выемочного участка: а, б, в, г, д (рисунок 57); n – количество возможных узлов подключения УКРВ, шт; r – количество УКРВ, рассматриваемое к установке, шт.

Как правило, на этапе эксплуатации экономически целесообразна установка 1 УКРВ на шинах РПП-6 или на стороне НН ПУПП с наиболее мощным ГШО. На этапе проектирования целесообразным является размещение УКРВ на стороне НН ПУПП для снижения номинальной мощности электросетевого оборудования.

Выводы по главе 4

1. Разработана комплексная имитационная модель СЭС выемочного участка и электроприводов ГШО для одной из угольных шахт Кемеровской области.

2. Выполнена апробация трех подходов к выбору параметров УКРВ на примере СЭС выемочного участка одной из угольных шахт Кемеровской области.

3. По результатам анализа определено, что наиболее эффективным подходом для выбора параметров УКРВ является использование методов имитационного моделирования. При отсутствии комплексной имитационной модели наибольший эффект может быть получен на основании использования результатов измерений. Во всех остальных случаях для выбора параметров УКРВ рекомендуется использовать паспортные параметры асинхронного электропривода ГШО.

4. Установлено, что использование УКРВ в подземной части угольных шахт обладает высокой экономической эффективностью и может обеспечить NPV до 3,63...25,59 млн. руб за срок службы УКРВ при сроке окупаемости в 0...10 лет.

5. Выявлено, что реализация мероприятий по КРМ на этапе проектирования СЭС может быть в 4,5 раз и более эффективной по сравнению с вариантом реализации мероприятий на этапе эксплуатации СЭС за счет снижения капитальных затрат на электросетевое оборудование.

6. Определено, что использование суррогатного алгоритма для оптимизации параметров УКРВ в имитационной модели СЭС выемочного участка угольной шахты на 7...20 % более эффективно по сравнению с подходами, не предусматривающими использование имитационной модели.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации содержится решение научной задачи повышения энергоэффективности СЭС выемочных участков угольных шахт с применением автоматических ступенчатых УКРВ, имеющей существенное значение для развития угледобывающей промышленности Российской Федерации.

На основании проведенных исследований получены следующие результаты:

1. Установлено, что в связи с ростом производительности и энерговооруженности ГШО, увеличением длин лав и неравномерным характером электропотребления принятые подходы к определению электрических нагрузок не могут быть использованы для оценки эффективности работы УКРВ, что подтверждается существенными отличиями режимных параметров современного очистного комбайна Eickhoff SL 900 от советских аналогов (2К52, 1К101).

2. Разработана комплексная имитационная модель СЭС выемочного участка угольной шахты, включающая в себя распределительную сеть и электропривода горных машин, позволяющая моделировать режимы работы СЭС в условиях динамического изменения электрических нагрузок с учетом особенностей технологического процесса, а также горно-геологических условий и технологических параметров ГШО, пригодная для моделирования графика изменения потребляемой реактивной мощности СЭС выемочного участка и выбора оптимальных параметров УКРВ.

3. Выполнена валидация разработанной имитационной модели электропривода резания очистного комбайна, на основании которой установлено, что отклонения результатов моделирования от результатов натуральных измерений не превышают 0,55 %.

4. Выполнен сравнительный анализ методов оптимизации для решения задачи выбора оптимальных параметров УКРВ с использованием вычислительноемкой имитационной модели, на основании которого обосновано использование суррогатного алгоритма оптимизации при формировании начального набора оптимизируемых параметров с помощью предварительной

оптимизации реактивной мощности генетическим алгоритмом по заданной гистограмме частот.

5. Предложены подходы к выбору мощности, числа ступеней, количества и мест размещения УКРВ на основе использования паспортных параметров электродвигателей ГШО, массива результатов измерений потребляемой реактивной мощности и методов имитационного моделирования и оптимизации. Апробация предложенных подходов выполнена на примере СЭС выемочного участка одной из угольных шахт Кемеровской области.

6. Установлено, что использование УКРВ в подземной части угольных шахт обладает высокой экономической эффективностью и может обеспечить чистый дисконтированный доход до 3,63...25,59 млн. руб в течение срока службы УКРВ при сроке окупаемости от 0 лет (на этапе проектирования СЭС УКРВ могут окупаться сразу, если сокращение капитальных затрат на электросетевое оборудование превысит капитальные затраты на УКРВ) до 10 лет (на этапе эксплуатации СЭС).

7. Определено, что использование суррогатного алгоритма для оптимизации параметров УКРВ в имитационной модели СЭС выемочного участка угольной шахты на 7...20 % более эффективно по сравнению с подходами, не предусматривающими использование имитационной модели.

Перспективные направления дальнейших исследований:

1. Учет скорости подвигания забоя в алгоритме выбора оптимальных параметров УКРВ.

2. Модификация разработанных имитационных моделей с использованием методов машинного обучения для снижения требовательности к вычислительным ресурсам и обеспечения универсальности имитационных моделей электроприводов горных машин.

3. Модификация разработанной имитационной модели для ее применения в условиях других предприятий минерально-сырьевого комплекса.

4. Расширение разработанной имитационной модели для прогнозирования профилей электрической нагрузки предприятий минерально-сырьевого комплекса.

СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ

АД	– асинхронный двигатель
БСК	– батарея статических конденсаторов
ВН	– высшее напряжение
ГПП	– главная поверхностная подстанция
ГШО	– горно-шахтное оборудование
КРМ	– компенсация реактивной мощности
НН	– низшее напряжение
ОК	– очистной комбайн
ПУПП	– передвижная участковая подземная подстанция
ПЧ	– преобразователь частоты
РПП	– распределительный подземный пункт
СК	– скребковый конвейер
СТК	– статический тиристорный компенсатор
СЭС	– система электроснабжения
ТП	– трансформаторная подстанция
ТРГ	– тиристорно-реакторная группа
УКРВ	– установка конденсаторная рудничная взрывозащищенная
УКРМ	– устройство компенсации реактивной мощности
ШР	– шунтирующий реактор
ЭДЗ	– элементарное динамическое звено
DRP	– дисконтированный срок окупаемости (discounted payback period)
NPV	– чистый дисконтированный доход (net present value)

Список литературы

1. Плакиткин Ю.А. Исследование структурных изменений в угольной отрасли под влиянием технологических вызовов и прорывов, прогнозные варианты объемов применения новых технологий / Ю.А. Плакиткин, Л.С. Плакиткина. – 2019. – С. 208-250.
2. Хохлов А. Угольная генерация: новые вызовы и возможности / А. Хохлов, Ю. Мельников. – Центр энергетики Московской школы управления СКОЛКОВО, 2019. – 88 с.
3. Drygin M.Yu. Evaluation of the perspectives of coal production in Kuzbass / M.Yu. Drygin // Vestnik of Kuzbass State Technical University. – 2020. – № 2. – С. 87-96.
4. Current trends in the development of the coal industry, taking into account the impact of the pandemic / State University of Management, Moscow, 109542, Russian Federation [и др.] // Ugol'. – 2021. – № 05. – С. 62-65.
5. Энергетический бюллетень № 96 Перспективы мирового угольного рынка / А. Голяшев [и др.]. – Аналитический центр при Правительстве Российской Федерации, 2021. – 22 с.
6. Об утверждении Программы развития угольной промышленности России на период до 2035 года от 13 июня 2020 - docs.cntd.ru [Электронный ресурс]. – URL: <https://docs.cntd.ru/document/565123539> (дата обращения: 31.10.2021).
7. Инструкция по проектированию электроустановок угольных шахт, разрезов, обогатительных и брикетных фабрик от 30 ноября 1992 - docs.cntd.ru [Электронный ресурс]. – URL: <https://docs.cntd.ru/document/1200040386> (дата обращения: 11.09.2021).
8. Железко Ю.С. Потери электроэнергии. Реактивная мощность. Качество электроэнергии: Руководство для практических расчетов / Ю.С. Железко. – Москва: ЭНАС, 2009. – 456 с.

9. Кудрин Б.И. Электроснабжение промышленных предприятий: [учеб.-справ. пособие] / Б.И. Кудрин. – 2-е изд. – Москва: Интермет Инжиниринг, 2006. – 672 с.
10. Федоров А.А. Электроснабжение промышленных предприятий / А.А. Федоров, Э.М. Ристхейн. – Москва: Энергия, 1981. – 360 с.
11. Губко А.А. Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий: учебное пособие для студентов средних специальных учебных заведений горного профиля [Электронный ресурс] / А.А. Губко, Е.А. Губко. – Изд. 3-е, доп. и перераб. – Б. м.: Академиздат, 2017. – 530 с. – Текст.
12. Озерной М.И. Электрооборудование и электроснабжение подземных разработок угольных шахт / М.И. Озерной. – Москва: Недра, 1975. – 448 с.
13. Плащанский Л.А. Основы электроснабжения горных предприятий / Л.А. Плащанский. – Москва: Издательство Московского государственного горного университета, 2006. – 499 с.
14. Герасименко А.А. Оптимальная компенсация реактивной мощности в системах распределения электрической энергии / А.А. Герасименко, В.Б. Нешатаев. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2012. – 218 с.
15. Шклярский Я.Э. Методы и средства повышения эффективности управления потоками реактивной мощности электротехнических комплексов горнодобывающих предприятий: диссертация ... доктора технических наук: 05.09.03 / Я.Э. Шклярский. – Санкт-Петербург, 2004. – 327 с.
16. Толба Мохамед Али Хассан. Развитие методов оптимизации размещения компенсирующих устройств и возобновляемой распределенной генерации в радиальных электрических сетях: диссертация ... кандидата технических наук: 05.14.02 / Толба Мохамед Али Хассан. – Москва, 2018. – 171 с.
17. Третьяков Е.А. Оптимизация структуры компенсирующих устройств / Е.А. Третьяков, Н.Н. Малышева, А.В. Краузе // Известия Транссиба. – 2010. – № 4 (4). – С. 85-94.

18. Дабаров В.В. Компенсация реактивной мощности в динамических режимах работы электродвигательной нагрузки: монография [Электронный ресурс] / В.В. Дабаров. – Кемерово: КузГТУ, 2015. – 106 с. – Текст.

19. Беляевский Р.В. Повышение энергоэффективности территориальных сетевых организаций при оптимизации потребления реактивной мощности: диссертация ... кандидата технических наук: 05.09.03 / Р.В. Беляевский. – Кемерово, 2015. – 132 с.

20. Kuang Jie. Research on control strategy of cascade STATCOM underground coal mine / Kuang Jie // 2011 International Conference on Electronics, Communications and Control (ICECC). – 2011. – С. 2782-2786.

21. Reactive power compensation of coal mining excavators by using a new generation STATCOM / H.F. Bilgin [и др.] // Fourtieth IAS Annual Meeting. Conference Record of the 2005 Industry Applications Conference, 2005. – 2005. – Т. 1. – С. 185-197 Vol. 1.

22. Кубрин С.С. Актуальные аспекты повышения уровня нормирования электропотребления угольных шахт / С.С. Кубрин, С.Н. Решетняк, А.М. Бондаренко // Вестник Кузбасского Государственного Технического Университета. – 2017. – № 5 (123).

23. Кубрин С.С. Анализ методов нормирования электропотребления угольных шахт / С.С. Кубрин, С.Н. Решетняк, А.М. Бондаренко // Горный Информационно-Аналитический Бюллетень (научно-Технический Журнал). – 2018. – № S1.

24. Кубрин С.С. Актуальность нормирования электропотребления угольных шахт высокой производительности / С.С. Кубрин, С.Н. Решетняк, А.М. Бондаренко. – 2018. – С. 308-311.

25. Кубрин С.С. Математическое моделирование параметров удельных норм электропотребления выемочных участков угольных шахт / С.С. Кубрин, С.Н. Решетняк, А.М. Бондаренко // Электротехнические И Информационные Комплексы И Системы. – 2019. – Т. 15. – № 2.

26. Бабарыкин А.В. Пути повышения производительности очистных комбайнов для условий шахт АО «СУЭК-Кузбасс» / А.В. Бабарыкин, А.А. Хорешок. – Кузбасский государственный технический университет имени Т.Ф. Горбачева, 2018. – С. 10302.1-10302.4.
27. Стариков Б.Я. Асинхронный электропривод очистных комбайнов / Б.Я. Стариков, В.Л. Азарх, З.М. Рабинович. – Москва: Недра, 1981. – 288 с.
28. Нгуен В.С. Обоснование параметров шнековых исполнительных органов очистного комбайна для повышения выхода крупных фракций угля: автореферат дис. ... кандидата технических наук: 05.05.06 / В.С. Нгуен. – Санкт-Петербург, 2021. – 20 с.
29. Клементьева И.Н. Обоснование и выбор динамических параметров трансмиссии привода шнека очистного комбайна: автореферат дис. ... кандидата технических наук: 05.05.06 / И.Н. Клементьева. – Москва, 2015. – 24 с.
30. Галкин В.И. Транспортные машины / В.И. Галкин, Е.Е. Шешко. – Москва: Горная книга, 2010. – 588 с.
31. Suchoń J. Armored face conveyor's smooth velocity control for increased durability / J. Suchoń, S. Tytko, P. Mendyka // Mining – Informatics, Automation and Electrical Engineering. – 2017. – Т. R. 55, nr 3.
32. Broadfoot A.R. New control strategies for longwall armored face conveyors / A.R. Broadfoot, R.E. Betz // IEEE Transactions on Industry Applications. – 1998. – Т. 34. – № 2. – С. 387-394.
33. Automation in U.S. longwall coal mining: A state-of-the-art review / S.S. Peng [et al.] // International Journal of Mining Science and Technology. – 2019. – Vol. 29. – № 2. – P. 151-159.
34. VFD-A1200/W1200 Variable Frequency Drives | Cat | Caterpillar [Электронный ресурс]. – URL: https://www.cat.com/en_US/products/new/equipment/underground-longwall/variable-frequency-drives/18576124.html (дата обращения: 12.09.2021).
35. Беляк В.Л. Увеличение напряжения участковых сетей как способ повышения эффективности использования горных машин в высоконагруженных

забоях угольных шахт / В.Л. Беляк, Л.А. Плащанский // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2007. – № 9. – С. 286-290.

36. Жмуровский Д.И. Влияние энерговооруженности горно-шахтного оборудования на эффективность и надежность производственных процессов в шахте / Д.И. Жмуровский // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2006. – № 1. – С. 59-62.

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

38. Плащанский Л.А. Техничко-экономическое обоснование уровня номинального напряжения электродвигателей высоко энерговооруженных очистных комплексов / Л.А. Плащанский, В.Л. Беляк // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2009. – Т. 8. – № 12. – С. 221-225.

39. Плащанский Л.А. Методика выбора уровня питающего напряжения мощных очистных комплексов / Л.А. Плащанский, В.Л. Беляк // Горный Журнал. – 2010. – № 4.

40. Захарова А.Г. Закономерности электропотребления на угольных шахтах Кузбасса: диссертация ... доктора технических наук: 05.09.03 / А.Г. Захарова. – Кемерово, 2006. – 328 с.

41. Eickhoff SI 900. Самый мощный шахтный комбайн будет работать в Кузбассе. «Добывающая промышленность» – федеральный журнал о недропользовании и переработке полезных ископаемых. [Электронный ресурс]. – URL: <https://dprom.online/mtindustry/samyj-moshhnyj-shahtnyj-kombajn-budet-rabotat-v-kuzbasse/> (дата обращения: 17.01.2022).

42. Минин Г.П. Реактивная мощность / Г.П. Минин. – 2-е изд., перераб. – Москва: Энергия, 1978. – 88 с.

43. Фираго Б.И. Регулируемые электроприводы переменного тока / Б.И. Фираго, Л.Б. Павлячик. – Москва: Техноперспектива, 2006. – 363 с.
44. Непша Ф.С. Повышение энергоэффективности систем электроснабжения угольных шахт при оптимальном регулировании напряжения ... кандидата технических наук: 05.09.03 / Ф.С. Непша. – Кемерово: КузГТУ, 2018. – 186 с.
45. Инструкция по проектированию электроустановок угольных шахт, разрезов, обогатительных и брикетных фабрик [Электронный ресурс]. – URL: <https://docs.cntd.ru/document/1200040386> (дата обращения: 11.09.2021).
46. О Порядке расчета значений соотношения потребления активной и реактивной мощности для отдельных энергопринимающих устройств (групп энергопринимающих устройств) потребителей электрической энергии от 23 июня 2015 - docs.cntd.ru [Электронный ресурс]. – URL: <https://docs.cntd.ru/document/420285270> (дата обращения: 10.01.2022).
47. Непша Ф.С. Особенности регулирования уровня напряжения в системах электроснабжения угольных шахт Кузбасса / Ф.С. Непша, В.М. Ефременко // Промышленная Энергетика. – 2017. – № 11.
48. Установка конденсаторная рудничная взрывозащищенная УКРВ-А-6,3-500(600)-УХЛ5 | Компания ЕХС — производство и модернизация горно-шахтного оборудования [Электронный ресурс]. – URL: <http://oaoex.ru/products/explosion-proof-equipment/ukrv-a-63-500-uhl5/> (дата обращения: 15.09.2021).
49. Roos F. Reactive power and harmonic compensation: A case study for the coal-mining industry / F. Roos, R.C. Bansal // Journal of Energy in Southern Africa. – 2019. – Т. 30. – № 1. – С. 34-48.
50. Control Strategy of 1 kV Hybrid Active Power Filter for Mining Applications / D. Buła [et al.] // Energies. – 2021. – Vol. 14. – № 16. – P. 4994.
51. Meng X.X. Coal Mine Voltage Fluctuation Analysis and Control Strategy / X.X. Meng, L.Y. Zhao, Q.Z. Zhang // Applied Mechanics and Materials. – 2015. – Vols. 713-715. – P. 1193-1197.

52. Teng Y. Overall Design of Mine Explosion-proof STATCOM Device / Teng Y., Shi L. – 2015. – Т. 36. – № 03. – С. 5-7.
53. Explosion-proof STATCOM reactive compensation device [Электронный ресурс]. – URL: <https://patents.google.com/patent/CN201666163U/en> (дата обращения: 10.01.2022).
54. Плащанский Л.А. Компенсация реактивной мощности в распределительных сетях горных предприятий / Л.А. Плащанский, М.М. Холмогоров // Горные науки и технологии. – 2016. – № 1. – С. 20-23.
55. Hingorani N.G. Understanding FACTS: Concepts and Technology of Flexible AC Transmission Systems / N.G. Hingorani, L. Gyugyi. – 1st edition. – New York: Wiley-IEEE Press, 1999. – 452 с.
56. Voloh I. Review of Capacitor Bank Control Practices [Электронный ресурс]. – URL: <http://prorelay.tamu.edu/wp-content/uploads/sites/3/2019/03/Review-of-Capacitor-Bank-Control-Practices-0321.pdf> (дата обращения: 16.01.2022).
57. Современные тенденции развития автоматизированных систем компенсации реактивной мощности [Электронный ресурс]. – URL: <https://isup.ru/articles/36/5136/> (дата обращения: 16.09.2021).
58. Регуляторы реактивной мощности Novar 1106 / 1114 / 1005 / 1007 - Краткое руководство по обслуживанию [Электронный ресурс]. – URL: http://energozapad.ru/files/uploads/File/NOVAR_RK.pdf (дата обращения: 16.01.2022).
59. Marroquin A. Implementation of a Switched Capacitor Control Scheme using User-Defined Dynamic Load Models / A. Marroquin, A. Abdullah, M. Manjarekar. – 2013. – Р. 6.
60. Шишкин С. Разряд конденсаторных батарей компенсаторов реактивной мощности / С. Шишкин // Силовая электроника. – 2018. – № 2. – С. 50-52.
61. Yuan T. Design and Implementation of the Improved Control Algorithm for Switching Capacitor Banks / T. Yuan, Q. Yu, Z. Wu // Advances in Electrical Engineering

and Automation : Advances in Intelligent and Soft Computing / eds. A. Xie, X. Huang. – Berlin, Heidelberg: Springer, 2012. – P. 407-413.

62. Высоковольтные конденсаторные установки 6-110 кВ. Каталог товаров ГК ЭНЕРГОЗАПАД (www.energozapad.ru) [Электронный ресурс]. – URL: <http://energozapad.ru/vysokovoltnyye-kondensatornyye-ustanovki?page=7> (дата обращения: 09.11.2021).

63. Morley L.A. Mine Power Systems / L.A. Morley. – U.S. Department of the Interior, 1990. – 437 p.

64. Копылов К.Н. Использование моделирования для управления очистным комбайном высокопроизводительных лавах / К.Н. Копылов, С.С. Кубрин, И.М. Закоршменный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – Т. 4. – С. 30-40.

65. Кубрин С.С. Имитационное моделирование режимов технологического оборудования комплексно-механизированного забоя высокопроизводительной угольной шахты в программе Matlab / С.С. Кубрин, С.Н. Решетняк // Электротехнические И Информационные Комплексы И Системы. – 2021. – Т. 17. – № 1.

66. Компьютерное моделирование многодвигательной системы электропривода в пакете программ MatLab / С.А. Заголило [и др.] // Оптимизация и информационные технологии. – 2020. – Т. 2. – № 29.

67. Ткачов В.В. Использование имитационного моделирования для исследования системы автоматического управления добычным комбайном : монография / В.В. Ткачов, А.В. Бубликов. – Днепропетровск: НГУ, 2015. – 182 с.

68. Исследование динамики нагружения регулируемого электропривода очистного комбайна / Д.М. Шпрехер [и др.] // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. – 2020. – № 2. – С. 514-525.

69. Шпрехер Д.М. Математическое моделирование электропривода очистного комбайна с встроенной системой перемещения / Д.М. Шпрехер, Г.И. Бабокин, Е.Б. Колесников // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. – 2019. – № 3. – С. 645-651.

70. ОСТ 12.44.258-84 Комбайны очистные. Выбор параметров и расчет сил резания и подачи на исполнительных органах. – Министерство угольной промышленности СССР, 1984.

71. Крагельский И.В. Трение и износ / И.В. Крагельский. – Москва: Машиностроение, 1968. – 480 с.

72. Крагельский И.В. Развитие науки о трении / И.В. Крагельский, В.С. Щедров. – Москва: Академии наук СССР, 1956. – 234 с.

73. Estimate electrical parameters of double cage asynchronous machine based on standard manufacturer specifications - MATLAB power_AynchronousMachineParams [Электронный ресурс]. – URL: https://www.mathworks.com/help/physmod/sps/powersys/ref/power_asynchronousmachineparams.html (дата обращения: 04.04.2022).

74. Инструкция по эксплуатации Айкхофф СЛ 900. – Eickhoff, 2016.

75. Induction machine DTC - Simulink [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.mathworks.com/help/physmod/sps/ref/inductionmachinedirecttorquecontrol.html> (дата обращения: 06.04.2022).

76. Asynchronous Machine Direct Torque Control - MATLAB & Simulink [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.mathworks.com/help/physmod/sps/ug/asynchronous-machine-direct-torque-control.html> (дата обращения: 06.04.2022).

77. Зеленков А.В. Моделирование сопротивляемости угля резанию на основе статистических данных в Simulink / А.В. Зеленков // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. – 2020. – № 10. – С. 196-200.

78. How Pattern Search Polling Works - MATLAB & Simulink [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.mathworks.com/help/gads/how-pattern-search-polling-works.html> (дата обращения: 11.01.2022).

79. Particle Swarm Optimization Algorithm - MATLAB & Simulink [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.mathworks.com/help/gads/particle-swarm-optimization-algorithm.html> (дата обращения: 11.01.2022).

80. How the Genetic Algorithm Works - MATLAB & Simulink [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.mathworks.com/help/gads/how-the-genetic-algorithm-works.html> (дата обращения: 11.01.2022).
81. How Simulated Annealing Works - MATLAB & Simulink [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.mathworks.com/help/gads/how-simulated-annealing-works.html> (дата обращения: 11.01.2022).
82. Surrogate Optimization Algorithm - MATLAB & Simulink [Электронный ресурс]. – URL: <https://www.mathworks.com/help/gads/surrogate-optimization-algorithm.html> (дата обращения: 11.01.2022).
83. Обоснование конечно-элементной модели тягового органа скребкового конвейера : гірничо-електромеханічна / В.П. Кондрахин [и др.] // Наукові праці Донецького національного технічного університету. – 2005. – № 99. – С. 97-103.
84. Математическая модель для исследования нагрузок в двухскоростном многодвигательном приводе и тяговом органе скребкового забойного конвейера : гірничо-електромеханічна / В.П. Кондрахин [и др.] // Наукові праці Донецького національного технічного університету. – 2008. – № 16 (142). – С. 132-140.
85. Ещин Е.К. Моделирование и управление динамическим состоянием скребковых конвейеров / Е.К. Ещин // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2015. – № 2 (108). – С. 118-122.
86. Composite Sliding Mode Control of a Permanent Magnet Direct-Driven System For a Mining Scraper Conveyor / E. Lu [и др.] // IEEE Access. – 2017. – Т. 5. – С. 22399-22408.
87. Modelling of the transmission system in conveying equipment based on Euler method with application / R. Nie [et al.] // Proceedings of the Institution of Mechanical Engineers, Part K: Journal of Multi-body Dynamics. – 2014. – Vol. 228. – № 3. – P. 294-306.
88. Novel approach to and implementation of design and analysis of armored face conveyor power train / R. Nie [et al.] // Science China Technological Sciences. – 2015. – Vol. 58. – № 12. – P. 2153-2168.

89. Копылов К.Н. Обоснование и разработка метода оптимального управления технологическими процессами отбойки и транспортировки угля комплексно-механизированного забоя: диссертация ... кандидата технических наук: 25.00.22 / К.Н. Копылов. – Москва, 2019. – 157 с.

90. Цифровые контроллеры коэффициента мощности DCRJ8 - DCRJ12. Руководство по эксплуатации.

91. Mirzaeva G. A High Performance Drive For the Rotary Coal Breaker Application / G. Mirzaeva, C. Coates // 2007 IEEE Industry Applications Annual Meeting 2007 IEEE Industry Applications Annual Meeting. – 2007. – С. 1752-1759.

92. Пучков Л.А. Электрификация горного производства: учебник: в 2 томах. Т. Том 2 / Л.А. Пучков, Г.Г. Пивняк. – Москва: Горная книга, 2007. – 595 с.

93. Ключевая ставка Банка России | Банк России [Электронный ресурс]. – URL: https://www.cbr.ru/hd_base/KeyRate/ (дата обращения: 17.01.2022).

94. Mutmainnah. Power factor correction of the industrial electrical system during large induction motor starting using ETAP power station / Mutmainnah, M.F. Azis, J. Habibuddin. – 2020. – Vol. 885. – P. 012009.

95. Omran A.S. Enhanced performance of substation dynamics during large induction motor starting using SVC / A.S. Omran, N.H. Abbasy, R.A. Hamdy // Alexandria Engineering Journal. – 2018. – Vol. 57. – № 4. – P. 4059-4070.

96. Optimal reactive power compensation in electrical distribution systems with distributed resources. Review / A.Á. Téllez [и др.] // Heliyon. – 2018. – Т. 4. – № 8.

97. Степанов В.М. Выбор цеховых трансформаторов с учетом компенсации реактивной мощности / В.М. Степанов, В.С. Косырихин // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. – 2010. – № 3-5. – С. 38-43.

98. Abul'Wafa A.R. Optimal capacitor allocation in radial distribution systems for loss reduction: A two stage method / A.R. Abul'Wafa // Electric Power Systems Research. – 2013. – Vol. 95. – P. 168-174.

99. Ng H.N. Classification of capacitor allocation techniques / H.N. Ng, M.M.A. Salama, A.Y. Chikhani // *IEEE Transactions on Power Delivery*. – 2000. – Т. 15. – № 1. – С. 387-392.
100. Sirjani R. Optimal placement and sizing of distribution static compensator (D-STATCOM) in electric distribution networks: A review / R. Sirjani, A. Rezaee Jordehi // *Renewable and Sustainable Energy Reviews*. – 2017. – Vol. 77. – P. 688-694.
101. Optimal allocation and sizing of capacitors to minimize the transmission line loss and to improve the voltage profile : PCO' 2010 / I. Ziari [et al.] // *Computers & Mathematics with Applications*. – 2010. – Vol. 60. – № 4. – P. 1003-1013.
102. Boone G. Optimal capacitor placement in distribution systems by genetic algorithm / G. Boone, H.-D. Chiang // *International Journal of Electrical Power & Energy Systems*. – 1993. – Vol. 15. – № 3. – P. 155-161.
103. Кулиев Э.В. Роевой алгоритм поисковой оптимизации на основе моделирования поведения летучих мышей / Э.В. Кулиев, А.А. Лежебоков, Ю.А. Кравченко // *Известия Юфу. Технические Науки*. – 2016. – № 7 (180).
104. Soma G.G. Optimal Sizing and Placement of Capacitor Banks in Distribution Networks Using a Genetic Algorithm / G.G. Soma // *Electricity*. – 2021. – Vol. 2. – № 2. – P. 187-204.
105. Шклярский Я.Э. Оптимизация компенсации реактивной мощности в сложных электрических сетях / Я.Э. Шклярский, И.Г. Палау // *Journal of Mining Institute*. – 2011. – Т. 194. – С. 349-349.
106. Yu X. A PSO-based approach to optimal capacitor placement with harmonic distortion consideration / X. Yu, X. Xiong, Y. Wu // *Electric Power Systems Research*. – 2004. – Vol. 71. – № 1. – P. 27-33.
107. Optimal placement of capacitor in radial distribution system using PSO / D. Sattianadan [и др.] // *International Conference on Sustainable Energy and Intelligent Systems (SEISCON 2011) International Conference on Sustainable Energy and Intelligent Systems (SEISCON 2011)*. – 2011. – С. 326-331.
108. Bajaj I. Black-Box Optimization: Methods and Applications / I. Bajaj, A. Arora, M.M.F. Hasan // *Black Box Optimization, Machine Learning, and No-Free Lunch*

Theorems : Springer Optimization and Its Applications / eds. P.M. Pardalos, V. Rasskazova, M.N. Vrahatis. – Cham: Springer International Publishing, 2021. – P. 35-65.

109. Gutmann H.-M. A Radial Basis Function Method for Global Optimization / H.-M. Gutmann // Journal of Global Optimization. – 2001. – Vol. 19. – № 3. – P. 201-227.

110. Surrogate modeling for the fast optimization of energy systems / R. Bornatico [et al.] // Energy. – 2013. – Vol. 57. – P. 653-662.

111. Application of Surrogate Optimization Routine with Clustering Technique for Optimal Design of an Induction Motor / A. Balasubramanian [et al.] // Energies. – 2021. – Vol. 14. – № 16. – P. 5042.

112. Surrogate-Assisted Optimization for Multi-stage Optimal Scheduling of Virtual Power Plants / M. Gobert [et al.] // PaCOS 2019 - International Workshop on the Synergy of Parallel Computing, Optimization and Simulation (part of HPCS 2019). – 2019.

113. Постановление Правительства РФ от 04.05.2012 N 442 (ред. от 12.07.2021) «О функционировании розничных рынков электрической энергии, полном и (или) частичном ограничении режима потребления электрической энергии» (вместе с "Основными положениями / КонсультантПлюс [Электронный ресурс]. – URL: http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_130498/ (дата обращения: 03.10.2021).

114. В. А. Воронин. Программа для ЭВМ № 2021669862 Программа для выбора оптимальной конфигурации многоступенчатой конденсаторной установки на очистных участках угольных шахт / В. А. Воронин, Ф. С. Непша. – КузГТУ, 2021.

**Программа для выбора и проверки сечений кабельных линий и мощности
ПУШ выемочных участков угольных шахт**

Разработанный алгоритм определения расчетной мощности элементов СЭС выемочных участков угольных шахт основан на методике, изложенной в работах [11, 92], а также на учете особенностей потребления реактивной мощности асинхронными электродвигателями [42, 43].

Расчетная мощность и ток одиночного электродвигателя:

$$P_p = P_{\text{НОМ}}, \quad (\text{A.1})$$

$$I_0 = \begin{cases} I_{1\text{НОМ}} \left(\sin \varphi_{\text{НОМ}} - \frac{\eta_{\text{НОМ}} \cos \varphi_{\text{НОМ}}}{2\lambda_m} \right), & \eta_{\text{НОМ}} \geq \cos \varphi_{\text{НОМ}}; \\ I_{1\text{НОМ}} \left(\sin \varphi_{\text{НОМ}} - \frac{\eta_{\text{НОМ}} \cos \varphi_{\text{НОМ}}}{2\lambda_m} + (\cos \varphi_{\text{НОМ}} - \eta_{\text{НОМ}}) \right), & \eta_{\text{НОМ}} < \cos \varphi_{\text{НОМ}}, \end{cases} \quad (\text{A.2})$$

$$Q_0 = \frac{P_{\text{НОМ}}}{\eta_{\text{НОМ}}} \frac{I_0}{I_{1\text{НОМ}} \cos \varphi_{\text{НОМ}}}, \quad (\text{A.3})$$

$$Q_{\text{нагр}} = \frac{P_{\text{НОМ}}}{\eta_{\text{НОМ}}} \left(\text{tg} \varphi_{\text{НОМ}} - \frac{I_0}{I_{1\text{НОМ}} \cos \varphi_{\text{НОМ}}} \right), \quad (\text{A.4})$$

$$Q_p = (Q_0 + k_3^2 Q_{\text{нагр}}) - Q_{\text{КУ}}, \quad (\text{A.5})$$

$$S_p = \sqrt{P_p^2 + Q_p^2}, \quad (\text{A.6})$$

$$I_p = \frac{S_p}{\sqrt{3} U_{\text{НОМ}} \eta_{\text{НОМ}}}, \quad (\text{A.7})$$

где λ_m – кратность максимального момента АД; $\eta_{\text{НОМ}}$, $\cos \varphi_{\text{НОМ}}$, $\text{tg} \varphi_{\text{НОМ}}$ – номинальный КПД, коэффициент активной и реактивной мощности АД; I_0 – ток холостого хода АД; $I_{1\text{НОМ}}$ – номинальный ток статора АД; $P_{\text{НОМ}}$ – номинальная активная мощность АД; $Q_{\text{КУ}}$ – номинальная мощность УКРМ (УКРВ), присоединенного к выводам электродвигателя.

Расчетная мощность и ток комбайна с двумя электродвигателями равной мощности:

$$P_p = 2 \cdot \max(P_{\text{ном},i}), \quad (\text{A.8})$$

$$Q_p = 2 \cdot Q_{p,\text{max_idx}} - Q_{\text{КУ}}, \quad (\text{A.9})$$

$$S_p = \sqrt{P_p^2 + Q_p^2}, \quad (\text{A.10})$$

$$I_p = \frac{S_p}{\sqrt{3}U_{\text{ном}}\eta_{\text{max_idx}}}, \quad (\text{A.11})$$

где $P_{\text{ном},i}$ – номинальная мощность i -го двигателя комбайна; $Q_{p,\text{max_idx}}$ – реактивная мощность электродвигателя комбайна, имеющего максимальную величину $P_{\text{ном}}$; $\eta_{\text{max_idx}}$ – КПД электродвигателя комбайна, имеющего максимальную величину $P_{\text{ном}}$; $Q_{\text{КУ}}$ – номинальная мощность УКРМ (УКРВ), присоединенного к выводам комбайна.

Расчетная мощность ПУПП:

$$P_{\text{сум}} = \sum P_{\text{ном},i}, \quad (\text{A.12})$$

$$P_{\text{max}} = \max(P_{\text{ном},i}), \quad (\text{A.13})$$

$$K_c = 0,4 + 0,6 \frac{P_{\text{max}}}{P_{\text{сум}}}, \quad (\text{A.14})$$

$$P_p = K_c P_{\text{сум}}, \quad (\text{A.15})$$

$$Q_p = \left(\sum Q_{0,i} + K_c^2 \sum Q_{\text{нагр},i} \right) - \sum Q_{\text{КУ},i} - Q_{\text{КУ}}, \quad (\text{A.16})$$

$$S_p = \sqrt{P_p^2 + Q_p^2}, \quad (\text{A.17})$$

где $P_{\text{сум}}$, P_{max} – суммарная и максимальная активные мощности электродвигателей, получающих питание от ПУПП; K_c – коэффициент спроса; $Q_{0,i}$, $Q_{\text{нагр},i}$ – реактивные мощности холостого хода и рассеяния i -го электродвигателя, получающего питания от ПУПП; $Q_{\text{КУ},i}$ – номинальная мощность УКРМ (УКРВ), подключенных к выводам i -го электродвигателя; $Q_{\text{КУ}}$ – номинальная мощность УКРМ (УКРВ), подключенной к шинам НН ПУПП.

Расчетная мощность РПП:

$$P_p = \sum P_{p,i}, \quad (\text{A.18})$$

$$Q_p = \sum Q_{p,i} - Q_{\text{КУ}}, \quad (\text{A.19})$$

$$S_p = \sqrt{P_p^2 + Q_p^2}, \quad (\text{A.20})$$

где $P_{p,i}$, $Q_{p,i}$ – расчетные активная и реактивная мощности i -го потребителя, подключенного к шинам РПП; $Q_{\text{КУ}}$ – номинальная мощность УКРМ (УКРВ), подключенной к шинам РПП.

Порядок выбора мощности трансформаторов ПУПП, а также выбора сечений кабельных линий по нагреву и проверки кабельной сети по потере напряжения в нормальном и пусковом режиме не отличается от методики, изложенной в работах [11, 92].

Программа разработана на языке программирования Python и написана на основе использования методов объектно-ориентированного программирования. В программе имеются классы электродвигателей (Motors), очистного комбайна (Shearers), ПУПП (Substations) и РПП (Buses). Пользователь создает экземпляры класса Motors, передавая в качестве атрибутов паспортные параметры электродвигателя. При инициализации экземпляра Motors выполняется определение его расчетных мощностей и токов по заданным атрибутам. Экземпляр Shearers в качестве входных атрибутов принимает ранее созданные экземпляры Motors (электродвигателей, входящих в состав очистного комбайна). При инициализации экземпляра Shearers составляются списки параметров, входящих в состав Shearers экземпляров Motors, на основе которых выполняется определение расчетных мощностей очистного комбайна. Аналогичным образом создаются экземпляры Substations и Buses. Класс Cable_selection предназначен для создания экземпляров кабельных линий. В качестве атрибутов экземпляр Cable_selection принимает марку кабеля, экземпляр потребителя электроэнергии (электродвигатель, комбайн или РПП) и экземпляр ПУПП (необязательно). На

рисунке А.1 показано отношение между классами программы в виде UML диаграммы.

В качестве примера ниже представлен листинг программы, в котором показано создание ПУПП:

```
crusher = Motors('Дробилка', voltage=3.3, Pnom=400, cos=0.87,
                 kpd=0.91, coef_Ist=5, coef_Mmax=2.36, L=0.5, Qk=0)

stage_loader = Motors('Перегрузатель', voltage=3.3, Pnom=400, cos=0.89,
                     kpd=0.94, coef_Ist=5, coef_Mmax=2.4, L=0.5, Qk=0)

sub_2 = Substation('ТП-363', Qk1[4], 6, 3.3, crusher, stage_loader)

Cable_selection("КГЭШ-3.3", True, sub_2, crusher)
Cable_selection("КГЭШ-3.3", True, sub_2, stage_loader)
```

Результаты выполнения программы:

```
Инициализация Дробилка Sp = 400 + j249.11038091440795 кВА
Ip = 90.59730500373892
Qxx = 164.36461820254354

Инициализация Перегрузатель Sp = 400 + j218.00646646288308 кВА
Ip = 84.78805916670272
Qxx = 134.6731331295497

Инициализация ТП-363
Pсум = 800
Qсум = 381.3965083942402
Kс = 0.7
Sp = 560.0 + j356.6888812755961 = 663.9480085259962
Стр = 1500
Qxx = 299.03775133209325

Выбор КЛ для Дробилка:
- проверка по нормальному режиму
  для сечения 1x16 мм2 dUсум = 148.7505164628796
- проверка по пусковому режиму
  для сечения 1x16 мм2 dUсум = 857.0782363360363
  для сечения 1x25 мм2 dUсум = 751.9989174014734

Выбор КЛ для Перегрузатель:
- проверка по нормальному режиму
  для сечения 1x16 мм2 dUсум = 145.07012892400206
- проверка по пусковому режиму
  для сечения 1x16 мм2 dUсум = 840.6024179732207
  для сечения 1x25 мм2 dUсум = 741.1626656417677
```

Интерес представляет также сравнение классического подхода к определению расчетных мощностей без учета особенностей потребления реактивной мощности асинхронными двигателями (а) на основе методики [11, 92] с подходом, изложенным выше в данном приложении (б). В качестве объекта для сравнения выбран выемочный участок, описанный в главе 4 (таблица 15). Результаты сравнения приведены в таблице А.1.

Таблица А.1 – Результат сравнения выбранных подходов к определению расчетной нагрузки

Объект	Q_p , квар		S_p , кВА		I_p , А	
	а	б	а	б	а	б
ТП-362	622,44	738,79	1496,40	1548,41	143,99	148,99
ТП-363	302,13	356,69	636,30	663,95	61,23	63,89
РПП-6 яч. 1	924,58	1095,48	2131,73	2211,23	205,13	212,78
ТП-364	593,36	613,61	1162,79	1173,25	111,89	112,89
ТП-387	830,71	1008,23	1627,91	1725,26	156,64	166,01
РПП-6 яч. 3	1424,08	1621,84	2790,68	2896,61	268,53	278,84

Как следует из таблицы А.1, не учет особенностей потребления асинхронными электродвигателями реактивной мощности приводит к занижению значений расчетного тока на 1...6 % (в среднем 3,7 %).

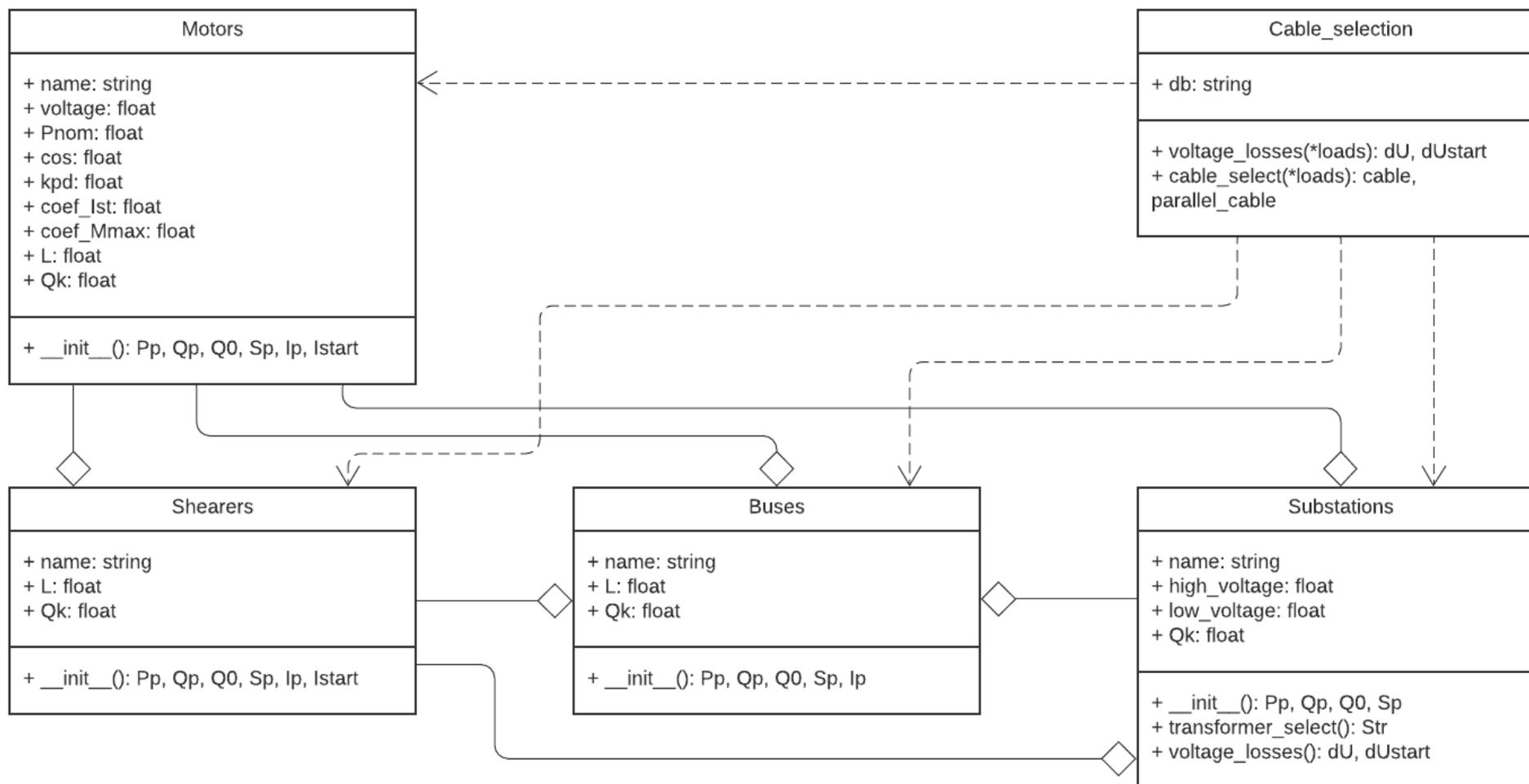


Рисунок А.1 – UML диаграмма классов программы выбора и проверки сечений КЛ и мощности ПУПШ СЭС выемочных участков

**Результаты выбора и проверки сечений кабельных линий и мощности
ПУПП исследуемого выемочного участка**

В приложении представлены:

- паспортные параметры электродвигателей ГШО – таблица Б.1;
- результаты расчета реактивной мощности, потребляемой электроприводом ГШО – таблица Б.2;
- результаты выбора сечений кабельных линий и мощности ПУПП – таблица Б.3, таблица Б.4;
- суммарные капитальные затраты на выбранные кабельный линии и ПУПП – таблица Б.5.

Таблица Б.1 – Паспортные параметры электродвигателей ГШО

№	Электроприемник	$U_{\text{ном}}$, В	$P_{\text{ном}}$, кВт	$\eta_{\text{ном}}$, о.е.	$\cos\varphi_{\text{ном}}$, о.е.	$I_{\text{ном}}$, А	$I_{\text{пуск}}/I_{\text{ном}}$, о.е.	$M_{\text{пуск}}/M_{\text{ном}}$, о.е.	$M_{\text{кр}}/M_{\text{ном}}$, о.е.	$n_{\text{ном}}$, об/мин
1	Привод резания комбайна	3300	825	0,94	0,92	165	6,1	2,3	2,4	1485
2	Привод подачи комбайна	575	120	0,935	0,86	150	5	0,7	1,95	1481
3	Привод доп. шнека комбайна	3300	100	0,924	0,88	21,5	5	0,7	1,95	1476
4	Лавный конвейер	3300	1000	0,967	0,86	210	5,2	3,2	3	1470
5	Перегружатель	3300	400	0,94	0,89	86	7	2,2	2,4	994
6	Дробилка	3300	400	0,91	0,87	86	7	3,4	2,36	1440

Таблица Б.2 – Расчетная реактивная мощность ГШО

№	Электроприемник	I_0 , А	Q_0 , квар	Q_p , квар	$Q_{\text{ном}}$, квар
1	Привод резания комбайна	40,08	231,76	142,13	373,88
2	Привод подачи комбайна	45,62	45,38	30,77	76,15
3	Привод доп. шнека комбайна	5,73	32,77	25,64	58,41
4	Лавный конвейер	78,20	446,95	166,67	613,61
5	Перегружатель	24,22	134,67	83,33	218,01
6	Дробилка	27,97	164,36	84,75	249,11

Таблица Б.3 – Выбор сечений кабельных линий при различных вариантах КРМ

№	Марка кабеля	Начало	Конец	U, В	Сечение основной жилы (мм ²) для варианта КРМ				
					без КРМ	1а	1б	2а	2б
1	PROTOMONT	ТП-362	Комбайн	3300	120	120	120	120	120
2	КГЭкШ	ТП-363	Перегрузатель	3300	25	25	25	50	50
3	КГЭкШ	ТП-363	Дробилка	3300	25	25	25	50	50
4	КГЭкШ	ТП-387	Лавный конвейер дв.1	3300	50	50	50	70	70
5	КГЭкШ	ТП-387	Лавный конвейер дв.2	3300	50	50	50	70	70
6	КГЭкШ	ТП-364	Лавный конвейер дв.3	3300	95	95	95	95	95
7	КВЭВБвШв	ПС-105 Ф-6-8	РПП-6-398 яч.1	6000	120	95	95	95	95
8	КВЭВБвШв	ПС-105 Ф-6-7	РПП-6-398 яч.3	6000	185	120	120	120	120

Таблица Б.4 – Выбор номинальной мощности ПУПП при различных вариантах КРМ

№	ПУПП	Номинальная мощность ПУПП (кВА) для варианта КРМ				
		без КРМ	1а	1б	2а	2б
1	ТП-363	3150	3150	3150	2500	2500
2	ТП-362	1500	1500	1500	1250	1250
3	ТП-364	2000	2000	2000	2000	2000
4	ТП-387	3150	3150	3150	2500	2500

Таблица Б.5 – Выбор номинальной мощности ПУПП при различных вариантах КРМ

Параметр	Суммарная стоимость кабельных линий и ПУПП (млн. руб) для варианта КРМ				
	без КРМ	1а	1б	2а	2б
<i>C_{PG}</i>	71,0624	66,8776	66,8776	42,6040	42,6040

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2021669862

**Программа для выбора оптимальной конфигурации
многоступенчатой конденсаторной установки на
очистных участках угольных шахт**

Правообладатель: *федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т.Ф.Горбачева» (КузГТУ) (RU)*

Авторы: *Воронин Вячеслав Андреевич (RU), Непша Федор
Сергеевич (RU)*



Заявка № 2021669087

Дата поступления **25 ноября 2021 г.**

Дата государственной регистрации

в Реестре программ для ЭВМ **03 декабря 2021 г.**

*Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности*

Г.П. Ивлиев



МИНОБРНАУКИ РОССИИ
 федеральное государственное
 бюджетное образовательное учреждение
 высшего образования
 «КУЗБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
 ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
 имени Т.Ф.ГОРБАЧЕВА» (КузГТУ)
 Весенняя ул., д. 28, г. Кемерово, 650000
 тел./ факс: (384-2) 39-69-60, факс: (384-2) 68-23-23
<http://www.kuzstu.ru> e-mail: kuzstu@kuzstu.ru
 ОКПО 02068338 ОГРН 1024200708069
 ИНН / КПП 4207012578 / 420501001

20.04.2022 № 06/2-653

АКТ

внедрения результатов диссертационной работы Воронина В.А. «Повышение эффективности компенсации реактивной мощности в системах электроснабжения выемочных участков угольных шахт»

Комиссия в составе заведующего кафедрой «Электроснабжения горных и промышленных предприятий», канд. техн. наук, Захарова С.А., профессора кафедры «Электроснабжения горных и промышленных предприятий», докт. техн. наук, Лебедева Г.М., заместителя директора по научно-инновационной работе института энергетики КузГТУ, канд. техн. наук, Беляевского Р.В. рассмотрела результаты диссертационной работы Воронина В.А. и приняла следующее решение: принять к внедрению теоретические и практические результаты диссертационной работы Воронина В.А. «Повышение эффективности компенсации реактивной мощности в системах электроснабжения выемочных участков угольных шахт» в образовательный процесс по дисциплинам «Электроснабжение опасных производственных объектов», «Компенсация реактивной мощности в системах электроснабжения» для студентов направления подготовки бакалавров 13.03.02 «Электроэнергетика и электротехника», направления подготовки магистров 13.04.02 «Электроэнергетика и электротехника».

Профессор кафедры ЭГПП, д.т.н.

Г.М. Лебедев

Заместитель директора
 по научно-инновационной работе
 Института Энергетики КузГТУ, к.т.н.

Р.В. Беляевский

Заведующий кафедрой ЭГПП, к.т.н.

С.А. Захаров



УТВЕРЖДАЮ:

Генеральный директор

ООО «СофтКАТЭН»

А.В. Климчук

«20» января 2022 г.



РЕКОМЕНДАЦИИ

по внедрению результатов диссертационной работы Воронина В.А.

Настоящий акт составлен о том, что результаты диссертационного исследования научного сотрудника научно-исследовательской лаборатории цифровой трансформации предприятий минерально-сырьевого комплекса (НИЛ ЦТПМСК) КузГТУ, старшего преподавателя кафедры ЭГПП Воронина В.А. рекомендованы для использования при разработке программно-вычислительного комплекса (ПВК) «Энергосети» ООО «СофтКАТЭН», а именно:

- подход к выбору оптимальных параметров конденсаторных установок рудничного исполнения (УКРВ) в подземной части выемочных участков угольных шахт на основе массивов измерений потребляемой реактивной мощности;
- алгоритм выбора и проверки параметров элементов системы электроснабжения выемочного участка с учетом компенсации реактивной мощности.

Результаты диссертационного исследования рекомендуются для использования при разработке ПВК «Энергосети» для решения следующих задач:

1. Проектирование систем электроснабжения выемочных участков угольных шахт.
2. Выбор числа, мощности и мест подключения конденсаторных установок для повышения энергетической эффективности систем электроснабжения промышленных предприятий.

Применение результатов исследования при решении вышеуказанных задач позволит:

1. Автоматизировать процесс выбора и проверки сечений кабельных линий и мощности трансформаторов ПУПП выемочных участков угольных шахт при учете компенсации реактивной мощности.
2. Повысить точность и эффективность разработки мероприятий по компенсации реактивной мощности.

Старший научный сотрудник
НИЛ ЦТПМСК КузГТУ, к.т.н.

Научный сотрудник
НИЛ ЦТПМСК КузГТУ


Ф.С. Непша


В.А. Воронин