

**Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования «Национальный исследовательский
технологический университет «МИСиС»
Горный институт**

На правах рукописи



ЮТЯЕВ АНДРЕЙ ЕВГЕНЬЕВИЧ

**КОМПЛЕКСНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ
ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬ-
НЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ**

**Специальность 25.00.21 – «Теоретические основы проектирования гор-
нотехнических систем»**

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание ученой степени кандидата технических наук

**Научный руководитель проф.,
докт. техн. наук В.В. Мельник**

Москва 2017

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ШАХТ.....	9
1.1. Анализ существующих методов проектирования и обоснования параметров горнотехнических систем угольных шахт	9
1.2. Основные характеристики горнотехнических систем угольных шахт	18
1.3. Систематизация горнотехнических систем подземной угледобычи	24
ВЫВОДЫ.....	31
2. МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ОБОСНОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	34
2.1. Оценка эффективности проектных решений горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт	34
2.2. Существующая оценка качества проектов горнотехнических систем угольных шахт	47
ВЫВОДЫ.....	53
3. МЕТОДИКА ОБОСНОВАНИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	55
3.1. Оценка эффективности вариантов горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт	55
3.2. Формирование совокупных коэффициентов эффективности элементов горнотехнической системы шахты	60
3.3. Разработка методического обеспечения формирования рациональных вариантов горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт	72
ВЫВОДЫ.....	85
4. РЕКОМЕНДУЕМЫЕ ПАРАМЕТРЫ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ.....	86
4.1. Горно-геологическая и горнотехническая характеристика объекта исследования	86

4.2. Разработка вариантов вскрытия и подготовки запасов горнотехнической системы шахты «Жерновская-1»	88
4.3. Сравнение вариантов вскрытия и подготовки запасов горнотехнической системы шахты «Жерновская-1»	97
4.4. Рекомендуемые параметры подсистемы «очистные работы» горнотехнической системы шахты «Жерновская-1»	99
4.5. Экономическая эффективность результатов исследований	108
ВЫВОДЫ	115
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	118
ЛИТЕРАТУРА	120

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Изменчивость и разнообразие горно-геологических условий разработки угольных месторождений России определяют необходимость использования различных проектных и технологических решений с учетом возможности дальнейшей их корректировки.

В последнее время развитие подземной добычи угля происходило, в основном, за счет применения современного, надежного и эффективного очистного и проходческого оборудования и вспомогательной техники. В то же время технологические схемы и способы вскрытия, подготовки и системы разработки угольных месторождений, как правило, не изменяются в течение достаточно длительного времени. Многие из них, несколько видоизменяясь, используются уже десятилетиями.

Сложная пространственная система горных выработок является наиболее консервативной частью горнотехнической схемы угольной шахты, но при этом каждый этап развития техники совпадает с использованием характерных именно для этого этапа, наиболее рациональных технологических решений при проектировании сети горных выработок угольной шахты.

В связи с этим высокие требования должны предъявляться к качеству проектирования горнотехнической системы, которой и является угольная шахта с участком недр, подлежащих освоению. Обоснованные проектные решения во многом определяют облик будущей высокопроизводительной шахты с высокой концентрацией и интенсификацией горных работ.

Одним из путей решения этой задачи является совершенствование проектных работ, обеспечивающих синтез достаточного множества вариантов на основе использования математического моделирования и методов оптимизации проектных решений при выборе рационального варианта горно-технической системы угольной шахты.

В свете вышеизложенного задача комплексного обоснования параметров горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт, безусловно, является весьма своевременной и актуальной.

Цель работы – разработка научно-методического обеспечения комплексного обоснования параметров горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт на основе синтеза рациональных пространственно-планировочных решений, оптимизации параметров основных технологических подсистем и выбора горнодобывающего оборудования для повышения уровня концентрации и интенсификации процессов подземной угледобычи.

Идея работы заключается в использовании системного подхода к оптимизации параметров функционирования горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт на базе синтеза прогрессивных технологических решений с учетом многоуровневой оценки качества принимаемых проектных решений.

В соответствии с поставленной целью в диссертации были сформулированы и решены следующие основные задачи:

- анализ производственного опыта и аналитических исследований по выбору и обоснованию прогрессивных горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт;
- установление перечня уровней и элементов прогрессивности и экономичности горнотехнической системы шахты;
- разработка модели формирования альтернативных вариантов отработки запасов шахты и выемочных полей с максимизацией полноты извлечения запасов и минимизации эксплуатационных издержек;
- определение области применения структурных элементов разработанной модели;
- разработка алгоритма формирования матрицы совокупных коэффициентов эффективности отдельных элементов горнотехнической системы на основе статистической отчетности прогрессивных шахт исследуемого региона на базе экспертного опроса;
- формирование совместимых проектных вариантов горнотехнических систем угольных шахт по горно-геологическим и горнотехническим условиям и совместимости отдельных элементов;

– выбор оптимального варианта горнотехнической системы шахты из множества допустимых с учётом адаптивности и совместимости отдельных подсистем внутри каждого варианта;

– апробация и верификация результатов исследований на конкретном проектируемом угледобывающем предприятии (шахта «Жерновская - 1», Кузбасс).

Основные научные положения, выносимые на защиту:

– модель определения совокупных коэффициентов эффективности синтезированных проектных решений горнотехнической системы высоко-производительных угольных шахт, отличающаяся возможностью формирования совместимых вариантов проектирования на основе определения уровня значимости и полезности каждого показателя и его соответствия принятому эталону;

– комплексный критерий оценки эффективности горнотехнической системы угольных шахт, целевая функция которого определяется на основе использования методов теории принятия сложных решений с учетом адаптивности и совместимости коэффициентов эффективности отдельных элементов при ограничении горно-геологического и горнотехнического плана;

– методика выбора рациональных вариантов горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт, отличающаяся поуровневой оценкой качества отдельных подсистем и позволяющая путем совместной оптимизации количественных характеристик и параметров конструировать для конкретных горно-геологических условий отработки запасов шахтных полей проектные решения с высокой концентрацией и интенсификацией горных работ.

Научная новизна работы состоит в следующем:

– предложена модель обоснования функциональной структуры горно-технической системы высокопроизводительной угольной шахты, реализующая все адаптивные и совместимые технологические элементы отработки запасов шахтных полей;

– установлены взаимосвязи между подсистемами и элементами горно-технической системы высокопроизводительной шахты с учётом количественных и качественных характеристик угольных пластов;

– разработаны методические основы формирования алгоритма оценки и выбора рациональной горнотехнической системы высокопроизводительной угольной шахты, обеспечивающей должную конкурентоспособность угольной продукции в современных рыночных условиях.

Научное значение исследования состоит в разработке методического подхода обоснования оптимальных параметров горнотехнической системы высокопроизводительной угольной шахты, включающего определение критериев эффективности рассматриваемых вариантов, а также отдельных структурных элементов внутри каждого варианта, которые позволяют всесторонне оценить качество принимаемых проектных решений с учетом возможности их дальнейшей корректировки.

Практическое значение исследований заключается в:

- выявлении рационального сочетания конструктивных элементов горнотехнической системы угольной шахты, обеспечивающей высокие технико-экономические показатели подземной угледобычи;
- объективной оценке эффективности функционирования подсистем и элементов проектируемой горнотехнической системы высокопроизводительной угольной шахты в различных горно-геологических условиях;
- разработке рекомендаций по обоснованию перспективных планов и программ развития горных работ с учетом ориентации на прогрессивные элементы горнотехнических систем угольных шахт Кузбасса.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждаются:

- применением современных методов научных исследований;
- анализом представительного объема статистической информации прогрессивных шахт ОАО УК «СУЭК-Кузбасс») о горно-геологических и горнотехнических условиях разработки пологих угольных пластов Кузбасса и технико-экономических показателях работы шахт;
- удовлетворительной сходимостью (расхождение не более 10%) теоретических и фактических технических и технологических решений, используемых

на современных высокопроизводительных шахтах Кузбасса, добившихся высоких технико - экономических показателей;

– результатами практического использования разработанной методики комплексного обоснования рациональных вариантов горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт

Реализация выводов и рекомендаций. Разработанная в диссертации «Методика комплексного обоснования параметров горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт» утверждена ОАО УК «СУЭК-Кузбасс» и принята к использованию на шахтах угольной компании при проектировании работ по дальнейшему развитию горного производства.

Практическая апробация полученных результатов осуществлена на примере проектируемой шахты «Жерновская - 1» (Кузбасс).

Апробация работы. Основные результаты диссертации, основополагающие методические положения и аспекты были доложены на Международных симпозиумах «Неделя горняка» (г. Москва, 2012-2016гг.), Международной научно-исследовательской конференции «Повышение качества образования, современные инновации в науке и производстве» (г. Прокопьевск, 2015 г.), на научных семинарах кафедры «Геотехнологии освоения недр» НИТУ «МИСиС» (2014-2017 гг.).

Публикации. Автором диссертации опубликованы 6 научных работ (из них 4 статьи – в изданиях, входящих в перечень ВАК Минобрнауки России).

Объем работы. Диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, содержит 30 таблиц, 13 рисунков и список литературы из 101 наименования.

1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА. СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ШАХТ.

1.1. Анализ существующих методов проектирования и обоснования параметров горнотехнических систем угольных шахт

Методологической основой для выполнения диссертации послужили труды видных отечественных и зарубежных ученых [1-20] в следующих областях:

– проектирование угольных шахт: А.С. Бурчакова, В.Н. Вылегжанина, В.М. Еремеева, А.С. Малкина, Е.В. Петренко, А.В. Ремезова, В.А. Харченко, М.И. Устинова и др.;

– проектирование рудников и карьеров: акад. РАН К.Н. Трубецкого, чл.-корр. РАН Д.Р. Каплунова, М.В. Рыльниковой и др.

– технологии подземной разработки пластовых месторождений: А.С. Бурчакова, Н.К. Гринько, А.А. Атрушкевича, А.Б. Ковальчука, В.Н. Фрянова, П.В. Егорова, А.В. Ремезова, В.Д. Явлевского и др.;

– в теории систем и системного анализа: В.Н. Вылегжанина, Н. Винера, Э. Квейда, Дж. Кемени, С.П. Никонорова, С.Л. Оптнера, Е.И. Рогова, Ф.И. Перегудова, Н.П. Федоренко и др.;

– экономико-математического моделирования, оптимизации, экономики горной промышленности и организации: А.С. Астахова, Б. М. Воробьева, С.С. Резниченко, П.З. Звягина, К.К. Кузнецова, А.М. Курносова, Я.В. Моссаковского, В.И. Ганицкого, О.А. Байконурова и др.

Представляют безусловный интерес диссертации, защищенные в том числе и в последнее время по заявленной тематике, а именно: В.В. Агафонова [21], А.С. Оганесян [22], Л.И. Шулятьевой [23], А.В. Федаша [24], А.Н. Домрачева [25], А.В. Соколовского [26], В.А. Федорина [27], С.В. Ясучени [28], Е.Н. Миндубаевой [29], Н.С. Бегезы [30], Ю.Д. Янтуриной [31] и др.

Вопросам совершенствования методов проектирования угольных шахт уделялось и уделяется большое внимание в научных работах коллективов институтов: ННЦ ГП-ИГД им. А. А. Скочинского, ИПКОН РАН РФ, МГИ – НИТУ «МИСиС», Институт угля и углехимии СО РАН, КузГТУ, ТулГУ и др.

Основоположниками горной науки Б. И. Бокием, Л. Д. Шевяковым, А. М. Терпигоревым, М. М. Протодяконовым созданы фундаментальные труды, послужившие основой научной теории оптимального проектирования горных предприятий.

Начиная с 60-х годов прошлого века, на базе широкого внедрения математических и оптимизационных методов, а также возможностей вычислительной техники, значительный вклад в развитие теории оптимального проектирования угольных шахт внесли работы А. С. Астахова, П. В. Авдулова, А. С. Бурчакова, Б. М. Воробьева, Э. И. Гойзмана, В. М. Еремеева, Я. З. Звягина, В. М. Зыкова, Н. Г. Капустина, Л. Л. Каверина, С. С. Квона, А. П. Килячкова, К. К. Кузнецова, А. С. Кузьмича, А. М. Курносова, С. М. Липкович, Н. В. Мельникова, А. С. Малкина, А. И. Митейко, И. П. Набродова, А. М. Найдыша, А. С. Попова, А. А. Пирского, Е. И. Рогова, А. С. Сагинова, А. В. Старикова, А. П. Судоплатова, Г. А. Стрекачинского, Е. Н. Тучкова, М. И. Устинова, В. А. Харченко, С. В. Цоя, и других выдающихся учёных.

Основные тенденции развития методов оптимального проектирования заключались в последовательном повышении степени адекватности математических моделей реальным производственным процессам и исходным горно-геологическим условиям, увеличении номенклатуры оптимизируемых технологических решений, применении все более совершенных математических методов и использовании средств вычислительной техники.

Наибольшее применение при решении проектных задач в настоящее время находит метод математического моделирования вследствие его широких расчетных возможностей и наглядной достоверности результатов.

Используются и другие математические методы, основанные на статистике, прогнозировании, таксономии, теории вероятностей, принципе декомпозиции сложных систем, теории графов и др.

Конечной целью при проектировании горнотехнических систем угольных шахт является определение проектной мощности и срока службы шахт, схем и способов вскрытия, подготовки, отработки и вентиляции, оптимальных значений

количественных характеристик технологических схем, схем и средств механизации подготовительных, очистных и транспортных работ и т.д.

Современное научное представление об угольной шахте как о сложной функциональной системе и использование методов операционных исследований легло в основу метода комплексной оптимизации проектных решений [37, 38, 39, 40, 41], а также метода поэтапного проектирования [38, 42, 43, 44, 41]. Развитие метода экономико-математического моделирования с использованием возможностей вычислительной техники применительно к задачам, связанным с проектированием угольных шахт, получил в работах А.И. Курносова, М. И. Устинова, А. И. Митейко, К. К. Кузнецова и др. [39, 45, 46].

Первые экономико-математические модели разрабатывались для определения нескольких оптимизируемых параметров технологической схемы шахты на базе выбранных 2-3 качественных вариантов схем вскрытия и подготовки. В работе [47] с учетом семи горно-геологических факторов (мощность и угол падения пласта, объёмный вес угля, метанообильность и др.) производилась оптимизация по 11-ти факторам (число одновременно работающих лав, панелей и т.д.). Критерием оптимальности был принят минимум приведённых затрат на 1 т промышленных запасов. Выбор схем вскрытия и подготовки ограничивался центрально-отнесённым или центрально-сдвоенным расположением вертикальных стволов, при варьируемом числе панелей в блоке. В работе [48] была построена экономико-математическая модель для определения оптимальных параметров шахты с блоковой схемой вскрытия при разработке свиты пластов.

В работах А. А. Сагинова и С. С. Квона [49] производился расчет суммарных затрат по четырём группам комплексов - угольному, породному, вентиляционному и вспомогательных работ с целью сравнения схем вскрытия для условий Карагандинского бассейна. В результате обоснована целесообразность вскрытия пологих пластов комбинированным способом (главным наклонным и вспомогательным вертикальным стволами) при мощности наносов, не превышающей 170 м и длине наклонных стволов до 2000 м.

Методика выбора рациональных схем вскрытия и подготовки свиты поло-

гих угольных пластов средней мощности в работе А. А. Кафорина [38] представлена в следующей последовательности: эскизная проработка схем и способов вскрытия, подготовки, схем вентиляции и транспорта и т.д.; систематизация разработанных вариантов и синтез возможных технологических схем с учётом совместимости апологических решений; выбор вариантов схем вскрытия и подготовки с использованием логического анализа и математического моделирования. Перебор вариантов осуществляется по критерию отклонения удельной прибыли от её нормативного уровня, причём отдельно производится выбор качественных признаков (схем и способов вскрытия и подготовки и др.) при фиксированных количественных (длина лавы, нагрузка на лаву, проектная мощность и др.) и определения количественных для отобранных вариантов сочетаний качественных [38]. Следует отметить, что при таком методе выбора вариантов технологических схем могут быть потеряны приемлемые решения.

Более эффективный метод выбора предпочтительных вариантов технологических схем шахт описан в работе Бурчакова А. С., Харченко В. А., Кафорина Л.А. [42]. Рациональные технологические схемы выбирались по 25 технико-экономическим критериям (эксплуатационные затраты, первоначальные капитальные затраты, надёжность, протяжённость поддерживаемых горных выработок, возможность концентрации горных выработок и др.), каждый из которых мог принимать три качественных значения. Техничко-экономические критерии классифицировались по 6 уровням: способы вскрытия, схемы вскрытия, схемы отработки шахтного поля, схемы подготовки, способы подготовки и системы разработки. С целью определения оценок по критериям каждого элемента уровня был проведен экспертный опрос. На основе оценок производится обоснованный выбор подмножества предпочтительных вариантов технологической схемы шахты. Оптимизация предпочтительных вариантов осуществляется с помощью экономико-математического моделирования по критерию отклонения удельной прибыли от её нормативного уровня.

В работах [39, 50] формулируются методические принципы экономико-математического моделирования сложных систем, выбора и обоснование критерия оптимальности. Авторами разработаны экономико-математические модели для

проектирования одиночных и блокового типа шахт. Однако структура целевой функции модели является зависимой от топологии сети горных выработок. Таким образом, изменение качественных характеристик технологической схемы шахты (схемы вскрытия, подготовки, системы разработки и др.) приводит не только к увеличению объёма вычислительных процедур, но и к необходимости корректировки функции цели и системы ограничений.

Метод технологического моделирования шахт нового технико-экономического уровня, разработанный в свое время в ННЦ ГП - ИГД им. А. А. Скочинского [32], основан на разделении системы «Шахта» на отдельные подсистемы с последовательным выбором оптимальных решений по каждой из подсистем. В качестве центральной подсистемы, с которой начинается процесс оптимизации системы «Шахта», выделена подсистема «Технология очистных работ». Решения, принятые по этой подсистеме, используются как исходные данные для последующих подсистем: «Технология подготовительных работ», «Способ вскрытия и подготовки шахтного поля», «Технология магистрального транспорта и подъёма», «Технология поверхности шахты», «Управлении шахтой», «Технология закладочных работ». Для каждой из подсистем были разработаны свои критерии оптимальности, ведущую роль среди которых занимает минимизация трудоёмкости работ.

Работы учёных ИГД АН Республики Казахстан [52,53] посвящены разработке теории оптимального автоматизированного проектирования вскрытия и подготовки шахтных полей. Был представлен так называемый безвариантный метод, в котором формирование экономико-математической модели производится на основе синтеза оптимальных сетей горных выработок.

В свое время ведущими специалистами института «Центрогипрошахт» были разработаны и систематизированы основные принципы экономико-математического моделирования при проектировании угольных шахт, основанные на применении современных математических методов и возможностей вычислительной техники [54]. При этом предлагалась следующая последовательность построения процесса проектирования: обработка и анализ исходных данных; выбор

качественных технологических решений; определение номенклатуры и диапазона варьирования количественных параметров отдельных технологических решений; создание экономико-математической модели будущей шахты; разработка алгоритмов расчёта и блок-схем; реализация экономико-математической модели на ЭВМ; анализ результатов расчета и определение оптимального варианта, множество качественных технологических решений определяется на основе проработки наиболее прогрессивных проектов строительства и реконструкции действующих угольных шахт.

По мнению авторов работ [55], шахта имеет свойства сложной системы, в связи с чем основным направлением развития методов выбора оптимальных технологических решений они считают переход от детерминированных моделей к стохастическим.

В работе [32] рассмотрен вопрос о повышении надёжности результатов экономико-математического моделирования при проектировании шахт в сложных горно-геологических условиях. Авторы предлагают на основе определения законов распределения (и их параметров) исходной горно-геологической информации привести форму модели к вероятностно-аналитическому виду, что позволит повысить качество проектных решений.

На основе метода имитационного моделирования предпринимались попытки учесть случайную природу горно-геологических факторов при оптимизации параметров шахт [56]. Определялись вид и параметры законов распределения случайных горно-геологических факторов. А затем, с помощью статистических испытаний, в результате реализации экономико-математической модели определялось распределение критерия оптимальности, анализ которого служил обоснованием меры сравнительной экономической равноценности вариантов технологической схемы шахты.

В работах [57, 58] предлагается учитывать изменчивость горно-геологических условий при оптимизации технологических решений путем применения критерия адаптации технологической схемы и его элементов к меняющимся параметрам окружающей среды. Однако значительная часть технологических ре-

шений (таких как схемы и способы вскрытия и подготовки шахтного поля, системы разработки и пр.), подлежащих оптимизации при проектировании угольной шахты, выбирается по экономическим критериям, а не по техническим возможностям, и в этих случаях критерий адаптации не применим.

Анализ работ показал, что задачу выбора горнотехнической системы шахты можно рассматривать как три отдельные задачи:

- определение оптимальных мест заложения выработок;
- выбор множества качественных параметров технологической схемы шахты (например, способов вскрытия и подготовки, средств транспорта, типа механизации очистного забоя и др.);
- оптимизация количественных характеристик технологических схем, таких как длина выемочного столба, длина лавы, размеры блока и т.д.

Первая задача интерпретируется как задача размещения и успешно решается соответствующими методами. В ИГД СО АН было разработано математическое обеспечение для решения задачи определения оптимальных мест заложения выработок [59].

Оценка и выбор качественных решений считается в настоящее время более существенной задачей для проектирования сложных систем (к которым относятся угольные шахты), чем оптимизация количественных характеристик [60, 61, 62]. Кроме того, в ряде работ [38, 43, 63, 59] доказывается, что качество выбора вариантов технологических схем и высокая степень уверенности в оптимальности результатов зависят от количества сопоставляемых альтернатив.

Для решения локальных задач оптимального проектирования угольных шахт созданы эффективные методы, что же касается проблемы в целом, то существующие методики выбора оптимальных технологических схем шахт можно условно разделить на два направления:

- выбор наилучшего из множества допустимых вариантов технологических схем;
- последовательное формирование вариантов решения по уровням технологических схем с последующей оптимизацией количественных характеристик.

Оба подхода имеют свои преимущества и недостатки. Первый позволяет получить достаточно точные значения оптимизируемых параметров с учётом взаимовлияния отдельных технологических решений. Второй подход даёт возможность использования в процессе проектирования всего множества допустимых альтернативных решений, но пренебрегает явлением взаимодействия отдельных элементов технологической схемы шахты, а, следовательно, полученное решение может оказаться локальным оптимумом. Получить объективные, точные и достоверные результаты в процессе проектирования угольной шахты возможно только при помощи метода, синтезирующего достоинства обоих подходов.

Современное научное представление в области выбора и обоснования технологических решений основывается на том, что угольная шахта рассматривается как сложная многофункциональная система.

Идеи системного подхода нашли отражение в методах поэтапного проектирования шахт и синтеза новых технологических схем [64,38, 43,61,65], а также в методе комплексной оптимизации, разработанном А.С. Бурчаковым, А.М. Курносовым, А.С. Малкиным и др. [64,42,66,51,65].

Поэтапная оптимизация параметров горного предприятия реализуется на основе принципов динамического программирования [69]. В основе этого метода лежит принцип поэтапного проектирования, однако возможности этого метода ограничены.

Дальнейшее развитие экономико-математическое моделирование получило в работах М.И. Устинова, А.М. Курносова, К.К. Кузнецова, А.И. Митейко [66,56,51].

Разработке теории оптимального автоматизированного проектирования вскрытия и подготовки шахтных полей посвящены работы Г.П. Данилиной и С.В. Цоя [67], где экономико-математическая модель формируется на основе метода синтеза оптимальных сетей горных выработок. П.В. Бишеле и А.В. Стариков [68,69] разработали методические основы оптимизации вариантов развития горных работ для действующих и проектируемых шахт.

В этой группе работ разрабатывались экономико-математические модели

(ЭММ) для оптимизации количественных параметров на базе 2-3 выбранных качественно разных вариантов схем подготовки и вскрытия. Первые ЭММ были разработаны для определения оптимальных параметров технологической схемы шахты с учетом различных горно-геологических и горнотехнических факторов: мощность и угол падения пласта, объемный вес угля, газообильность выработок, число одновременно работающих лав, панелей, подвигание лавы, сечение выработок и др. Критерием оптимизации являлись приведенные затраты (суммарные, капитальные и эксплуатационные затраты на 1 т промышленных запасов).

На основе экономико-математического моделирования А.Л. Курносов, И.П. Набродов, А.А. Чурилов, М.М. Смиренский, Л.А. Ликальтер [47, 70] разработали экономико-математические модели шахт для условий перспективного развития Донбасса и Кузбасса.

С использованием метода экономико-математического моделирования с учетом газоносности пластов А.И. Фридманом осуществлен выбор типа шахты и определены параметры блоковой схемы отработки шахтных полей для условий пологих пластов Донбасса [52].

В работе [54] разработана методика оптимизации параметров угольной шахты с применением математических методов и вычислительной техники, в которой систематически изложены основы экономико-математического моделирования в проектировании.

Методика предлагает следующий порядок построения экономико-математической модели: анализ исходных данных; назначение технологических решений будущей шахты (качественные характеристики); установление перечня и диапазона изменения количественных параметров отдельных элементов; составление экономико-математической модели шахты; составление блок-схемы и алгоритма; расчет на ЭВМ; анализ и определение оптимального варианта. В результате перебора 2-3 вариантов, которые определяются путем проработки наиболее современных проектов строительства и реконструкции действующих шахт, разрабатывается экономико-математическая модель с учетом постоянных и переменных горно-геологических и горнотехнических факторов.

Основной недостаток такого подхода состоит в том, что далеко не всегда

обеспечивается получение эффективного решения, поскольку среди интуитивно назначенных и проработанных наилучшего варианта может не оказаться.

1.2. Основные характеристики горнотехнических систем угольных шахт

До настоящего времени при характеристике горнотехнических систем угольных шахт используются словосочетания: технологическая характеристика объекта (А.С. Бурчаков, Н.К. Гринько, Д.В. Дорохов, Ю.А. Жежелевский и др.) технологические комплексы (А.П. Килячков, А.В. Брайцев и др.), технологический участок (А.С. Бурчаков, Н.К. Гринько, Ю.А. Жежелевский) технология очистных работ (А.П. Килячков и др.), технологическая схема шахты (А.С. Малкин, Л.А. Пучков, А.Г. Саламатин, В.М. Еремеев и др.).

При исследовании научных трудов отечественных ученых следует отметить применение следующих словосочетаний: система разработки - (А.С. Бурчаков, Н.К. Гринько, Д.В. Дорохов, Ю.А. Жежелевский и др.), автоматизированные системы управления и контроля - (Н.Я. Лобанов, С.С. Резниченко, А.А. Ашихмин и др.) транспортно-технологическая система - (Н.Я. Лобанов, Г.А. Голованов), супер динамические системы - (Ю.Н. Малышев), симхион - (система - единичная, материальная, историческая) - (В.М. Еремеев, Ю.С. Григорьев и др.), т.е. в исследовании угольных шахт применим термин система, системный подход и к проектированию, и к созданию высокоэффективных горнотехнических систем – высокопроизводительных угольных шахт.

Существует деление угольных предприятий на перспективные, стабильные, неперспективные (С.А. Прокопенко, Б.В. Красильников) [2], а также применяется ряд других характеристик: убыточные - прибыльные, новые - старые, конкурентоспособные - не конкурентоспособные и т.п. Следует уточнить качественные отличия горнотехнической системы высокопроизводительной угольной шахты от перспективной, или стабильной шахты. Поэтому необходимо внести терминологическую ясность в применение того, или иного определения при идентификации сложной горнотехнической системы угольной шахты.

Для этого проанализируем структурный состав угольных шахт и динамику изменений качественных и количественных показателей за период реструктуризации и определим характерные группы соответствующие вышеприведенным типам.

Шахта нового технологического уровня (ШНТУ). Данное направление новой теории эталонного проектирования шахт сформулировал в своей работе проф. В.Н. Вылегжанин, где дано определение собственно типа эталона шахт и понятие шахты нового технологического уровня [9].

Вылегжанин В.Н. определял следующие типы подземных горных предприятий:

Малая шахта (шахта-модуль) - горное предприятие с подземным способом угледобычи, масштабы которого ограничены однократным циклом вскрытия запасов и простой инфраструктурой. С ограниченным сроком существования до 15 лет для небольших участков или автономный шахто-модуль. Производственная мощность менее 0,6 млн./год.

Средняя (типовая) шахта - горное предприятие с подземным способом угледобычи, масштабы которого при многократном воспроизводстве вскрытых запасов определены пропускной способностью заданного типоразмера ряда основных элементов технических решений (ЭТР). Со сроком службы более 20 лет и поэтапным вскрытием запасов месторождения оптимальным типовым ЭТР горнотехнического комплекса. Производственная мощность в пределах 0,9 - 2,0 млн.т/год.

Крупная шахта (шахта-гигант) - горное предприятие с подготовленными сложными участками масштабы которого превышают максимальную пропускную способность ЭТР и обеспечиваются блочно-модульным строением его инфраструктуры. Не имеет аналога - шахты, уникальные ЭТР, обеспечивающие индивидуальный проект для освоения горного месторождения. Производственная мощность в пределах 3,0 - 6,0 млн.т/год.

Угледобывающий комплекс (УДК) - система горных предприятий с единой технологической инфраструктурой, обеспечивающей угледобычу в масштабах геосистем угольного района. Предназначены для комплексного освоения пер-

спективных и уникальных угольных месторождений. Производственная мощность определяется возможностями горных предприятий.

Вышеприведенная классификация проф. В.Н. Вылегжанина, достаточно полно характеризует типы подземных горных предприятий, с позиций производственной мощности шахты, срока службы шахты, однако является важным и то, что классифицировать шахты необходимо с учетом их функционирования в рыночных условиях. При этом следует учитывать эффективность (рентабельности) всей технологической системы шахты, с учетом многогранности системы показателей рентабельности, в т.ч. и с учетом горной ренты, внутренней нормы рентабельности, с учетом системных критериев и другими инновационными моментами.

При дальнейшем анализе сложной технико-технологической системы - угольная шахта, следует рассмотреть работу В.М. Еремеева, где новая модель шахты - «симхион» - определяется как система - единичная, материальная, историческая [10]. Вышеприведенный термин «симхион» В.М. Еремеева достаточно полно характеризует предлагаемую модель функционирования угольной шахты в условиях неопределенности внешней среды, с позиций индивидуального видоизменения во времени, учета резервов увеличения рентабельности производства, надежности шахты как сохранения качества во времени, индивидуальном видоизменении во времени.

Следующий тип угольных шахт так называемых «супер динамические системы», обозначил академик РАН Ю.Н. Малышев [11]. Для того чтобы понять всю суть этого термина необходимо провести определенный анализ и сравнение ряда шахт, для конечной характеристики данного термина.

Очевидно, что на российских угольных шахтах, шахтах нового технологического уровня - шахта-лава (один высоконагруженный очистной забой), показатели в 3 - 4 раза ниже, чем в очистных забоях шахт США. Академик РАН Ю.Н. Малышев определяет эти американские шахты как «супердинамические системы», где скорость подвигания очистных забоев 5 - 10 м/смену или 15 - 25 м/сутки.

Как считает ряд ученых [8,13], при подземном способе добычи угля развитие

технического прогресса происходило на основе создания и внедрения новых машин и механизмов для очистной выемки, с чем можно выделить основные этапы его формирования. На рис. 1.1 представлены ретроспектива и прогнозирование этапов развития подземной угледобычи по проф. А.В. Ремезову [8].

В условиях динамично - развивающейся конкурентной среды на рынке угля данный теоретический подход развития горнотехнических систем угольных шахт (объекта исследования) будет недостаточно отражать их истинное состояние. Проф. Ремезов А.В. предлагает рассматривать теоретические основы функционирования высокопроизводительных горнотехнических систем угольных шахт [8] в виде 4-х векторной графической модели (рис. 1.2).

Для горнотехнической системы угольной шахты с ее спецификой производства особенно важным будет момент снижения всевозможных затрат во всех элементах системы, в результате чего создается так называемый синергический эффект (гр.*synergetikos* - совместный, согласованно действующий) [15]. На рис. 1.3 приводится модель функционирования шахты как сложной горнотехнической системы и формирования прибыли.

Создание современной горнотехнической системы высокопроизводительной угольной шахты в конкурентных [8] условиях должно базироваться на разработке и внедрению эффективных технологий подземной угледобычи.

Анализ практической деятельности при техническом перевооружении очистных работ горнотехнических систем угольных шахт, приведенный в работах [4], [5], [6], [7], [8], [18], [19], [20], [21], [22], [23], [24], [25], [26], [27], [28] позволил сделать выводы, что для создания проектов на уровне мировых необходимо предусматривать следующие технические решения [8], по подсистеме «Очистные работы».

- достижение высокой степени концентрации горных работ, что достигается «шахта-лава, шахта-пласт»;
- производить предельную экономическую оценку эффективности отработки запасов угля, в планируемых к отработке границ месторождения;
- необходима разработка высокопроизводительных угольных очистных комбайнов со скоростью подачи 15-20 м/мин, забойных очистных конвейеров с

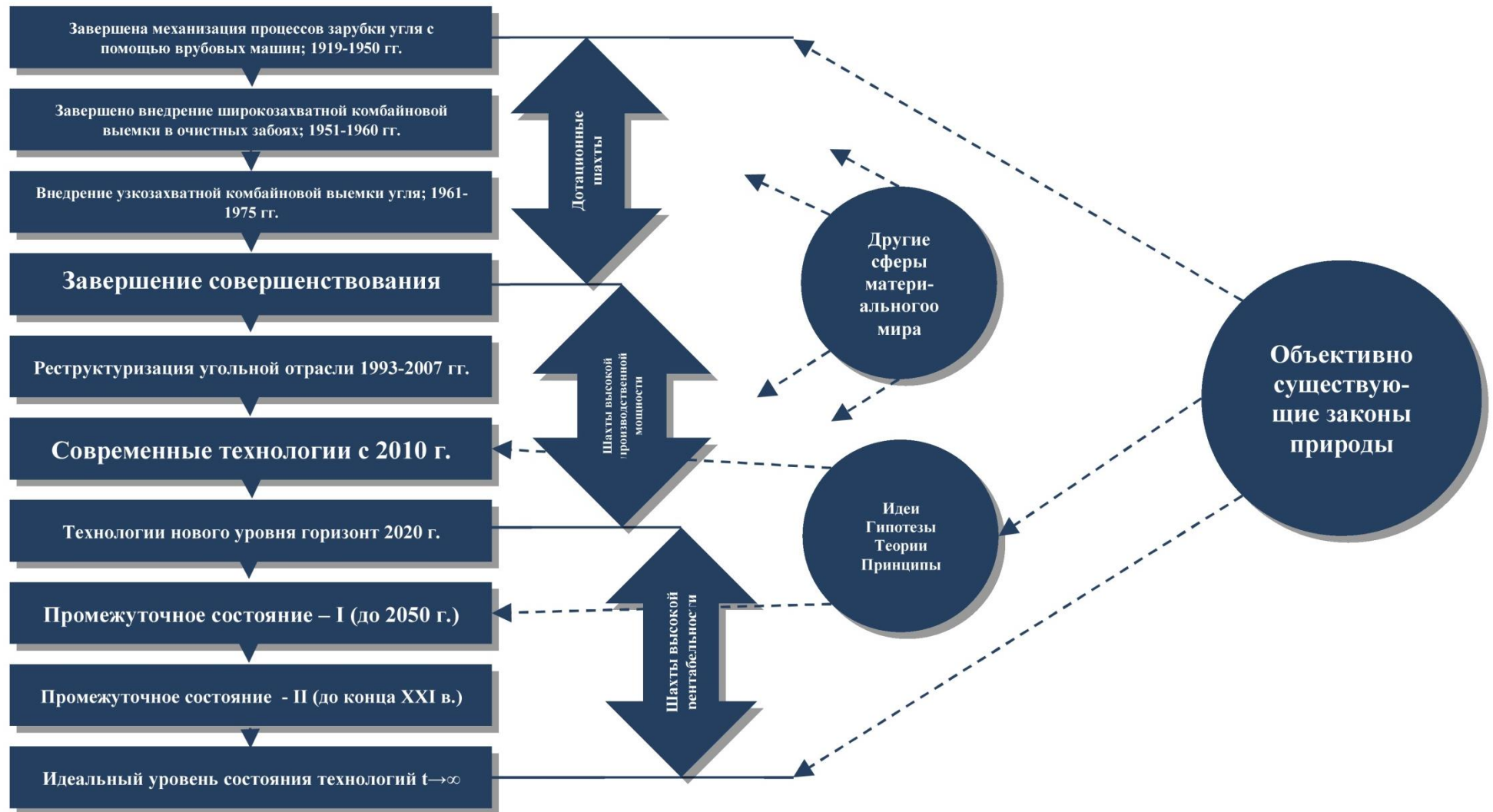


Рис. 1.1. Ретроспектива и прогнозирование этапов развития подземной угледобычи (по проф. А.В. Ремезову)

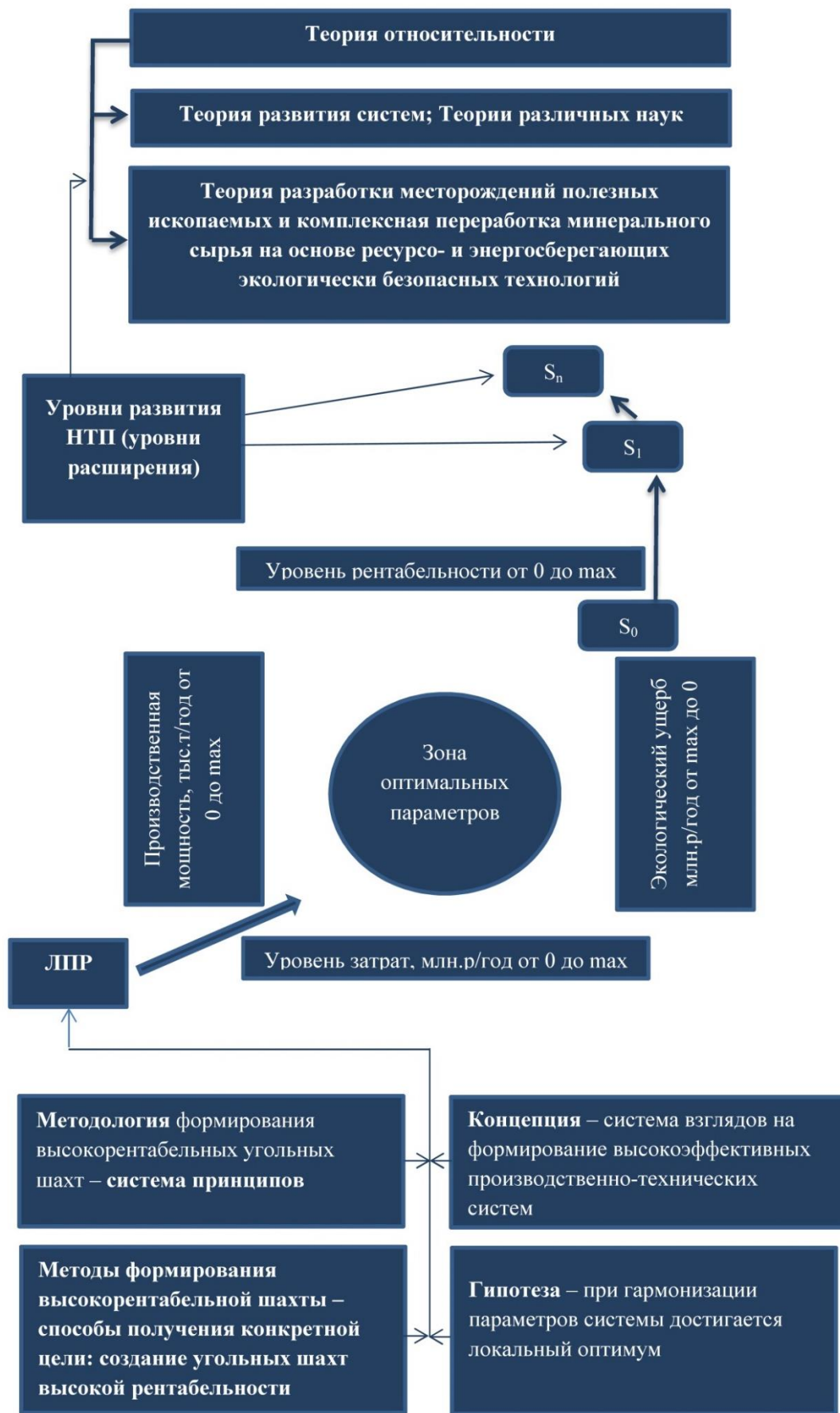


Рис. 1.2. Методологическая модель создания высокопроизводительных горнотехнических систем угольных шахт (по проф. А.В. Ремезову)

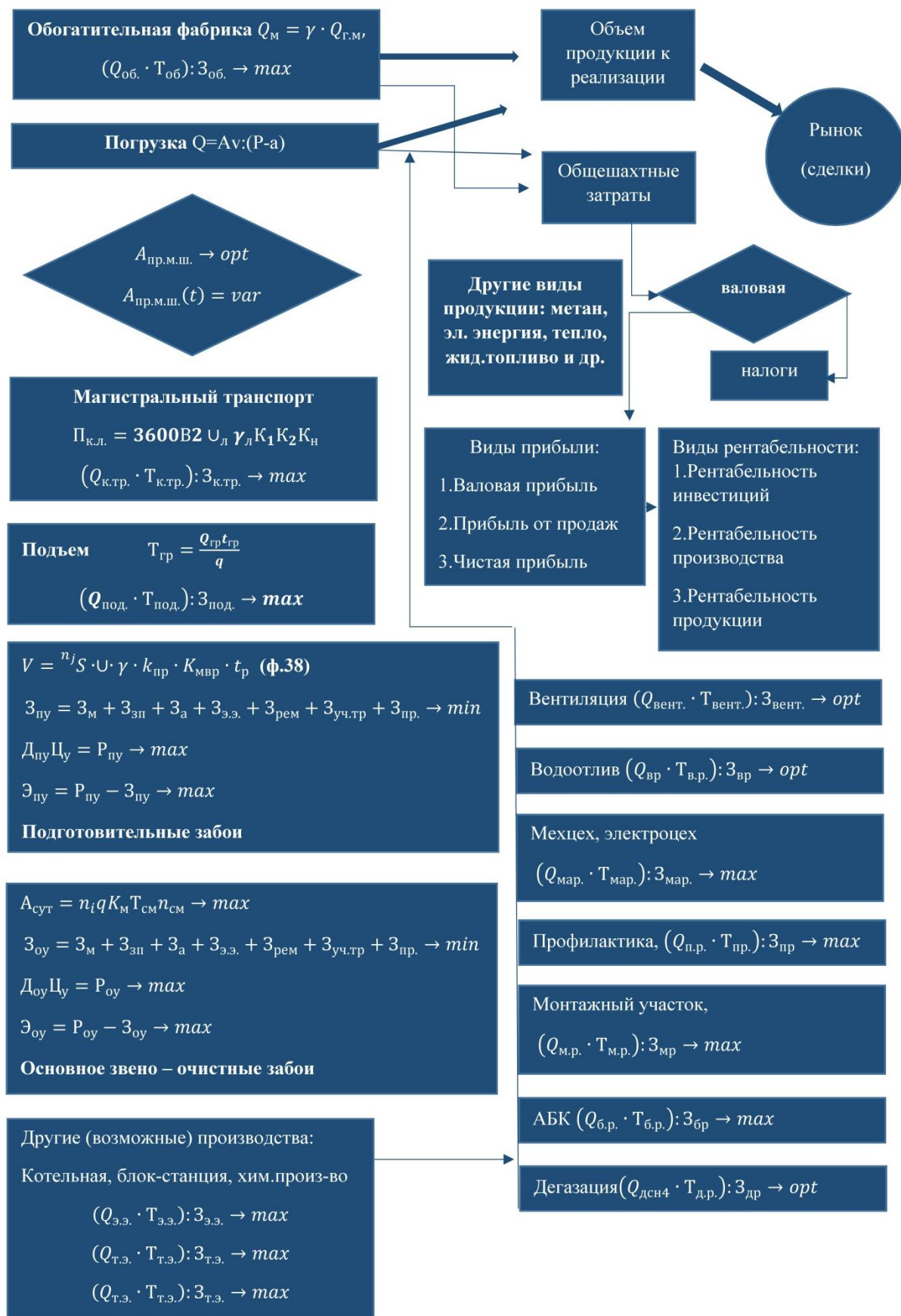


Рис. 1.3. Модель функционирования горнотехнической системы шахты и формирование прибыли (по проф. А.В. Ремезову)

производительностью 3000 т/ч и их рабочей длины до 350 м и более;

- повсеместно внедрять многоштрековую подготовку высокоэффективных очистных забоев;

- при отработке высокоэффективных очистных забоев для снижения безопасности их отработки по газовому фактору применять комплексные схемы управления газовыделением в границах выемочного участка (комбинированное проветривание, подземную дегазацию угольного пласта и отработанного пространства);

1.3. Систематизация горнотехнических систем подземной угледобычи

По одному из многочисленных определений система – это «совокупность взаимосвязанных элементов, направленных на достижение общей цели» [71], тогда технологическую схему шахты, состоящую из обособленных, но взаимосвязанных элементов (подъемных стволов, схем вентиляции, системы транспорта, сети горных выработок и т.д. направленных на достижение общей цели - добычи угля), также можно определить как горнотехническую систему. Проф. А.С. Бурчаков [69] определяет, что под технологической схемой шахты следует понимать совокупность очистных, транспортных, вентиляционных и вскрывающих горных выработок, а также комплекс поверхностных сооружений, позволяющих осуществлять основные и вспомогательные производственные процессы на базе определенных средств механизации и организации горных работ, направленных на экономичное и безопасное извлечение угля.

Проф. А.С. Малкин определяет термин технологическая схема шахты как технологически увязанное и согласованное в пространстве и во времени расположение горных выработок и средств механизации производственных процессов, обеспечивающих эффективную разработку угля [10]. Согласно этому, технологическая схема, к тому же определяется и способом вскрытия шахтного поля, и системами разработки, что еще больше усложняет понятие «технологическая схема», поэтому логично перейти к понятию горнотехническая система шахты, включающая как материально существующее, так запрограммированные решения в способе вскрытия шахтного поля, и в системах разработки пластов.

На основании вышеприведенных трех определений, технологическая схема шахты будет вполне соответствовать понятию горнотехническая система шахты, которая отождествляет почти всю шахту, т.к. не сказано только про персонал и финансы, хотя экономичное и безопасное извлечение угля это предопределяет. Следовательно, под горнотехнической системой шахты понимается совокупность методов отработки угольного пласта в конкретных горно-геологических условиях, при определенной композиции и взаимосвязи элементов процесса угледобычи (основных подсистем), при целевой функции минимизации затрат ресурсов и максимизации эффективности.

Кроме того, этот термин характеризует формальное представление горнотехнической системы (угольная шахта) функционирующей в условиях конкурентной среды. Проф. А.С.Малкин [10] отмечает, что под технологической схемой шахты следует понимать совокупность очистных, транспортных, вентиляционных и вскрывающих горных выработок, а также комплекс поверхностных сооружений, позволяющих осуществлять основные и вспомогательные производственные процессы на базе определенных средств механизации и организации работ, направленных на экономичное и безопасное извлечение угля.

А.С. Бурчаков, в сравнении технологическую схему шахты определяет как технологически увязанное и согласованное в пространстве и во времени расположение горных выработок и средств механизации производственных процессов, обеспечивающих эффективную разработку угля [69].

Бурчаков А.С. приводит 23 пункта основных требований, которым должна отвечать технологическая схема современной шахты [69], а в сущности все это сводится к следующим характеристикам и параметрам: пропускной способности, концентрации горных работ, надежности, безопасности, динамичности, трудоемкости и экономической эффективности.

Для того чтобы выбрать экономичную горнотехническую систему шахты необходимо тщательно изучить существующие классификации качественных характеристик технологических схем угольных шахт.

Как утверждает проф. А.С. Бурчаков [69], классификация строится на основе системного анализа; при этом шахта рассматривается как сложная система,

характеризующаяся чрезмерно большим разнообразием возможных и экономически целесообразных комбинаций составляющих ее элементов (по качественным характеристикам и количественным параметрам элементов). В связи с этим процесс выбора рационального их сочетания (на стадии проектирования новых шахт, реконструкции действующих или для бизнес-планирования) является многовариантным. Поэтому основное целевое назначение классификации - направленный выбор из множества возможных комбинаций наиболее целесообразных, отвечающих горно-геологическим и горнотехническим ограничениям, и наиболее конкурентоспособных по тому или иному экономическому критерию.

А.С. Бурчаков утверждает, что угольная шахта является сложной системой взаимосвязанных и взаимозависимых подсистем, имеющих определенные параметры [69]. Отдельные части этой сложной системы в свою очередь представляют собой нечто целое и образуют систему, подчиненную более простому руководящему принципу. Например, вскрытие шахтного поля представляет сочетание горных выработок, взаимоподчинение которых должно обеспечить доступ к полезному ископаемому и возможность ведения работ по подготовке его к выемке.

Шахту можно характеризовать совокупностью качественных и количественных параметров, учитывая, однако, что параметр - это величина, характеризующая основное свойство системы. Горная часть такой сложной системы, как угольная шахта состоит из четырех подсистем качественных характеристик: вскрытия, подготовки шахтного поля, отработки шахтного поля и системы разработки технологического участка. Перечисленные характеристики от более сложных переходят к более простым, образуя уровни классификации. Каждая из подсистем представляет собой сочетание совокупности горных выработок проведение и эксплуатация которых увязаны во времени и пространстве. Классификация качественных характеристик элементов формирует варианты технологических схем шахты (топологии выработок).

А.С. Бурчаковым [69] дана классификация качественных характеристик шахты по, которая позволяет упорядочить информацию о шахте, систематизация

качественных характеристик - представить многовариантную структуру угольной шахты в виде сложной системы.

Рассмотрим существующие классификации качественных решений технологических схем шахт и выберем наиболее динамичные и важные характеристики технологических схем, дающие реальный и эффективный результат, а именно, качественную характеристику - «системы разработки пластовых месторождений» (А.С. Бурчаков), «подземная добыча угля» (А.П. Килячков), «разработка пластов» (А.С. Кузьмич, К.П. Бетанели). А также современные подходы к разработке угольных пластов: шахта-лава, шахта пласт.

Проф. Ремезовым А.В. разработана классификация горнотехнических систем подземной угледобычи на основе существующих классификаций качественных характеристик шахты, но с более значимыми классификационными признаками: эффективность технологии, производительность технологии, безопасность технологии, надежность технологии, экологичность технологии, провести их оценку по индексам, а далее ранжировать комбинации и дать им параметрическую оценку.

Для создания обобщенной классификации качественных решений по Килячкову А.П., совместно рассматривались классификации схем вскрытия шахтного поля [72], классификацию способов выемки угля [72] классификацию систем разработки [72].

Проанализировав классификации видно, что они определяют только номинально (по названию) существование тех или иных способов по качественным решениям технологий шахт, но не определяют какой из них лучший, а определи лишь множество способов, распределение понятий по классам, на основании общих признаков. Проф. А.В. Ремезовым [8] предложена предварительная оценка современных горнотехнических систем угольных шахт (табл. 1.1)

Таблица 1.1 - Предварительная оценка горнотехнических систем угольных шахт по эффективности (по проф. А.В. Ремезову)

Вариант технологической системы	Соответствие уровню значимости						Пред. оценка эффект (баллы)
	пери- фе- рий- ный	раз- ви- ваю- щий ся	эф- фэк- тив- ные	ин- тен- сив- ные	иннова- цион- ные	про- рыв- ные	

ШСТУ (шахта старого технологического уровня)	+						1
ШНТУ (шахта нового технологического уровня)		+	+				2
Симхион (система, единичная, материальная, историческая)			+	+			4
Супердинамические системы угольных шахт (суперминсис)				+	+		8
Высокоэффективная технологическая система (ретехнологсис)				+	+	+(-)	10
Многофункциональная шахта-система (мультифунминсис)				+	+	+	20

Графическая модель горнотехнической системы угольной шахты [8] (по принципу входы - выходы), имеет вид (рис.1.4):

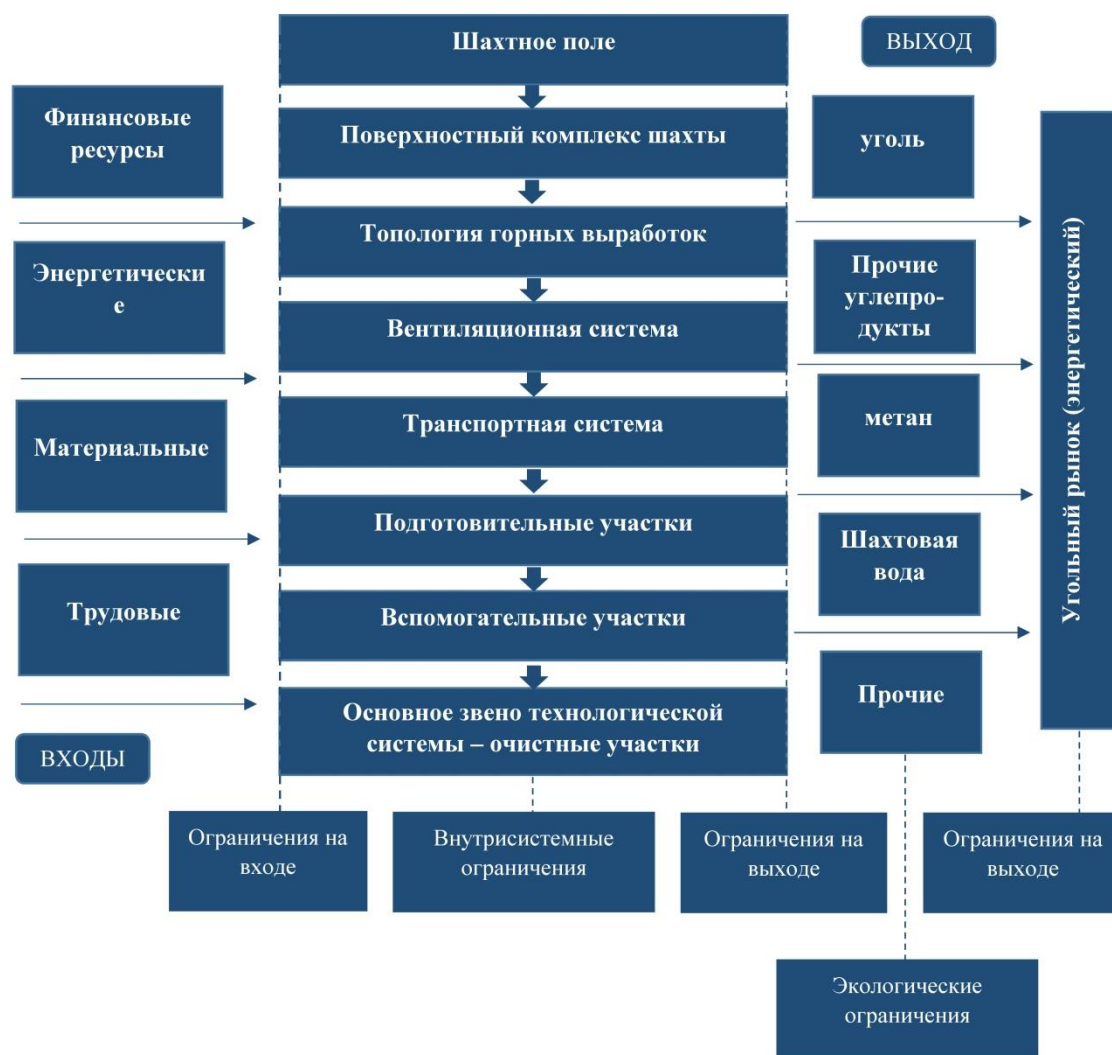


Рис.1.4. Графическая модель технологической системы шахты (по принципу входы-выходы)

В плане определения отличительных черт процесса подземной угледобычи основным общим и в тоже различным признаком во всех горнотехнических системах угольных шахт будет способ отделения угля от массива: механический, механо-гидравлический, гидравлический, буровзрывной. От этого зависит вид применяемой очистной техники, средства транспортировки, вентиляции и других специфических свойств технологической системы, которая в конечном счете определяется эффективностью добычи. Кроме того, от эффективности и масштабов функционирования основного технологического элемента горнотехнической системы шахты - очистного забоя и его характерных особенностей коренным образом определяется вся шахта - как сложная производственно-технологическая система. Заслуживает внимания классификация технологий подземной угледобычи (см. табл.1.2), разработанная проф. А.В. Ремезовым [8].

Таблица 1.2 - Классификация горнотехнических систем
подземной угледобычи (по проф. А.В. Ремезову)

Характерный тип технологии	Основные принципы организации горнотехнической системы	Основные параметры горнотехнической системы					
		Количество очистных забоев	Нагрузка очистной забой т/сут	Длина транспортирования угля по шахте	Объем добычи млн.т /год	Себестоимость 1 т угля р/г	Трудозатраты чел.
Периферийная	экстенсивная технология	>5	Менее 1000	более 5 км	1,5	>1000	2500
Стареющая	Комбинация экстенсивных и интенсивных принципов	>3	1000-1500	до 5 км	2,5	>900	2000
Интенсивная	Концентрация и интенсификация	3	2000-5000	3 км	3,5	>500	1500
Современная-динамичная	Поточность, динамичность	3	10000-25000	менее 3 км	20,0	>400	1200
Высокоэффективная	Поточность-системность-эффективность	2	5000-15000	менее 3 км	7-10,0	>300	1000
Инновационная	Информационность системность-эффективность	1	20000	менее 3 км	7,0	>500	500

Характерный тип технологии	Основные принципы организации горнотехнической системы	Основные параметры горнотехнической системы					
		Количество очистных забоев	Нагрузка канала очистной забой т/сут	Длина транспортирования угля по шахте	Объем добычи млн.т /год	Себестоимость 1 т угля р/г	Трудозатраты чел.
Прорывная	Радикальное преобразование технологической системы угледобычи	1	50000	менее 3 км	20,0	>200	500

Анализируя классификацию технологий подземной угледобычи, мы можем рассмотреть этот процесс, конкретно по отношению к самим горнотехническим системам угольных шахт, с параметрической оценкой их интенсивности и динамичности. (табл. 1.3).

Таблица 1.3 - Характеристики горнотехнических систем угольных шахт
(по проф. А.В. Ремезову)

Тип технологической системы шахты	Коэффициент машинного времени	Среднесуточная добыча из очистного забоя тыс.т/сут	Максимальная рабочая скорость Подачи комбайна, м/мин	Рентабельность, %	Ранг
ШСТУ (шахта старого технологического уровня)	0,3-0,4	1,0-1,5	2,-6,0	19,2 42,3 (К)	0
ШНТУ (шахта нового технологического уровня)	0,3-0,6	5,0-10,0	8,0-15,0	105,3(Р)	1
Симхион (система, единичная, материальная, историческая)	0,3-0,6	1,5-8,0	8,0-15,0	134,6 (7Н)	1
Супердинамические системы угольных шахт (суперминсис)	0,55-0,8	17,5-21,0 (факт) 30 и более	30	США	3
Высокоэффективная технологическая система (ретехнолосис)	0,6-0,7	5,0-10,0	12-20	151,8(3)	3
Многофункциональная шахта –система (мульти-фунминсис)	0,8-0,95	10-20	>30	Будущее >200	5

Комментарии по табл. 1.3: начальными буквами обозначены характерные

угольные шахты, с соответствующими технологическими системами: Б - ш. «Березовская», Р - ш. «Распадская», 7Н - ш. «им.7 Ноября», З - ш. «Заречная», супердинамические угледобывающие системы представляют шахты США.

Для определения параметров целевых групп шахт и их соотнесения к тому или иному типу горнотехнической системы проанализируем технико-экономические показатели по пороговым значениям эффективности функционирования целевых групп шахт Кузбасса, взяты типичные представители шахт с пороговыми значениями добычи - 1000, 2500, 3500, 4500, 10000 тыс.тонн в год.

Проводя сравнение угольных шахт США определенных супердинамичными системами, и российских по относительным показателям отражающим эффективность деятельности: - производительности и трудоемкости, мы имеем следующее:

- на российских шахтах производительность труда в месяц: 232-791 т/чел.мес
- на американских шахтах производительность труда в месяц: 892-2799 т/чел.мес
- на российских шахтах численность трудящихся: 286-745 чел.
- на американских шахтах численность трудящихся: 154-527 чел.

Выходом из сложившейся ситуации является обоснование параметров горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт.

ВЫВОДЫ

1. В результате проведенного анализа существующих методов проектирования и обоснования параметров горнотехнических систем угольных шахт установлено, что они требуют дальнейшего совершенствования и развития, поскольку изменяются требования к прогрессивным проектным решениям.

Традиционные методы проектирования шахт, основанные на выборе небольшого числа вариантов и их детальной оценке, не всегда приводят к нахождению оптимального варианта горнотехнической системы предприятия. Уменьшение вероятности выбора оптимального варианта обусловлено некоторой субъективностью процесса принятия решений, недостаточным анализом и учетом взаимосвязей между отдельными объектами и процессами. Существующие

в настоящее время методы, даже с применением ЭВМ, не исключают возможности получения не в полной мере оптимального решения вследствие локальной оптимизации по отдельным процессам и отсутствия совокупного критерия, позволяющего оценить эффективность всей горнотехнической системы угольной шахты.

2. Рассмотрены основные характеристики горнотехнических систем, а именно: малая шахта (шахта-модуль), средняя (типовая) шахта, крупная шахта (шахта-гигант) и угледобывающих комплекс (УДК). Представлены ретроспектива, прогнозирование этапов развития подземной угледобычи и методологическая модель создания высокопроизводительных горнотехнических систем угольных шахт. Детально проанализирована предварительная оценка современных горнотехнических систем по эффективности.

3. Проанализирована классификация технологий подземной угледобычи, характеризующая параметры следующих технологий: периферийная, стареющая, интенсивная, современная-динамичная, высокоэффективная, инновационная и прорывная. Применительно к каждой технологии определены параметры горнотехнической системы: объем добычи (млн. тонн/год), количество очистных забоев, нагрузка на очистной забой (т/сут), протяжённость транспортирования угля и себестоимость. Детально изучены типы горнотехнических систем угольных шахт: шахты старого технического уровня (ШСТУ), шахты нового технического уровня (ШНТУ), супердинамические системы угольных шахт, высокоэффективная технологическая система и многофункциональная шахта-система.

4. Определена система уровневых показателей оценки технологичности горнотехнической системы угольной шахты, именно:

- уровень производительности технологической системы;
- уровень безопасности технологической системы;
- уровень интенсивности технологической системы;
- уровень организации технологической системы;
- уровень экономичности элементов технологической системы;
- уровень управляемости элементов технологической системы.

5. Установлено, что методы конструирования горнотехнических систем

угольных шахт в особенно выбор качественных характеристик, требуют дальнейшего развития из-за присутствия в традиционных методах субъективных факторов и оценок. Формирование рациональных вариантов горнотехнических систем угольных шахт – это прежде всего процесс подготовки и обработки информации (горно-геологической, горнотехнической, экономической), с помощью которой синтезируют новую информацию в виде конструктивных технических и технологических решений процессов добычи угля.

2. МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ОБОСНОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

2.1. Оценка эффективности проектных решений горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт

Как отмечает проф. А.С. Малкин, в общей проблеме оценке эффективности проектов, а также действующих шахт выделяют измерение и оценку:

- эффективности функционирования конкретного элемента технологии, производственного процесса;
- оптимальности (сравнительной эффективности) проектных решений, параметров технологии;
- качества и прогрессивности проектов шахт и работы действующих шахт;
- коммерческой конкурентоспособности действующих шахт [10].

Кроме того, не всегда можно обойтись одним критерием оптимальности, как утверждает проф. А.С. Малкин, класс задач с 2–мя и более критериями называется сложными решениями, где имеется логическая противоречивость.

Оптимальное проектирование является следствием освоения проектировщиками теоретических и методических достижений, умелого их применения на стадии поиска, так и реализации наилучших решений. Оптимальное проектирование невозможно без сопоставления множества вариантов (несколько сотен и тысяч), причем надежность выбора оптимальных параметров шахты тем выше, чем больше число вариантов вовлечено в сопоставление.

Как было отмечено выше, один из основных принципов проектирования – многовариантность, порождает проблему обоснования и выбора вариантов горнотехнических систем угольных шахт. Разработаны эффективные методы предпочтительных [42] и экономически выгодных [43] вариантов. Эти методы в совокупности позволяют решить трудоемкую задачу выделения из огромного множества возможных вариантов горнотехнических систем угольных шахт сначала некоторой области рациональных, а из этой области – нескольких наиболее экономичных.

Наконец, методом комплексной оптимизации определяют одну оптимальную горнотехническую схему угольной шахты и количественные параметры шахты для разработки технического проекта строительства или совершенствования шахты (рис. 2.1) [10].



Рис. 2.1. Последовательность процесса оптимизации параметров горнотехнических систем угольных шахт (по проф. А.С. Малкину)

Метод выделения предпочтительных вариантов отличается определенной сложностью. Дело в том, что при выборе вариантов горнотехнической системы приходится считаться с тем обстоятельством, что значительная часть преимуществ или недостатков, в общем случае – свойств, отражена качественно: лучше, хуже, безопаснее и т.д.

Проф. А.С. Малкин описывает следующий алгоритм принятия научного решения при проектировании угольных шахт [10]:

- осознание необходимости принятия решения;

- выбор критериев оценки;
- выбор ограничений (критерии в некоторых пределах);
- формулирование множества альтернатив (вариантов решений);
- оценка вариантов решений по каждому критерию;
- определение решающего правила сравнения конкурирующих вариантов.

Для принятия решений в угольной отрасли проф. С.С. Резниченко [40], предлагает использование ряд следующих элементов теории выбора в принятии решений:

- задачи многокритериальной оптимизации;
- методы формирования альтернатив;
- количественные методы решения многокритериальных задач;
- теоретико-множественные методы;
- элементы теории статистических решений;
- методы теории игр.

Кроме этого следует отметить необходимость использования экономико-математических, экспертных методов и системного моделирования. Репрезентативный набор методов, применяемых при разработке и оценки проектных решений обозначен в работах С.С. Резниченко, МП. Подольского, А.А. Ашихмина [75].

Следует учитывать, что принятие решений при проектировании повысит свою эффективность при использовании методов компьютерного моделирования, отраженных в работах И.В. Орлова, В.А. Половникова [76] и др. Обобщение применяемых методов определения основных параметров горнотехнических систем угольных шахт приведено в табл. 2.1.

Таблица 2.1 – Методы определения основных параметров
горнотехнических систем угольных шахт

Наименование метода	Назначение	Автор, источник
Исследование целевой функции на экстремум	Определение размеров шахтного поля	А.С.Малкин [10]
Методы программирования (методы итерационных процедур)	Определение затрат на производство, объемов производства, себестоимости продукции	А.С.Малкин [10]

Наименование метода	Назначение	Автор, источник
Методы динамического программирования	Производственная мощность	А.С.Малкин [10]
Корреляционный анализ	Связи параметров технологии шахты	В.И. Ермакова, М.Р. Эфимова, Е.В. Петрова [93]
Регрессионный анализ	Связи параметров технологии шахты	В.И. Ермакова, М.Р. Эфимова, Е.В. Петрова [93]
Сетевой анализ	Оптимальное сочетание вариантов, пути развития технологии	С.С. Резниченко, А.А.Ашихмин [94]
Методы многокритериальной оптимизации	Принятие решений в сложных задачах выбора альтернативных вариантов	С.С. Резниченко, М.П.Подольский, А.А.Ашихмин [75]
Экономико–математическое моделирование	Моделирование всех производственно–экономических процессов на шахте	С.С.Резниченко, А.Ашихмин [94]
Экспертные методы	Оценка архисложных, неподдающихся формализации задач	В.М. Еремеев, Ю.С.Григорьев [78]
Методы принятий решений в условиях неопределенности	Принятие решений в условиях конкурентной среды	С.С.Резниченко, М.П.Подольский, А.А.Ашихмин [75]
Методы прогнозирования	Принятие стратегических, перспективных решений	Г. Тейл [95] К. Льюис [96]
Компьютерное моделирование	Решение многовариантных задач при проектировании	И.В. Орлов В.А. Половников [76]
Системные методы	Решение сложных масштабных задач всей технологической системы шахты	Ф.И. Перегудов, Ф.П. Тарасенко [97] В.К. Буторин, А.Н. Ткаченко [98]
Выбор рационального варианта технологической схемы на основе критерия оптимальности	Решение экстремальной задачи	А.С. Бурчаков, Н.Г. Капустин [99]
Метод интегральной оценки проектов шахт: «метод суммарных средне–квадратичных весовых отклонений»	Алгоритм интегральной оценки эффективности проектов или работы действующих шахт	А.С. Малкин [20]
Метод обобщенного критерия качества технологической системы шахты	Оценка качества проекта угольной шахты на основе обобщенного (безразмерного) критерия качества технологической схемы	В.М. Еремеев [100]
Метод «блиц-оценки» инвестиционного проекта шахты	Решение сложной логической задачи выбора альтернативных вариантов проектов угольных шахт на основе системных оценок	А.В. Ремезов, В.Г. Харитонов [8]

Интегральную оценку эффективности (качества) проекта горнотехнической системы шахты можно осуществлять в двух постановках. Первая из них заключается в выявлении уровня эффективности проектов шахт с технологической и экономической стороны как следствия прогрессивности проектной работы. В этом случае выполненный проект следует сравнить с проектами шахт, разрабатывающих месторождения с аналогичными горно-геологическими условиями. Во втором случае насколько горнотехническая система шахты эффективна в целом [10].

В любом случае интегральная оценка технологичности горно-геологических условий служит базой для дальнейшего выявления качества и эффективности проекта горнотехнической системы. При использовании алгоритма интегральной оценки технологичности горно-геологических условий для разработки месторождений исходят из того, что требуется вывести оценку технологичности условий проекта j -й шахты в сравнении с другими из n проектов [10].

При оценках возникает задача, суть которой состоит в том, что разные альтернативные проекты, формировались по разным критериям, и по разным решениям, а кроме того и по целям проектов. Поэтому встает вопрос выбора согласованного набора показателей оценки проекта, так сказать сопоставимости и согласованности – системы критериев. В этом плане значимость показателей проектов, предложенная проф. А.С. Малкиным, является общепризнанной и проверенной временем.

Дополнительно к этим критериям проф. А.В. Ремезов предлагает ввести в данный круг основных критериев оценки и критерии системного характера – надежности и эффективности производственно-технологической системы, а на их основе создать эффективный набор критериев (систему критериев) отвечающую стратегической перспективе развития проекта, что позволит внедряемый проект улучшать в будущем за счет закладываемых резервов в проект [8]. Возможен вариант, когда значимость одних критериев может меняться, в зависимости от цикла развития и создавшейся экономической конъюнктуры, это значит, что оценки проектов, сделанные в определенное время не будут полностью со-

ответствовать реально создавшейся ситуации, т.е. будут нести определенный допуск погрешности. Пример оценки технологичности горно–геологических условий приведен ниже, табл.2.2.

Наиболее благоприятными следует считать горно–геологические условия проекта горнотехнической системы шахты №1, значительно хуже условия горнотехнической системы шахты №3 [10].

Кардинальным моментом оценки проекта шахты является оценка капитальных затрат и доходов полученных от данных вложений. Методы таких оценок для шахт предлагались, учеными А.С. Астаховым, Г.Л. Краснянским [77].

Таблица 2.2 - Расчет интегрального критерия оценки технологичности горно-геологических условий проектов горнотехнических систем угольных шахт (по проф. А.С. Малкину)

Характеристики	Направление улучшения	Проект №1	Проект №2	Проект №3	Коэффициент важности	Относительные отклонения в проекте №1	Относительные отклонения в проекте №2	Относительные отклонения в проекте №3
Средневзвешенная мощность, м	max	1,5	1,2	2,2	18,5	0,21	0,3	0
Плотность угля, т/м ³	max	1,3	1,45	1,6	10	0,1	0,05	0
Объем запасов, млн.т	max	70	100	85	12	0,18	0	0,09
Число рабочих пластов	max	3	2	4	8	0,17	0,33	0
Теплотворная способность, ккал/кг	max	7400	7800	8000	6,5	0,04	0	0
Средневзвешенный угол падения, градус	min	22	30	35	17	0	0,14	0,24
Средневзвешенная глубина, м	min	400	800	800	12	0	0,17	0,33
Газоносность, м ³ /т	min	15	10	30	15	0,12	0	0,5
Нарушенность запасов, число нарушений/км ²	min	10	4	6	7,5	0,43	0	0,14
Водообильность, м ³ /т	min	2,5	4	8	5,5	0	0,14	0,52
Средневзвешенная зольность, %	min	20	28	30	6,5	0	0,16	0,2
Интегральный критерий оценки проектов						0,158	0,17	0,264

Кроме оценки внедряемых проектов, возникает необходимость интегральной оценки работы действующих шахт. Проф. А.С. Малкин предлагает оценку действующих, шахт проводить аналогично методике оценке качества проектов. Математический аппарат, алгоритм расчета интегральных показателей и целый ряд характеристик горно-геологических условий, а также итоговых показателей качества проектов сохраняются. Вместе с тем проф. А.В. Ремезов предлагает достаточно много новых частных показателей, которые сгруппированы в следующих табл.2.3-2.7.

Таблица 2.3 - Горно-геологические характеристики интегральной оценки работы горнотехнической системы действующих шахт

№ п/п	Характеристики	Направление улучшения	Коэффициент важности ϕ_i
1.	Среднединамическая мощность угольных пластов (пачек) $m, м$	max	18,5
2.	Плотность угля $\gamma, т/м$	max	10
3.	Число разрабатываемых пластов, $n_{пл}$	max	8,5
4.	Среднединамический угол падения разрабатываемых пластов α , градус	max	17
5.	Среднединамическая глубина разработки $H, м$	min	12
6.	Газоносность месторождения $X_{CH_4}, м^3/т$	min	15
7.	Нарушенность запасов $K_n, т/т$	min	7,5
8.	Зольность добытого угля $A^c, \%$	min	6,5
9.	Тепловой эквивалент $Q_T, ккал/кг$	max	6,5
10.	Водоносность месторождения $W_B, м^3/т$	min	5,5

Таблица 2.4 - Технологические характеристики интегральной оценки работы горнотехнических систем действующих угольных шахт

№ п/п	Характеристики	Направление улучшения	Коэффициент важности ϕ_i
	Объем промышленных запасов $Z_{пр}, млн.т$	max	12
	Удельный вес добычи из комплексно-механизированных забоев $U_{кмз}, \%$	max	10
	Энерговооруженность $\mathcal{E}, кВт/чел.$	max	12,5
	Удельный вес комбайновой проходки подготовительных выработок $U_{к.п.}, \%$	max	6
	Коэффициент резерва подготовленных запасов $K_{р.п.з.}$	max	13
	Напряженность плана $\beta_{пл}$	max	6
	Среднедействующая линия очистных забоев $L_{ср.о.з.}, м$	max	13
	Удельная протяженность транспортных магистралей $U_{т.м.}, м/1000т$ годовой добычи	min	10

	Газообильность месторождения q_{CH_4} , м ³ /т годовой добычи	min	15
	Трудность проветривания $F_{пр.}$, кВт/м ³ /с	min	8
	Удельная протяженность поддерживаемых горных выработок Уп.в., м/1000т годовой добычи	min	11,5
	Удельный объем проводимых горных выработок Вуд.п.в., м ³ /1000 годовой добычи	min	14,5

Таблица 2.5 - Производственно-технические характеристики интегральной оценки работы действующих шахт

№ п/п	Характеристики	Направление улучшения	Коэффициент важности ϕ_i
1.	Производственная мощность шахты Аш.г., тыс.т/год	max	18,5
2.	Нагрузка на очистной забой $A_{о.з.}$, т/сут	max	17,5
3.	Темпы проведения подготовительных выработок в.п.в., м/мес	max	8
4.	Машинное время T_m , ч	max	10
5.	Среднегодовое подвигание линии очистных забоев $v_{о.з.}$, м	max	8,5
6.	Энергоемкость добычи 1т угля $Э_{д.уд.}$, кВт*ч/т	min	7
7.	Потери угля Z_p , %	min	6
8.	Удельный вес оставляемой (извлекаемой) в шахте породы $У_{о.п.}$, %	max	5

Таблица 2.6 - Экономические показатели интегральной оценки работы горнотехнических систем действующих угольных шахт

№ п/п	Характеристики	Направление улучшения	Коэффициент важности ϕ_i
1.	Производительность труда трудящихся $P_{тр.}$, т/мес	max	18,5
2.	Рентабельность R , %	max	19,5
3.	Оптовая цена 1 т угля C , р/т	max	11,5
4.	Себестоимость добычи 1 т угля C , р/т	min	15,5
5.	Промыленно-производственные фонды Φ_o , млн.руб	min	16
6.	Фондоемкость Φ_e , р/т	min	14,5
7.	Отношение активной части основных фондов к промышленно-производственным фондам Φ_a/Φ_o	max	9
8.	Отношение прибыли к численности рабочих по добыче $K_{пр.}$, руб/чел.	max	15

Таблица 2.7 - Показатели продуктивности схем вскрытия и подготовки при интегральной оценке работы горнотехнической системы действующих угольных шахт

№ п/п	Характеристики	Направление улучшения	Коэффициент важности ϕ_i
	Продуктивность схем вскрытия и подготовки по промышленным запасам Кп.з., т/м	max	17,5
	Продуктивность схем вскрытия и подготовки по годовой добыче Кпд, т/м	max	19,5
	Годовая продуктивность транспортных магистралей Ктм, т/м	max	15,5
	Годовая продуктивность вентиляционных магистралей Квм, т/м	max	15,5
	Показатель общей приемной емкости β т.с., т/т суточной добычи	max	10
	Трудность проветривания $F_{пр}$, кВт/м ³ /с	min	8
	Нагрузка на пласт Апл, т/сут	max	15,5
	Нагрузка на горизонт Агор, т/сут	max	15,5
	Производственная мощность шахты Аш.г, млн.т/год	max	18,5
	Годовая продуктивность использования зданий и сооружений V_3 , т/м ³	max	11,5
	Показатели резерва схем вскрытия и подготовки:		
	по транспорту – подъему Кр.т.п	max	13,5
	по вентиляции Крв	max	13,5
	Потери угля, связанные со схемой вскрытия и подготовки, $Z_{п}$, %	min	5

Проф. В.М. Еремеев отмечает [78], что среди многих проблем проектирования горнотехнических систем угольных шахт проблема управления качеством проектной продукции всегда занимала особое место. Качество проектов горнодобывающих предприятий, прежде всего определяется следующими группами признаков: техническим уровнем проекта, который оценивается совокупностью показателей, характеризующих техническое совершенство (степень прогрессивности) проекта по сравнению с базовыми значениями соответствующих показателей – лучшими отечественными и зарубежными аналогами; уровнем экономических показателей проекта, которые характеризуют экономическую эффективность капитальных вложений, рентабельность, конкурентоспособность и другие экономические преимущества разрабатываемого проекта; надежностью проекта, которая определяется, во-первых вероятностью достижения предприятием про-

ектных технико-экономических показателей в заданные сроки, во-вторых, способностью адаптации проекта к возможным изменениям параметров внешней среды (т.е. горно-геологических, горнотехнических и других условий производства, а также условий сбыта продукции); технической, промышленной и экологической безопасностью проекта.

Необходимым показателем качества любого проекта является соответствие требованиям системы действующих нормативно-методических документов [79], [80], [81], [82], [83], [84], [85], [86], а также информативность проектной документации, обеспечивающая однозначность понимания документации разработчиком и всеми ее потребителями.

При проектировании нужно стремиться к созданию оптимальной горнотехнической системы, при возможных ресурсах и требуемых условиях НТП, ее способности адаптироваться к конкурентным условиям в перспективе, что повысит качество и «долгожитие» проекта. Немаловажным условием является снижение трудоемкости и оптимальные финансовые затраты на создание проектов.

Основными показателями, характеризующими номенклатуру качества проектной продукции, автор считает, как считает проф. А.В. Ремезов [8], являются:

- репутация проектной фирмы – квалификация проектировщиков;
- технологический уровень проекта – применение прогрессивных, передовых, «прорывных» технологий, которые оцениваются специалистами, экспертами, да и рынком технологий в денежном эквиваленте, т.е. стоимостью. Для оценки проектов проф. А.В. Ремезов предложил использовать стоимость основных фондов приходящихся на 1 тонну добычи (величина постоянно меняющаяся, т.к. постоянно меняется уровень развития НТП);
- технический уровень проекта – в основном, для шахты это производительность техники обеспечивающей грузопоток угля, т.е. всей транспортной цепи, от очистного комбайна до погрузки угля в вагон, при соблюдении требований ПБ;
- экономический уровень показателей проекта – рентабельность шахты;
- надежность проекта – минимальное время освоение проектной мощности, качество выпускаемой продукции;

– техническая, промышленная и экологическая безопасностью проекта – минимум потерь времени при функционировании, минимум аварийных ситуаций, минимум выбросов загрязняющих веществ (обеспечивается проектированием рациональной технологической схемы, соблюдением норм промсанитарии, ПБ и технологических инструкций при проектировании, экологических паспортов объектов).

Проф. В.М. Еремеев предлагает комплексный показатель качества проекта горнотехнической системы угольной шахты в виде интегрального хозрасчетного эффекта [78]:

$$J = \sum_{t=1}^T (\Pi_t + A_t - K_t) \beta_t \quad (2.1)$$

где Π_t – чистая прибыль получаемая предприятием в t -м году,

A_t – годовой приток амортизационных отчислений в t -м году,

K_t – капиталовложения в t -м году,

β_t – коэффициент дисконтирования разновременных затрат и результатов.

Проф. В.М. Еремеев, предлагает сформировать некоторые обобщенные критерии (характеризующие конкурентоспособность различных технических решений и технологических схем) в предположении, что любая i -ая количественная или качественная характеристика технологической схемы может быть описана несколькими дискретными состояниями $(1, 2, \dots, j, \dots, n)$. Каждому состоянию любой характеристики можно поставить в соответствие некоторое значение оценки b_{ij} . Тогда обобщенным критерием качества технологической схемы шахты (или ее элемента) может быть безразмерный показатель $0 \leq q_i \leq 1$ вычисляемый следующим образом [78]:

$$q_i = \frac{\sum_{j=1}^n b_{ij} \varphi(i)}{\sum_{j=1}^m b_{ij}^{\max} \varphi(i)} \rightarrow \max \quad (2.2)$$

где b_{ij}^{\max} – максимальное базисное значение i -той характеристики;

$\varphi(i)$ – функция, нормализующая вес характеристики.

Согласно выше изложенного, можно принять любые характеристики оценки качества проекта, но число их должно быть ограничено до разумных пределов. Проф. В.М. Еремеев предлагает следующий перечень характеристик технологической схемы шахты, которые представляют собой основные требования, предъявляемые к объекту выбора:

– сбалансированность ($i=1$) – оценивается степенью (полнотой) увязки производственных возможностей и пропускных способностей всех элементов технологической системы (от забоев до погрузки угля на поверхности), увязки очистных работ с подготовительными;

– надежность (долговечность) ($i=2$) – оценивается стабильностью в рассматриваемом периоде (не менее 10–15 лет) производственных возможностей шахты, способностью обеспечивать проектный объем добычи угля;

– поточность ($i=3$) – оценивается способностью ТСШ обеспечить непрерывность (бесперебойность) основных технологических процессов по добыче угля, транспорту (подъему) угля, материалов, породы, людей, а также максимальное использование во времени основного технологического оборудования;

– компактность ($i=4$) – оценивается концентрацией горных работ по уровню нагрузки на панель, транспортную выработку, пласт, горизонт, блок), протяженностью поддерживаемых и проводимых выработок;

– продуктивность ($i=5$) – оценивается уровнем извлечения балансовых запасов, гармоничностью развития горных работ на всех рабочих пластах;

– безопасность и комфортность условий труда ($i=6$)

В табл.2.8 приведен пример оценки одной из горнотехнической системы угольной шахты:

Таблица 2.8 - Оценка качества горнотехнической системы угольной шахты
(по проф. В.М. Еремееву)

Характеристики технологической схемы	Оценка b_{ij}	Абсолютный вес φ_i	Приведенная оценка $b_{ij} \varphi_i$	Коэффициент качества схемы q_i $1-q_i$
Сбалансированность	4,5	1,0	4,5	0,697 0,303
Надежность	4,0	1,0	4,0	
Поточность	5,0	0,75	3,75	
Компактность	2,5	0,5	1,25	
Продуктивность	4,0	0,31	1,24	
Безопасность и комфортность	5,0	0,187	0,935	1,0
Всего	25,0	3,747	15,675	

Методы интегральной и обобщающих оценок разработаны проф. А.С. Малиным и В.М. Еремеевым еще в 70–80-х годах XX века. Поэтому необходима

адаптация оценки проектов к современным требованиям, как рынка, так и к современному уровню научно-технического прогресса.

Проф. А.В. Ремезовым представлен вариант оценки качества проекта на основе системного показателя $K_{ур.проект.i}^{сист.}$ включающего набор единичных уровней показателей $K_{ур.i}$ качества основных подсистем шахты. Эти показатели выбраны с учетом общего мнения экспертов. При этом следует отметить и рекомендации проф. по А.С. Малкину согласно табл.2.4–2.8 при условии, что наименьшее значение веса будет наилучшим, т.к. функция показателя минимизируется (лучшее определяется по наименьшему относительному отклонению).

$$w_i = \frac{I_{ур.пок.i}^{прог} - I_{ур.пок.i}^{проект}}{I_{отрс.ур.пок.i}^{max}} \rightarrow \min \quad (2.3)$$

где $I_{ур.пок.i}^{прог}$ – прогнозный уровень показателя проекта с учетом НТП, рассчитывается проектировщиками;

$I_{ур.пок.i}^{проект.}$ – проектный уровень показателя (с ориентировкой на прогноз НТП, рассчитывается специалистами разрабатывающими проект);

$I_{отрс.ур.пок.i}^{max}$ – максимальный отраслевой показатель (лучший на настоящее время, реально существующий в практике).

Вышеприведенный коэффициент показывает приближение проектных показателей к прогнозным, к «идеальному» несуществующему проекту, при условии, что их показатели более высшие чем у лучших реально существующих отраслевых проектов, а последние служат нижним пределом качества для «прорывного» проекта. По мнению проф. А.В. Ремезова, данный подход повышает уровень ответственности проектировщиков за реализацию проекта. В реальных проектах некоторые показатели могут быть и ниже максимальных отраслевых. В результате получается безразмерная величина, которая показывает, насколько рассматриваемый показатель проекта отличается от максимального отраслевого однородного показателя проекта, но с учетом прогнозного барьера заложенного в прогнозных показателях. Чем ближе будет приближаться показатель разрабатываемого проекта, к прогнозному показателю (которые будут эффективными через 10–20 лет) тем меньше будет значение коэффициента w_i , и это будет опреде-

лять качество проекта, при условии постоянства максимального отраслевого показателя по рассматриваемой группе (он принимается неизменным на какой-то период, это показатель реально существующей шахты – лучшей).

В результате уровневый обобщающий показатель, с учетом веса ($\alpha_i \rightarrow \min$) – лучший, определится:

$$K_{ур.i} = \sum_{i=1}^n w_i \alpha_i \rightarrow \min, \quad (2.4)$$

Обобщающий интегральный системный показатель проекта горнотехнической системы определится по формуле:

$$K_{ур.проект.i}^{сист.} = \sum_{i=1}^n K_{ур.i} \rightarrow \min \quad (2.5)$$

Данный метод, как и рассматриваемые ранее другие методы оценки проектов горнотехнических систем, зависят во многом от достоверности информации и как статистического, так и прогнозного характера. В этих условиях динамично развивающейся внешней и внутренней среды горнотехнической системы угольной шахты, проект должен представлять гибко развивающуюся систему, способную к адаптации и имеющей резерв (по определенным показателям).

2.2. Существующая оценка качества проектов горнотехнических систем угольных шахт

Как известно, рыночная экономика ориентирует бизнес на создание прибыльных угольных шахт (угольных компаний), однако по определенным причинам, спроектированные и введенные в эксплуатацию некоторые угольные шахты не имеют достаточный уровень прибыли.

Уровень финансово-экономических результатов производственно-хозяйственной деятельности шахт, уже сложнее поддается прогнозам и расчетам, очень многое зависит от внешней среды. Поэтому проекты и расчеты финансовых результатов, заведомо спроектированные на определенный уровень прибыли, а значит и рентабельности, будут иметь определенную погрешность. Фактический результат - точный результат может быть определен только в момент составления бухгалтерского баланса и то только на определенную дату.

Результат (прибыль) обеспечивается функционированием спроектированной и внедренной технологией производства, качеством продукции (которая

определяет цену), организацией производства, т.е. реализацией прогрессивного проекта. В первом случае у проектировщиков возникает проблема прогноза условий реализации проекта, да и само проектирование прогрессивного проекта или «прорывного проекта» всегда осуществляется - «впервые», во втором случае неопределенность цен на строительство и возможного уровня налоговой нагрузки, их рост в перспективе, а период строительства шахты - минимум 5-10 лет и более, может сделать проект очень дорогим, долгостроящим, что в конечном счете, равносильно провалу.

Проф. А.В. Ремезов [8] четко обозначает, какой принципиальный тип современной горнотехнической системы шахты будущего инвестор хочет создать, и какими финансовыми ресурсами можно оперировать:

- на базе высокопроизводительной однопродуктовой технологии;
- на базе высокорентабельной однородно-многопродуктовой технологии;
- на базе диверсифицированной технологии (система объединяющая ряд разнородных технологий) замкнутого цикла.

В любом случае за базу берется горнотехническая система шахты и ее масштабы, запасы полезного ископаемого, их качество, а на ее основе проектируются побочные производства, обогащения, переработки, сортировки, а в последнем случае создаются производства с сопряженной технологической схемой, но вырабатывающие из угля совершенно другой вид продукции (химическую, энергетическую, и т.д.). Создание современной шахты одного из трех обозначенных типов начинается также, с выбора основного параметра горнотехнической системы шахты - ее производственной мощности, но только здесь надо уже учитывать и работу вспомогательных производственных звеньев, динамику их возможного изменения.

При всем множестве проектирования горнотехнических систем угольных шахт (сотни тысяч вариантов), принципиально отличающихся вариантов проектов шахт своей результативностью «выхода» горнотехнической системы шахты, не так уж много. Дело в том, что какая бы конфигурация (топология) горнотехнической системы шахты не была, она определяется конечной продукцией (выходом системы) - ее объемом, ее качеством, ее видами, возможен симбиоз трех

этих характеристик. Анализируя и синтезируя опыт проектирования и практику функционирования угольных шахт за последние двадцать лет, следует отметить, что проектируя современную высокопроизводительную горнотехническую систему угольной шахты, стратегически конкурентоспособную, необходимо сделать выбор одного из трех основных принципиальных типов технологии современной угольной шахты, а именно:

- однородная высокодинамическая технология (супердинамик);
- однородная высокоэффективная многопродуктовая технология (ретехнологис);
- многофункциональная технология с разнородной продукцией (мультифунминсис).

Для создания высокопроизводительной горнотехнической системы шахты нужно учитывать совокупность многих взаимосвязанных производственных процессов и операций, осуществляемых с помощью машин и механизмов по определенной технологической схеме. Общую схему сопряжения производственных процессов в едином непрерывном взаимодействии посредством горных выработок и средств механизации можно определить как технологическую схему шахты [10].

В свою очередь, разработка запасов является обобщающим качественным параметром шахты, в огромной степени определяющим эффективность ее работы. Разработка вариантов горнотехнических систем сводится к составлению качественно отличных комбинаций: способ и схема вскрытия - способ и схема подготовки - схема вентиляции - схемы транспорта и подъема, в сумме представляющих собой некоторое множество. Такое множество вариантов технологических цепочек, качественно различающихся на каком-либо элементе, назовем множеством расчетных вариантов.

Если проанализировать проектируемые шахты Кузбасса за предшествующий период (с 30-х годов по 2000 год), то в принципе они мало чем отличались друг от друга, по большому счету, это были угольные предприятия с большим или меньшим параметром производственной мощности и сроком службы: малая шахта (шахта-модуль), средняя (типовая) шахта, крупная шахта (шахта гигант),

угледобывающий комплекс, хотя последнее определение мало использовалось в практике. В лучшем случае шахты имели обогатительные фабрики и сортировки. Определялись цели проектировщиков каждого объекта и их классификация, следующем [7]:

- в первом случае, шахта проектировалась с ограниченным сроком существования для небольших участков или автономный шахто-модуль;
- во втором случае, со сроком службы более 20 лет и поэтапным вскрытием запасов месторождения, оптимальными типовыми элементами технических решений;
- в-третьих, для крупных шахт необходимы уникальные элементы технических решений и гораздо значительный срок эксплуатации, чем 20 лет;
- в-четвертых, для угледобывающего комплекса параметры производственной мощности и сроков не уточнены, но по логике должны быть максимальными из всей классификации.

Однако, ввиду смены экономических приоритетов, при проектировании горнотехнических систем угольных шахт в современных условиях, необходимо более системно рассматривать использование угольного месторождения, с точки зрения получения максимальной прибыли от всех возможных видов производственной деятельности и диверсификации угольного производства, создавая технологическую цепочку таким образом, чтобы иметь технологический эффект и получать добавленную стоимость в каждом проектируемом технологическом звене. Данное направление автор определяет как системное - получение синергических эффектов.

Ввиду такого подхода, проектируемые современные горнотехнические системы угольных шахт будут выгодно отличаться от предшествующих аналогов, если их создать на основе многофункциональной технологии.

Рациональность применения при проектировании горнотехнических систем угольных шахт, с обогащающими и перерабатывающими производствами, повышающими стоимость производимого продукта (ряда продуктов) и его (их) качество, использования направления диверсификации производства и технологий замкнутого цикла.

Следует заметить, что создание таких высокопроизводительных горнотехнических систем, требует значительных начальных инвестиций и по всей вероятности значительного срока строительства (5-10 лет), однако срок окупаемости таких проектов при освоении проектной мощности минимален. Кроме того при, инновационных подходах и достаточных финансовых вливаний вопрос скорости строительства решаем.

Проведем оценку качества проектов горнотехнических систем различными методами:

1. Экспертная оценка качества проектов горнотехнических систем (по проф. А.В. Ремезову) заключается в том, что каждой характеристики технологической схемы проекта, ставится экспертная оценка по определенной балльной шкале, после чего экспертно определяется вес (значимость) показателя, и на основании последних определяется приведенная оценка. Качество того или иного проекта определяется отношением интегральных показателей к максимально возможной оценке проектов.

2. Методика предварительной оценки качества проектируемых горнотехнических систем угольных шахт (по проф. В.М. Еремееву), состоит в том, что каждой характеристики проекта, определяется ранжированная последовательность характеристик в порядке убывания их важности, экспертно определяются оценки специалистами осуществляющими проект, оценки ставятся по определенной балльной шкале (пятибалльной), и на основе последних определяется приведенная оценка. Коэффициент качества горнотехнической системы (q_i) определяется:

$$q_i = (1 - q_i) \quad (2.6)$$

3. Методика интегральной оценки эффективности проектов угольных шахт (по проф. А.С. Малкину) состоит в том, что определяются суммарные средне-квадратические отклонения технико-экономических показателей и горно-геологических характеристик от эталонного значения:

$$\delta_{ij} = \left| \frac{j_{ij}^{\text{эт}} - j_{\text{шо}}^{\Phi}}{j_i^{\text{max}} + j_i^{\text{min}}} \right| \quad (2.7)$$

где $j_{ij}^{\text{эт}}, j_{\text{шо}}^{\Phi}, j_i^{\text{max}}, j_i^{\text{min}}$ - соответственно эталонные, фактические, максимальные и минимальные значения показателей эффективности проектов шахт.

После вычислений по формуле (2.7) относительных отклонений модель натуральных значений показателей заменяют матричной моделью отклонений:

$$\{\delta_{ij}\} = \begin{bmatrix} \delta_{11} \cdots & \delta_{12} \cdots & \delta_{1j} \cdots & \delta_{1n} \\ \delta_{21} \cdots & \delta_{22} \cdots & \delta_{2j} \cdots & \delta_{2n} \\ \delta_{i1} & \delta_{i2} & \delta_{ij} & \delta_{in} \\ \delta_{m1} \cdots & \delta_{m2} \cdots & \delta_{mj} \cdots & \delta_{mn} \end{bmatrix}, \quad (2.8)$$

Нормальный закон распределения относительных отклонений в матрице (2.8) позволяет принять в качестве суммирующей квадратичную среднеарифметическую функцию

$$K_{\text{инт.}j} = f\{\delta_{ij}\} = \sqrt{\sum_{i=1}^m (\delta_{ij})^2} \rightarrow \min \quad (2.9)$$

где $i=1,2,\dots,m$; $j=1,2,\dots,n$

Следовательно, интегральный показатель технико-экономической эффективности проекта горнотехнической системы шахты представляет собой суммарную величину среднеквадратических отклонений по всем важным дифференциальным технико-экономическим показателям от их эталонных значений. Чем меньше суммарное отклонение, тем в меньшей степени реальный проект уступает условному эталонному варианту, т.е. тем он эффективнее.

$$\begin{aligned} K_{\text{инт.}1}^{\text{пр.}} &= \sqrt{\sum_1^7 \left(\delta_{ij} \frac{\varphi_i}{\varphi_{\text{ср}}} \right)^2} = \\ &= \frac{1}{17,1} \sqrt{(1,73 \cdot 19)^2 + (0,26 \cdot 18,5)^2 + (0,48 \cdot 10)^2 + (1,0 \cdot 15,5)^2 + (0,0083 \cdot 17,5)^2 + (0,01 \cdot 20)^2 + (1,04 \cdot 19,5)^2} = 2,464 \\ K_{\text{инт.}2}^{\text{пр.}} &= \frac{1}{17,1} \sqrt{(0,9 \cdot 19)^2 + (0,42 \cdot 18,5)^2 + (0,0 \cdot 10)^2 + (0,37 \cdot 15,5)^2 + (0,583 \cdot 17,5)^2 + (0,015 \cdot 20)^2 + (0,86 \cdot 19,5)^2} = \\ &= 1,631 \\ K_{\text{инт.}3}^{\text{пр.}} &= \frac{1}{17,1} \sqrt{(1,36 \cdot 19)^2 + (0,315 \cdot 18,5)^2 + (0,205 \cdot 10)^2 + (0,66 \cdot 15,5)^2 + (0,33 \cdot 17,5)^2 + (0,013 \cdot 20)^2 + (0,28 \cdot 19,5)^2} = \\ &= 1,676 \\ K_{\text{инт.}4}^{\text{пр.}} &= \frac{1}{17,1} \sqrt{(1,36 \cdot 19)^2 + (0,37 \cdot 18,5)^2 + (0,24 \cdot 10)^2 + (0,22 \cdot 15,5)^2 + (0,416 \cdot 17,5)^2 + (0,0076 \cdot 20)^2 + (0,46 \cdot 19,5)^2} = \\ &= 1,666 \end{aligned}$$

4. Проф. А.В. Ремезов предложил метод оценки качества проекта горнотехнической системы, на основе системного показателя и характерен он тем, что единичные, показатели проекта сравниваются с прогнозными показателями развития отрасли и фактическими максимальными отраслевыми показателями:

$$w_i = \frac{I_{\text{ур.пок.}i}^{\text{прог}} - I_{\text{ур.пок.}i}^{\text{проект.}}}{I_{\text{отрс.ур.пок.}i}^{\text{max}}} \rightarrow \min \quad (2.10)$$

где $I_{\text{ур.пок.}i}^{\text{прог}}$ - прогнозный уровень показателя проекта с учетом

НТП рассчитывается проектировщиками;

$I_{ур.пок.i}^{проект.}$ - проектный уровень показателя (с ориентировкой на оптимизацию в конкретных условиях, рассчитывается специалистами разрабатывающими проект);

$I_{отрс.ур.пок.i}^{max}$ - максимальный отраслевой показатель (лучший на настоящее время, реально существующий в практике).

Ряд коэффициентов относительной важности показателей эффективности - α_i , для целевой функции минимизации будет соответствовать: 1/19,4; 1/18,8; 1/18,5; 1/18,4; 1/17,6; 1/17,0 - т.е. логика расчетов минимизации сохраняется.

В результате уровневый обобщающий показатель, с учетом веса ($\alpha_i \rightarrow \min$) - лучший, определится:

$$K_{ур.i} = \sum_{i=1}^n w_i \alpha_i \rightarrow \min \quad (2.11)$$

Обобщающий интегральный системный показатель проекта определится по формуле:

$$K_{ур.проект.i}^{сист.} = \sum_{i=1}^n K_{ур.i} \rightarrow \min \quad (2.12)$$

Метод, представленный проф. Ремезовым А.В. проще при расчетах, но самое главное достоинство его в том, что предлагается - оптимизировать сам набор показателей, прогнозировать самостоятельно уровень НТП. Это повышает ответственность проектировщиков при расчетах и определении погрешности прогноза, т.е. стимулирует более качественно определять единичные показатели, уровень показателей проекта, что немаловажно для оценки конкретики и специфики каждого проекта, его достоинств или узких мест. Анализ данных оценок показывает, что их результаты оценок зависят во многом от метода оценки, даже если первоначально эксперты дали одинаковые суммарные оценки. Кроме того при определенных методах каждый из конкурирующих проектов был на 1 месте. Это значит, что лучший проект должен быть определен различными методами и быть конкурентоспособным (иметь 1 ранг) однозначно по всем методам.

ВЫВОДЫ

1. Организация проектирования горнотехнической системы шахты в современных экономических условиях требует адекватного обновления, как процесса

организации проектирования, так и обновления направлений инженерно-технологического, инженерно-технического проектирования и инженерно-экономического расчетов.

Методические основы проектирования современной горнотехнической системы высокопроизводительной угольной шахты базируются на единстве науки и практики, с применением инновационных подходов в проектировании и на новых методах освоения проектных мощностей, с обеспечением выхода шахты на новый уровень развития.

2. Экспертная оценка качества проектов (по проф. А.В. Ремезову) заключается в том, что каждой характеристике технологической схемы проекта, ставится экспертная оценка по определенной балльной шкале, после чего экспертно определяется вес(значимость) показателя, и на основании последних определяется приведенная оценка. Качество того или иного проекта определяется отношением интегральных показателей к максимально возможной оценке проектов.

3. Методика предварительной оценки качества проектируемых горнотехнических систем угольных шахт (по проф. В.М. Еремееву), состоит в том, что каждой характеристике проекта, определяется ранжированная последовательность характеристик в порядке убывания их важности, экспертно определяются оценки специалистами осуществляющими проект, оценки ставятся по определенной балльной шкале (пятибалльной), и на основе последних определяется приведенная оценка.

4. Методика интегральной оценки эффективности проектов угольных шахт (по проф. А.С. Малкину) состоит в том, что определяются суммарные средне-квадратические отклонения технико-экономических показателей и горно-геологических характеристик от эталонного значения.

3. МЕТОДИКА ОБОСНОВАНИЯ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

3.1. Оценка эффективности вариантов горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт

Дальнейшее повышение эффективности работы горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт невозможно без качественно нового подхода к решению вопросов их проектирования без применения современных математических методов. Данные методы призваны подкрепить опыт и интуицию проектировщиков и помогают им получить информацию, необходимую для принятия решения, тщательно ее проанализировать и, таким образом, осуществить выбор эффективного варианта горнотехнической системы и ее отдельных элементов. При этом необходимо учитывать уровень полезности, совместимости и допустимости элементов между собой [89].

Например, технологическими решениями, влияющими на эффективность работы горнотехнической системы шахты являются схемы вскрытия и подготовки шахтного поля. Так, затраты на горные работы, определяющие вскрытие и подготовку шахтного поля, составляют 40 - 50% общих затрат.

Применение в проектах технологических решений по вскрытию и подготовке шахтных полей, не соответствующих определенным горно-геологическим условиям, приводит к деконцентрации горных работ, низкой нагрузке на горизонт, пласт, шахту. Затраты на вскрывающие и основные подготовительные работы окупаются в течение длительного периода времени, поэтому даже небольшие отклонения основных параметров схем вскрытия и подготовки шахтных полей (размеры шахтного поля, панели, горизонта) от оптимальных решений могут привести к увеличению капитальных вложений и эксплуатационных расходов.

Поэтому при формировании вариантов горнотехнической системы необходимо определить такие качественные и количественные параметры будущей горнотехнической системы, которые позволяют обеспечить минимум комплексного

критерия эффективности с учетом ограничений на применение технологических элементов по горно-геологическим и горнотехническим условиям и при выполнении условий совместимости элементов между собой.

Целевая функция математической модели формирования вариантов горнотехнической системы угольной шахты имеет вид:

$$\Phi_p = \sum_g \eta_{lp} \cdot \kappa_l \rightarrow \min_p, \quad (3.1)$$

где Φ_p – комплексный критерий эффективности p -го варианта горнотехнической системы шахты;

$$\eta_{lp} = \begin{cases} 1, & \text{если } l\text{-й технологический элемент принадлежит} \\ & p\text{-ому варианту технологической схемы;} \\ 0, & \text{если не принадлежит} \end{cases}$$

κ_l – совокупный коэффициент эффективности l -го элемента.

На область допустимых значений функции Φ_p наложены следующие ограничения:

- на допустимость отдельных элементов горнотехнической системы по горно-геологическим условиям:

$$G_l^{\min} \leq G \leq G_l^{\max}, \quad (3.2)$$

где $G_l^{\min} \leq \{m, \alpha, q, \dots\}_l^{\min(\max)}$ множество горно-геологических и горнотехнических условий для l -го элемента горнотехнической системы;

- на совместимость технологических элементов внутри каждого варианта горнотехнической системы:

$$x_{l_1 l_2} = 1 \text{ при } \eta_{l_1 p} \cdot \eta_{l_2 p} = 1, \quad (3.3)$$

где $x_{l_1 l_2}$ – условие совместимости элементов с номерами l_{1p} и l_{2p} .

Требованиями к математической модели рационального варианта горнотехнической системы являются:

- возможность оценки практически всех технических и технологических решений, совместных с горно-геологическими условиями и влияющих на качественные и количественные характеристики горнотехнической системы шахты;

- возможность обеспечения количественного сравнения альтернативных вариантов горнотехнической системы шахты и определения наилучшего варианта по принятому критерию оптимальности;

- математическая модель должна быть достаточно адекватной реальным горно-геологическим условиям и обеспечивать допустимую погрешность расчетов;

- возможность быстрой корректировки модели при получении дополнительной горно-геологической информации о месторождении;

- математическая модель должна быть достаточно гибкой как для применения в проектной практике, так и для условий действующих шахт.

Совокупный коэффициент эффективности l -го элемента горнотехнической системы шахты определяется из выражения:

$$K_l = \sqrt{\sum_i (\delta_{il} \cdot \varphi_{ij})^2}, \quad (3.4)$$

где δ_{il} – относительное отклонение i -го производственно-экономического показателя у l -го элемента горнотехнической системы шахты от эталонного показателя;

φ_{ij} – функциональная полезность (важность) конкретного i -го показателя эффективности j -го уровня горнотехнической системы шахты. Для их установления используется экспертный метод.

Условный эталон горнотехнической системы формируется из самых высоких, прогрессивных экономических показателей работы шахты за t лет. Из статистических данных работы шахты составляется прямоугольная матрица показателей работы шахт района (региона) за t лет, размером $m \times n$, где m – число учитываемых показателей оценки горнотехнической системы и n – количество шахт в данном угольном районе (регионе).

На основании матрицы формируется эталон производственно-экономических показателей оптимальной горнотехнической системы шахты. Под эталоном шахты необходимо понимать гипотетическую шахту, оснащенную наиболее совершенными (на данном уровне) техническими средствами, на которой приме-

няются наиболее прогрессивные горнотехнические системы горных работ, обеспечивающие самые высокие технико-экономические показатели работы в данном угольном регионе. В каждой строке матрицы находятся оптимальные (эталонные) значения. Эти эталонные значения, независимо от того, какой шахте они принадлежат, в комплексе и составляют условный эталон для данного региона в t -м году.

Общая последовательность формирования оптимального и множества рациональных вариантов горнотехнической системы шахты в соответствии со сформулированной задачей заключается в следующем;

- устанавливается перечень уровней и элементов горнотехнической системы;
- разрабатывается структурная модель вариантов горнотехнической системы, включающая учет совместимости отдельных технологических элементов внутри каждого варианта;
- определяются области применения элементов горнотехнической системы шахты;
- разрабатываются матрицы совокупных коэффициентов эффективности отдельных элементов технологической системы на основе статистической отчетности по действующим шахтам и результатам экспертного опроса;
- формируются допустимые варианты горнотехнической системы шахты по горно-геологическим и горнотехнологическим условиям и совместимости отдельных элементов;
- определяется, рациональный вариант горнотехнической системы из множества допустимых вариантов и устанавливается подмножество вариантов.

Блок-схема конструирования рациональной горнотехнической системы угольной шахты представлена на рис. 3.1.

Совершенно ясно, что задача конструирования вариантов горнотехнической системы должна решаться для всего исследуемого диапазона горно-геологических и горнотехнологических условий.

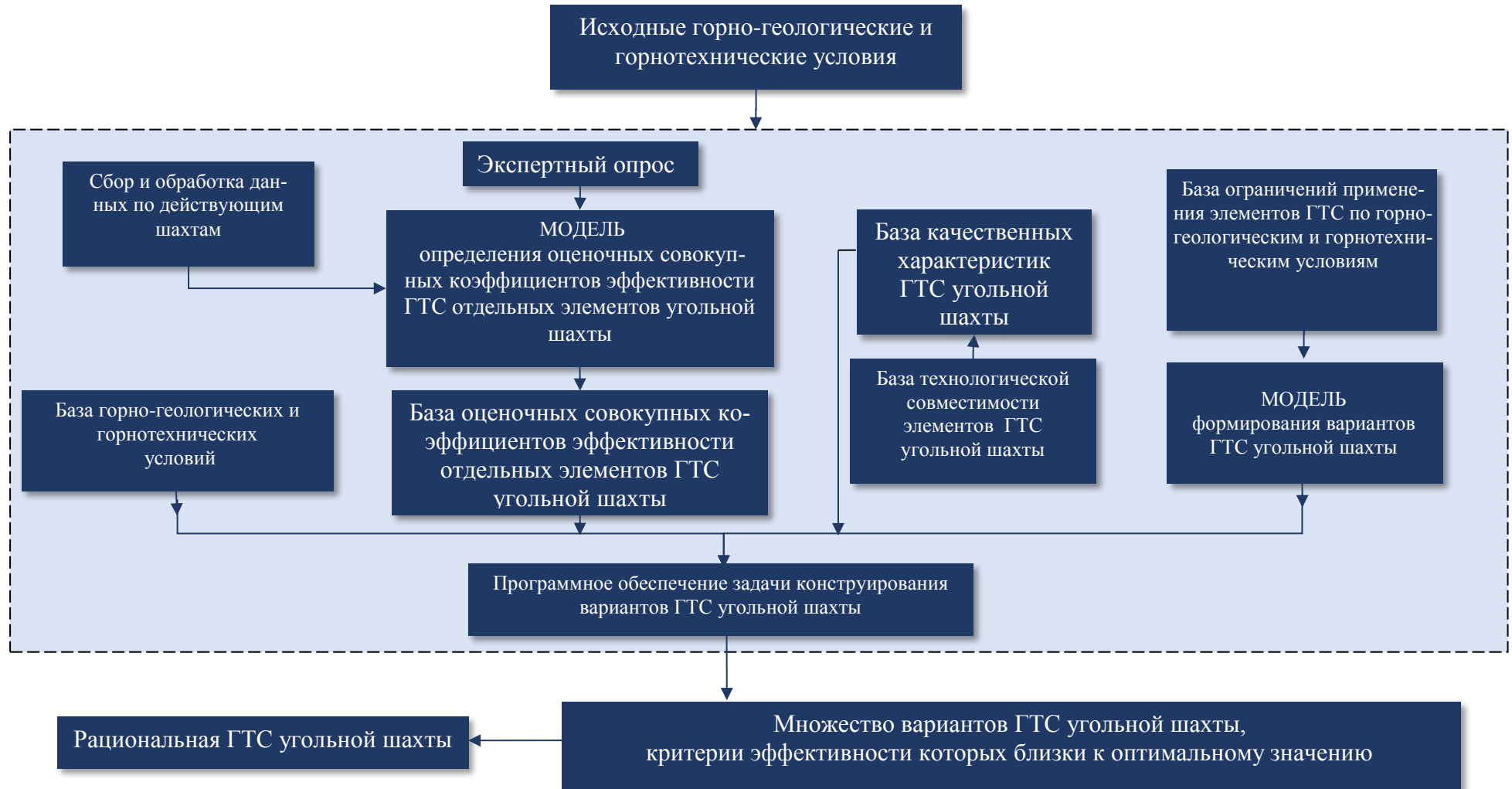


Рис. 3.1. Блок-схема конструирования рациональной горнотехнической системы угольной шахты

При этом нельзя забывать, что конструирование возможных вариантов горнотехнической системы шахты опирается на применимость технологических элементов (подсистем) к условиям создания будущей горнотехнической системы шахты. При отборе вариантов горнотехнической системы необходимо иметь обоснованные области применения элементов, соответствующих ограничениям по горно-геологическим и горно-техническим условиям. Установление таких областей для каждого элемента, участвующего в формировании вариантов, производится на основе практики, результатов научно-исследовательских работ, методик и рекомендаций. Полученные данные областей применения элементов являются основой для формирования матрицы и ограничений по горно-геологическим и горно-техническим условиям и на применение отдельных элементов [90].

Результаты обработки статистической технико-экономической информации по действующим шахтам и специального экспертного опроса позволят определить совокупные коэффициенты эффективности отдельных элементов горнотехнической системы угольной шахты.

3.2. Формирование совокупных коэффициентов эффективности элементов горнотехнической системы шахты

Критерий эффективности по существу определяет решение и поэтому его обоснование является важнейшей составной частью принятия решений по конструированию вариантов горнотехнической системы угольной шахты [87].

Различные состояния горнотехнической системы большой угольной шахты, как сложной многофункциональной системы, характеризуются большим количеством технико-экономических показателей. При этом, если рассматривать всю горнотехническую систему в смысле совокупности отдельных взаимосвязанных элементов, объединенных общей целью функционирования, то показатели, относящиеся к разным элементам, могут иметь противоречивые тенденции изменения. Такие явления обусловлены различным характером цели некоторых элементов, что приводит к несовпадению показателей, отвечающих их локальным оптимальным состояниям.

Для каждого конкретного технико-экономического показателя существует такое состояние горнотехнической системы угольной шахты», при котором его значение становится экстремальным, т.е. по данному частному критерию достигается локальный оптимум. Оптимальные состояния горнотехнической системы по различным критериям, как правило, не совпадают, поэтому вопрос построения комплексного критерия оптимальности, который позволит всесторонне оценить результаты процесса функционирования исследуемого объекта, является принципиально важным и очень сложным.

При решении задачи конструирования вариантов горнотехнической системы шахты целесообразно в качестве критерия оптимальности принимать единый для всей горнотехнической системы показатель, выводимый из оценочных совокупных коэффициентов эффективности основных подсистем. Строить оценочные совокупные коэффициенты эффективности для горнотехнической системы предполагается с использованием экспертного опроса, а рассчитывать их значения на основе статистического материала по действующим шахтам Кузбасса (СУЭК-Кузбасс). Причем необходимо учесть зависимость значений оценочных совокупных коэффициентов отдельных элементов от горно-геологических и горнотехнических условий, поскольку очевидно, что один и тот же элемент может быть более или менее эффективен при применении его в различных условиях.

Общая последовательность определения оценочных совокупных коэффициентов эффективности подсистем горнотехнической системы шахт заключается в следующем:

- проводится экспертный опрос с целью определения стандартизированных рангов производственно-экономических показателей для всех уровней горнотехнической системы шахты;
- формируется матрица условного эталона самых высоких, прогрессивных и экономических показателей работы шахт исследуемого угольного района за t лет;
- формируется матрица фактических значений i -го показателя эффективно-

сти l -го элемента горнотехнической системы для проектируемой шахты (горизонта) в t -м году;

- формируется матрица максимальных и минимальных значений i -го показателя эффективности работы l -го элемента горнотехнической системы в проектируемом районе за t лет;

- разрабатывается математическая модель определения оценочных совокупных коэффициентов эффективности отдельных элементов горнотехнической системы с использованием статистической информации по действующим шахтам и экспертного опроса;

- создается программное обеспечение задачи определения оценочных совокупных коэффициентов эффективности отдельных элементов технологической схемы для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий.

С целью определения количественной оценки степени влияния тех или иных элементов на производственно-экономические показатели функционирования горнотехнической системы шахты производится экспертный опрос среди экспертов, в состав которых включаются общепризнанные ученые в области проектирования шахт, инженерно-технические работники шахт, сотрудники научно-исследовательских институтов.

Экспертам предлагается каталог качественных характеристик горнотехнической схемы и следующий перечень критериев производственно-экономических показателей: например, себестоимость 1 т угля по шахте, руб./т; сметная стоимость строительства, млн. руб.; удельные капитальные вложения, руб./т; производительность труда рабочего очистного забоя, т/мес; производительность труда рабочего до добычи, т/мес; нагрузка на лаву, т/сут; удельная протяженность поддерживаемых горних выработок, м/1000т; удельный объем проведения горных выработок, м³/1000 т и т.д.

Задача экспертов состоит в выявлении наиболее важных критериев, характеризующих каждый уровень горнотехнической системы шахты, и оценки степени их влияния, например, по 10-ти балльной системе на выбор тех или иных технологических элементов с данного уровня.

Описанный метод оценки определения оценочных совокупных коэффициентов эффективности отдельных элементов горнотехнической системы позволяет, во-первых, существенно сократить их объем на предварительной стадии проектирования, а во-вторых, исключить возможность возникновения ошибок при выборе множества альтернативных решений, что нельзя гарантировать при существующих методах, не исключающих элементы субъективности [92].

Для реализации задачи определения оценочных совокупных коэффициентов эффективности отдельных элементов горнотехнической системы в различных горно-геологических и горнотехнических условиях разработана блок-схема (рис. 3.2).

Блок 1 - производит ввод из входного потока матриц S_{ij} , $J_{il}^{\text{эт}}$, $J_{il}^{\text{фп}}$, J_{il}^{max} ,

где S_{ij} – весовой балл i -го показателя эффективности j -го уровня горнотехнической системы, определяемый путем экспертного опроса;

$J_{il}^{\text{эт}}$ – эталонное значение i -го показателя эффективности работы j -го элемента горнотехнической системы в проектируемом районе за t лет;

$J_{il}^{\text{фп}}$ – фактическое значение i -го показателя эффективности работы j -го элемента для проектируемой горнотехнической системы шахты (горизонта) в t году;

$J_{il}^{\text{max (min)}}$ – максимальные и минимальные значения i -го показателя эффективности работы l -го элемента горнотехнической системы в проектируемом районе за t лет.

Блок 2 – начало цикла по уровням горнотехнической системы (j - счетчик цикла).

Блок 3 – зануление рабочей величины R .

Блок 4 – начало цикла по критериям (i - счетчик цикла).

Блок 5 – производит суммирование весовых баллов S_{ij} .

Блок 6 – конец цикла по i .

Блок 7 – рассчитывает величину φ_{ij} важности (полезности) весового балла S_{ij} по формуле:

$$\varphi_{ij} = \frac{S_{ij}}{\sum S_{ij}}. \quad (3.5)$$

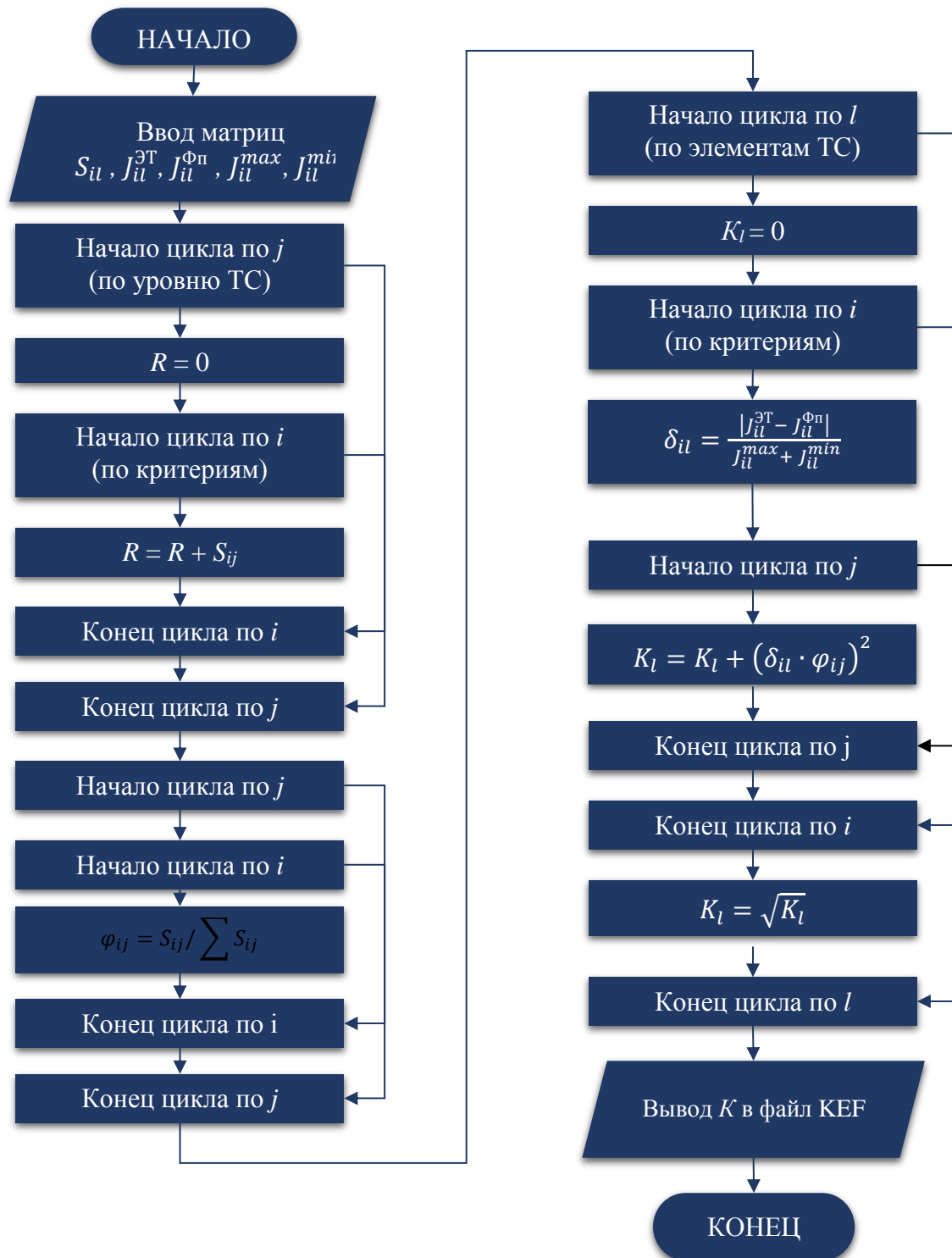


Рис. 3.2. Блок-схема определений совокупных коэффициентов эффективности отдельных элементов горнотехнической системы шахты

Блок 8 – конец цикла по j .

Блок 9 – начало цикла по элементам горнотехнической системы (l - счетчик цикла).

Блок 10 - зануление величины K_l совокупного коэффициента эффективности 1-го элемента горнотехнической системы.

Блок 11 – начало цикла по критериям (i – счетчик цикла),

Блок 12 – рассчитывается δ_{il} – величина относительного отклонения i -го производственно-экономического показателя 1-го элемента горнотехнической системы от эталонного показателя:

$$\delta_{il} = \frac{|J_{il}^{\text{эм}} - J_{il}^{\Phi_n}|}{J_{il}^{\text{max}} + J_{il}^{\text{min}}} \quad (3.6)$$

Блок 13 – производит суммирование квадратов произведения $\varphi_{il} \cdot \delta_{il}$.

Блок 14 – конец цикла по i .

Блок 15 – рассчитывает K_l по формуле:

$$K_l = \sqrt{\sum_i (\delta_{il} \cdot \varphi_{ij})^2} \quad (3.7)$$

Блок 16 – конец цикла по l .

Блок 17 – производит заполнение файла КЕФ матрицей K_l – совокупных коэффициентов эффективности l -го элемента горнотехнической системы.

Если величина $K_l \rightarrow 0$, то l -й элемент является эффективным для данных горно-геологических и горнотехнологических условий, т.е. его наличие в технологической системы окажет положительное влияние на технико-экономические показатели проектируемого объекта и ему следует отдавать предпочтение при выборе рационального сочетания конструктивных элементов.

В табл. 3.1 представлена базовая качественная характеристика горнотехнической системы для разработки пологих и наклонных пластов месторождений Кузбасса и фактическая область применения их элементов.

Таблица 3.1 – Базовая качественная характеристика горнотехнической системы угольной шахты для разработки пологих пластов месторождений Кузбасса

	Наименование стандартного размера	Фактическая область применения элемента
1	2	3
Уровень 1. Схема отработки шахтного поля		
1	Индивидуальная	$SP \leq 13000; H \leq 650; AS \leq 3000; Q \leq 100$
2	Блочная	$SP \geq 6000; H \geq 300; AS \geq 1000; Q \geq 10$
Уровень 2. Схема вскрытия по числу откаточных горизонтов		
3	Однгоризонтная	$HP \leq 4300$
4	Многоризонтная	$HP \geq 2150$
Уровень 3. Расположение главных вскрывающих выработок относительно шахтного поля		

	Наименование стандартного размера	Фактическая область применения элемента
1	2	3
5	Центральное	$SP \leq 13000; Q \leq 60; C_T = 0,1; V = 0,1; K_P = 1$
6	Центрально-отнесенное	$SP \leq 6000; Q \geq 40; HC_T \leq 625$
7	Фланговое	$SP > 4000; Q \geq 15; HC_T \leq 400$
8	Секционное (блочное)	$SP \geq 6000; Q \geq 10; AS \geq 1000; PC_T = 0,1$
9	Отнесенное	не применяется
Уровень 4. Тип главных вскрывающих выработок		
10	Вертикальные стволы	$HO > 15; HC_T > 200$
11	Наклонные стволы	$HC_T \leq 200; PL = 0$
12	Штольни	$C_TM = 1$
13	Комбинированные (наклонные и вертикальные стволы)	$HC_T \leq 240; HP \leq 1000; PL = 0$
Уровень 5. Тип вспомогательных вскрывающих выработок		
14	Капитальный квершлаг	$HP \leq 4300; A \leq 45; NPB \leq 12$
15	Погоризонтный квершлаг	$HP \geq 200; A \leq 40; NPB \leq 12$
16	Этажный квершлаг	$HP \geq 600; SP \leq 6000; A \geq 30; NPB \leq 10$
17	Капитальный и этажный квершлаг	не применяется
18	Наклонные капитальные квершлаг (скат)	не применяется
19	Наклонные погоризонтные квершлаг-ги (скат)	не применяется
20	Капитальный гезенк	$HP \leq 2400; A \leq 45; NP > 1; SL < 800; NPB \leq 2$
21	Комбинация выработок	$HP \leq 1900; A \leq 30; SP \leq 8000$
Уровень 6. Схеме вентиляции		
22	Центрально-отнесенная	$SP < 3500; HP < 3000; SR = 1;2; H < 625; Q < 36; NP < 8$
23	Центрально-сдвоенная	$SP < 4500; HP < 2000; SR = 2; H < 410; Q < 16; NP < 2$
24	Фланговая	$SP < 13000; HP \leq 4500; SR = 1;2;3; H < 800; Q < 100; NP < 6$
25	Секционная (блочная)	$AS > 1000; SP \geq 6000; HP > 600; SR = 1; H \geq 300; Q > 1; NP \leq 5$
Уровень 7. Порядок отработки пластов		
26	Нисходящий	$W = 1;2;3; A \leq 30; V = 0;1$
27	Восходящий	$W = 1;2;3; A \leq 22; V = 0$
28	Комбинированный	$V = 0;1; C_T = 0;1; A \leq 40$
Уровень 8. Схема подготовки шахтного поля		
29	Погоризонтная	$A \leq 15; M \leq 10; W = 1;2; Q \leq 70$
30	Панельная	$A \leq 35; M \leq 9; W = 1;2;3; Q \leq 100$
31	Этажная без разделения на подэтажи	не применяется
32	Этажная с делением на подэтажи	$A \leq 75; M \leq 30; Q \leq 1,8$
Уровень 9. Способ подготовки пластов		
33	Без группировки пластов	$NPB \leq 12; NP \leq 7; SP > 7000$
34	Группирование пластов на уровне главного откаточного штрека	$NPB \leq 10; NP \geq 3; SP > 1000; A \leq 35$
35	Группирование пластов на уровне ярусных штрека	не применяется
36	Группирование пластов на уровне	не применяется

	Наименование стандартного размера	Фактическая область применения элемента
1	2	3
	этажных штрека	
37	Группирование пластов на горизонтальные и наклонные выработки	$NPB \leq 4; NP \leq 4; SP \leq 7500; A \leq 30$
Уровень 10. Порядок отработки части шахтного поля		
38	Прямой	$SP \leq 7800; LC_T \leq 5000$
39	Обратный	$SP \leq 13000; LC_T \leq 5600$
Уровень 11. Порядок отработки частей шахтного поля		
40	Прямой	$S = 0;1; C_T = 0;1; V = 0,1; LC \leq 1500$
41	Обратный	$S = 0;1; C_T = 0;1; V = 0,1; LC \leq 2500$
Уровень 12. Расположение подготовительных выработок относительно пласта		
42	Пластовое	$P = 1;2;3;4; S = 0;1; V = 0;1; R \leq 70$
43	Полевое	$P = 1; S = 1; R \geq 40; V = 0$
44	Пластово-полевое	$P = 4; S = 1; R \geq 80; V = 1$
Уровень 13. Способ проведения выработок		
45	БВР	$V = 0;1; FP \geq 4; SB \leq 22$
46	Комбайновый с механическим разрушением массива	$V = 0;1; FP < 3; SB \leq 15; AV \leq 15; RP \leq 100; C_T = 0;1$
47	Комбайновый с гидравлическим разрушением массива	$AV \leq 15; FP \leq 3; RP \leq 30; SB \leq 9$
48	С применением гидромониторов	
Уровень 14. Порядок отработки столбов в наклонной плоскости и направление продвижения очистного забоя		
49	Нисходящий по простиранию	$W = 1;2;3; A \leq 40$
50	Восходящий по простиранию	$W = 3; A \leq 25; C_T = 0;1$
51	Нисходящий по падению	$A \leq 25; W = 1;2;3; M \leq 3,5; Q \leq 100$
52	Восходящий по восстанию	не применяется
53	Комбинированный (по падению и восстанию)	не применяется
54	Комбинированный (по простиранию, падению или восстанию)	$A \leq 12; W = 1;2;3; C_T = 1$
Уровень 15. Порядок обработки столбов		
55	Прямой	$S = 0;1; C_T = 0;1; V = 0;1; LC \leq 1500$
56	Обратный	$S = 0;1; C_T = 0;1; V = 0;1; LC \leq 2500$
Уровень 16. Способ управления горным давлением		
57	Полное обрушение	$Q = 1;2;3$
58	Плавное опускание	не применяется
59	Полная закладка	не применяется
Уровень 17. Схема проветривания участка (лавы)		
60	Прямоточная с подсвеживанием	$QV \leq 66; H \leq 900; V = 0,1$
61	Прямоточная без подсвеживания	$QV \leq 55; H \leq 500; V = 0,1$
62	Возвратноточная с подсвеживанием	$QV \leq 40; H \leq 650; V = 0,1$
63	Возвратноточная без подсвеживания	$QV \leq 30; H \leq 400; V = 0,1$
Уровень 18. Наличие мероприятий по упрочнению (разупрочнению) кровли		
64	С мероприятием	$O = 2;3; V = 2;3$
65	Без мероприятия	$O = 1;2;3; V = 1;2;3$
Уровень 19. Система разработки, схема расположения откаточной выработки, способ ее проведения		

	Наименование стандартного размера	Фактическая область применения элемента
1	2	3
66	Столбовая, пройдена в массиве угля и погашается позади забоя, узким забоем	$A \leq 30; M \leq 4,4; QV \leq 66; Y = 1;2;3;$ $V = 0;1; O = 1;2;3; P = 1;2;3; H \leq 600$
67	Столбовая, пройдена в массиве угля, поддерживается позади лавы в выработанном пространстве, узким забоем	$A \leq 26; M \leq 3,5; QV = 15; Y = 1;2;$ $V = 0;1; O = 1;2; P = 1;2;3; H \leq 600$
Уровень 20. Система разработки, схема расположения вентиляционной выработки, способ ее проведения		
79	Столбовая, проводится до начала очистных работ вприсечку к выработанному пространству и погашается позади забоя лавы, узким забоем	$A \leq 30; M \leq 4,4; QU \leq 66; Y = 1;2;3;$ $U = 0;1; O = 1;2;3; P = 1;2;3; H \leq 600$
80	Столбовая, пройденная в массиве угля и погашается позади забоя лавы, узким забоем	$A \leq 20; M \leq 4,0; QU \leq 40; Y = 1;2;$ $U = 0;1; O = 1;2; P = 1;2;3; H < 600$
81	Столбовая, пройдена в массиве угля и поддерживается позади забоя в выработанном пространстве, узким забоем	$A \leq 20; M \leq 4,0; QU \leq 55; Y = 1;2;$ $U = 1; O = 1;2; P = 1;2;3;4; H \leq 450$
Уровень 21. Тип крепи очистного забоя		
92	M130	$M \leq 4,0; M \geq 2,0; A \leq 30; Y = 1;2;3;$ $O = 1;2;3; P = 1;2;3; RC = 0,18; R_P \leq 70; R \leq 90$
93	M138	$M \leq 3,2; M \geq 2,38; A \leq 25; Y = 1;2;$ $O = 1;2; P = 1;2;3;4; RC = 0; R_P \leq 70; R \leq 70$
94	4M130	$M \leq 4; U \geq 3,5; A \leq 28; Y = 1;2;3;$ $O = 1;2;3; P = 1;2; RC = 0;1; R_P \leq 60; R \leq 90$
95	2УКП5	$M \leq 5,5; M \geq 2,7; A \leq 10; Y = 2; O = 3;$ $P = 1; RC = 0; R_P \leq 12; R \leq 77$
96	DBT 11/23	$M \leq 2,2; M \geq 1,9; A \leq 22; Y = 1;2; O = 1,2; P = 1;$ $RC = 0;1; R_P \leq 60; R \leq 70$
97	2MT	$M \leq 2; M \geq 1,45; A \leq 16; Y = 1;2; O = 2;$ $P = 1; RC = 0; R_P \leq 60; R \leq 65$
98	1MT	$M \leq 1,4; M \geq 1,1; A \leq 16; Y = 2; O = 2;$ $P = 1; RC = 0; R_P \leq 60; R \leq 70$
99	УКП5	$M \leq 5,1; M \geq 2,7; A \leq 12; Y = 1; O = 1;$ $P = 1; RC = 0; R_P \leq 40; R \leq 15$
100	КНKM	$M \leq 3,5; M \geq 2,2; A \leq 12; Y = 1; O = 1;$ $P = 1; RC = 0; R_P \leq 40; R \leq 15$
101	DBT 2200/4800	$M \leq 2,35; M \geq 1,9; A \leq 6; Y = 2; O = 2;$ $P = 2; RC = 0; R_P \leq 10; R \leq 70$
102	MT	$M \leq 1,9; M \geq 1,4; A \leq 15; Y = 1,2;$ $O = 1;2;3; P = 2;4; RC = 0; R_P \leq 0; R \leq 70$
103	DBT 1500/3300	$M \leq 1,8; M \geq 1,7; A \leq 16; Y = 1,2; O = 1;$ $P = 4; RC = 0; R_P \leq 80; R \leq 50$
104	КД80	$M \leq 1,13; M \geq 0,8; A \leq 13; Y = 1,2;$ $O = 1;2; P = 1;2;4; RC = 0; R_P \leq 80; R \leq 50$
105	1MKM	$M \leq 1,7; M \geq 1,4; A \leq 10; Y = 2; O = 2;$

	Наименование стандартного размера	Фактическая область применения элемента
1	2	3
		$P = 1; RC = 0; R_P \leq 30; R \leq 80$
106	10КП70	$M \leq 2,3; M \geq 2,1; A \leq 20; Y = 1,2; P = 1,2; RC = 0,1; R_P \leq 70; R \leq 70$
107	МК75	$M \leq 2,9; M \geq 1,8; A \leq 25; Y = 2; O = 1; P = 2; RC = 0; R_P \leq 20; R \leq 20$
108	2УКП	$M \leq 2,4; ; M \geq 4,5; A \leq 18; Y = 1,2; O = 1,2; P = 1,2; RC = 0; R_P \leq 20; R \leq 50$
109	КМ8I	$M \leq 2,4; M \geq 3,2; A \leq 15; Y = 1,2; O = 1,2; P = 1,2; RC = 0; R_P \leq 30; R \leq 50$
Уровень 22. Тип выемочной машины		
127	1КШЭ	$M \leq 5,5; M > 2,4; A \leq 28; Y = 1,2,3; AZ \leq 90; AZ \geq 83; A1 \leq 260; A2 \leq 120$
128	КШЗМ	$M \leq 5,5; M \geq 3,5; A \leq 22; Y = 2; AZ \leq 90; AZ \geq 83; A1 \leq 260; A2 \leq 260$
129	2КШЭ	$M \leq 4; M \geq 2,9; A \leq 26; Y = 2; AZ \leq 90; AZ \geq 85; A1 \leq 250; A2 \leq 250$
130	EL600	$M \leq 2,6; M \geq 1,1; A \leq 30; Y = 1,2; AZ \leq 90; AZ \geq 83; A1 \leq 250; A2 \leq 250$
131	K103	$M \leq 1,2; M \geq 0,8; A \leq 20; Y = 2; AZ \leq 90; AZ \geq 85; A1 \leq 35; A2 \leq 10$
132	KA80	$M \leq 1,0; M \geq 0,8; A \leq 13; Y = 1,2; AZ \leq 90; AZ \geq 86; A1 \leq 20; A2 \leq 16$
133	EL1000	$M \leq 2,0; M \geq 1,7; A \leq 22; Y = 1,2; AZ \leq 90; AZ \geq 87; A1 \leq 160; A2 \leq 160$
134	12СМ12	$M \leq 2,2; M \geq 1,95; A \leq 25; Y = 1,2; AZ \leq 90; AZ \geq 86; A1 \leq 180; A2 \leq 150$
135	1K101	$M \leq 1,2; M \geq 1,0; A \leq 11; Y = 1,2; AZ \leq 90; AZ \geq 85; A1 \leq 100; A2 \leq 80$
136	1КШЭ	$M \leq 3,8; M \geq 2,0; A \leq 13; Y = 1; AZ \leq 90; AZ \geq 85; A1 \leq 205; A2 \leq 170$
Уровень 23. Тип транспорта угля вдоль забоя		
151	СУОКП	$M \leq 3,7; M \geq 1,7; A \leq 28$
152	СП301	$M \leq 4,0; M \geq 2,0; A \leq 30$
153	СП87ПМ	$M \leq 2,0; M \geq 1,2; A \leq 16$
154	СПЦ162	$M \leq 1,13; M \geq 1,0; A \leq 11$
155	СУМК75	$M \leq 2,2; M \geq 1,6; A \leq 25$
156	СПЦ151	$M \leq 0,9; M \geq 0,8; A \leq 20$
157	СП87Ц	$M \leq 1,55; M \geq 1,3; A \leq 15$
158	СУ40КП70	$M \leq 2,2; M \geq 1,8; A \leq 16$
159	СУУКП	$M \leq 5; M \geq 4,2; A \leq 12$
160	КНKM	$M \leq 4; M \geq 2,7; A \leq 12$
161	Гидротранспорт	$M \leq 2,5; M \geq 1,8; A \leq 30$
162	КМ87-2МБ	$M \leq 2,4; M \geq 3,2; A \leq 15$
163	СП53	$M \leq 0,8; M \geq 3,2; A \leq 15$
164	СР70	$M \leq 1,0; M \geq 3,5; A \leq 18$
Уровень 24. Тип транспорта угля по участковым выработкам		
176	1ЛТ100	$AU \leq 6; KS = 1; LC \leq 1425; KP = 1;$

	Наименование стандартного размера	Фактическая область применения элемента
1	2	3
		$QU \leq 17; U = 0$
177	2ЛТ100	$AU \leq 5; KS = 1;3; LC \leq 1200; KP = 1;$ $QU \leq 21; U = 0,1$
178	2Л80У	$AU \leq 13; KS = 2; LC \leq 1100; KP = 1;$ $QU \leq 30; U = 1$
179	1Л100У	$AU \leq 10; KS = 1;2; LC \leq 1750; KP = 1;$ $QU \leq 53; U = 0;1$
180	1Л100К	$AU \leq 15; KS = 1;2; LC \leq 1000; KP = 1;$ $QU \leq 16; U = 0;1$
181	1ЛТ80У	$AU \leq 15; KS = 1;2; LC \leq 1500; KP = 1;$ $QU \leq 28; U = 0;1$
182	2СР70М	$AU \leq 13; KS = 2; LC \leq 500; KP = 1;$ $QU \leq 80; U = 0;1$
183	2ЛТ80У	$AU \leq 4; KS = 1;2; LC \leq 1250; KP = 1;$ $QU \leq 12; U = 0;1$
184	С53	$AU \leq 6; KS = 2; LC \leq 500; KP = 1;$ $QU \leq 40; U = 0$
185	Л80У	$AU \leq 5; KS = 1;2; LC \leq 2500; KP = 1;$ $QU \leq 15; U = 0;1$
186	ЛТП80	$AU \leq 3; KS = 2; LC \leq 1500; KP = 0,1;$ $QU \leq 60; U = 0;1$
187	2ЛТП80	$AU \leq 3; KS = 2; LC \leq 1500; KP = 0,1;$ $QU \leq 60; U = 0;1$
188	Гидротранспорт	$AU \leq 20; KS = 1; LC \leq 4000; KP = 1;$ $QU \leq 18; U = 1$
Уровень 25. Тип вспомогательного транспорта по участковым выработкам		
201	6ДМК	$AU \leq 10; LC \leq 1200; QU \leq 15; KP = 0;1;$ $U = 0;1$
202	ДКНЛ	$AU \leq 16; LC \leq 1900; QU \leq 34; KP = 0;1;$ $U = 0;1$
203	ДКНЛ-1	$AU \leq 15; LC \leq 1000; QU \leq 18; KP = 0,1;$ $U = 0;1$
204	ЛВ25	$AU \leq 12; LC \leq 800; QU \leq 21; KP = 1;$ $U = 0,1$
205	ЛВД24	$AU \leq 12; LC \leq 800; QU \leq 21; KP = 1; U = 0,1$
206	ЛВД34	
207	Электровозная откатка	$AU \leq 0; LC \leq 1500; QU \leq 6; KP = 1; U = 0$
Уровень 26. Тип транспорта угля по подготовительным наклонным выработкам		
221	1Л80У	$AP \leq 16; KS = 1;2; LB \leq 800$
222	1Л100К	$AP \leq 16; KS = 1;2; LB \leq 800$
223	2Л80У	$AP \leq 16; KS = 1;2; LB \leq 800$
224	2ЛУ120Б	$AP \leq 15; KS = 1;2; LB \leq 900$
225	Б-1200	$AP \leq 16; KS = 2; LB \leq 480$
226	2ЛБ120	$AP \leq 10; KS = 1; LB \leq 1500$
227	2ЛЛ100	$AP \leq 12; KS = 2; LB \leq 500$
228	ЛЛ100У	$AP \leq 20; KS = 1;2; LB \leq 700$
229	ЛУ120	$AP \leq 18; KS = 2; LB \leq 1000$

	Наименование стандартного размера	Фактическая область применения элемента
1	2	3
230	2ЛТ80У	$AP \leq 16; KS = 1; 2; LB \leq 800$
231	ЛЛ100	$AP \leq 9; KS = 2; LB \leq 850$
232	КРУ350	$AP \leq 15; KS = 2; LB \leq 400$
233	СП202	$AP \leq 22; KS = 1; LB \leq 160$
234	ЛУ120	$AP \leq 16; KS = 2; LB \leq 700$
235	2ЛУ120	$AP \leq 15; KS = 2; LB \leq 1000$
236	2ЛУ120В	$AP \leq 15; KS = 2; LB \leq 1000$
237	ЛЛ120	$AP \leq 18; KS = 2; LB \leq 700$
238	2Л100У-01	$AP \leq 14; KS = 2; LB \leq 400$
239	ЛБ100	$AP \leq 16; KS = 1; 2; LB \leq 1000$
240	2ЛБ100	$AP \leq 16; KS = 1; 2; LB \leq 1000$
241	С53	$AP \leq 18; KS = 1; 2; LB \leq 1500$
242	С50	$AP \leq 18; KS = 1; 2; LB \leq 1500$
243	ЛТП80	$AP \leq 3; KS = 2; LB \leq 1400$
244	СР70	$AP \leq 20; KS = 1; 2; LB \leq 1000$
245	СР70М	$AP \leq 20; KS = 1; 2; LB \leq 1000$
246	Гидротранспорт	$AP \leq 20; KS = 1; LB \leq 600$
247	2ЛУ100	$AP \leq 18; KS = 1; 2; LB \leq 1500$
Уровень 27. Тип вспомогательного транспорта по подготовительным наклонным выработкам		
261	6ДМК	$AP \leq 10; LB \leq 650; KS = 2$
262	ЛШВ24	$AP \leq 15; LB \leq 270; KS = 1$
263	Ц1, 2x1	$AP \leq 16; LB \leq 750; KS = 2$
264	Ц2, 5x2	$AP \leq 25; LB \leq 1100; KS = 2$
265	БМ250	$AP \leq 16; LB \leq 960; KS = 2$
266	Ц1, 2x1,6	$AP \leq 15; LB \leq 1000; KS = 2$
267	Ц2x1,5	$AP \leq 25; LB \leq 1100; KS = 2$
268	Ц1, 6x1,2	$AP \leq 24; LB \leq 1100; KS = 1; 2$
269	ЛВ25	$AP \leq 16; LB \leq 1350; KS = 1; 2$
270	ЛВД34	$AP \leq 20; LB \leq 1000; KS = 1; 2$
271	МДК	$AP \leq 10; LB \leq 650; KS = 2$
272	1КСП24	$AP \leq 10; LB \leq 660; KS = 2$
273	БМ2000	$AP \leq 20; LB \leq 1000; KS = 1; 2$
274	БМ2500	$AP \leq 20; LB \leq 1200; KS = 1; 2$
Уровень 28. Тип транспорта угля по подготовительным магистральным горизон- тальным выработкам		
291	Аккумуляторные электровозы АРП-8	$AT = 0; LCt \leq 5800; ACt \leq 0,003; Q \leq 100; U = 1; 0; KP = 1$
292	14АРП	$AT = 0; LCt \leq 4000; ACt \leq 0,003; Q \leq 26; U = 0; KP = 1$
293	13АРП	$AT = 0; LCt \leq 500; ACt \leq 0,005; Q \leq 17; U = 0; KP = 1$
294	14КР	$AT = 0; LCt \leq 500; ACt \leq 0,005; Q \leq 17; U = 0; KP = 1$
295	АМ8Д	$AT = 0; LCt \leq 4000; ACt \leq 0,005; Q \leq 25; U = 0; KP = 1$
296	2АМ8Д	$AT = 0; LCt \leq 4000; ACt \leq 0,005; Q \leq 36;$

	Наименование стандартного размера	Фактическая область применения элемента
1	2	3
		$U = 0; 1; KP = 1$
297	ЛУ120	$AT = 0; LCt \leq 1500; ACt \leq 0,004; Q \leq 20;$ $U = 0; KP = 1$
298	CP70M	$AT = 2; LCt \leq 1000; ACt \leq 0,005; Q \leq 45;$ $U = 1; KP = 1$
299	ЛТП80	$AT = 2; LCt \leq 1000; ACt \leq 0,005; Q \leq 45;$ $U = 1; KP = 1$
300	C50	$AT = 2; LCt \leq 1000; ACt \leq 0,005; Q \leq 45;$ $U = 1; KP = 1$
301	C50-01	$AT = 2; LCt \leq 1000; ACt \leq 0,005; Q \leq 45;$ $U = 1; KP = 1$
302	2Л100К	$AT = 2; LCt \leq 1000; ACt \leq 0,005; Q \leq 45;$ $U = 1; KP = 1$
Уровень 29. Тип вспомогательного транспорта по подготовительным магистральным горизонтальным выработкам		
321	Аккумуляторные электровозы 14АРП	$LCt \leq 5600; AT = 0; Q \leq 47; U = 0;$ $ACt \leq 0,004; KP = 0; 1$
322	13АРП	$LCt \leq 6000; AT = 0; Q \leq 17; U = 0;$ $ACt \leq 0,005; KP = 0; 1$
323	2АРП8	$LCt \leq 5500; AT = 0; Q \leq 100; U = 0; 1;$ $ACt \leq 0,005; KP = 0, 1$
324	АМ8Д	$LCt \leq 3200; AT = 0; Q \leq 36; U = 0; 1;$ $ACt \leq 0,005; KP = 0; 1$
325	2АМ8Д	$LCt \leq 3500; AT = 0; ; Q \leq 36; U = 0;$ $ACt \leq 0,005; KP = 0, 1$
326	ДКНЛ	$LCt \leq 100; AT = 0; ; Q \leq 13; U = 0;$ $ACt \leq 0,005; KP = 0; 1$
327	ЛВ25	$LCt \leq 1000; AT = 0; ; Q \leq 44; U = 1;$ $ACt \leq 0,005; KP = 0; 1$
328	ЛШВ24	$LCt \leq 1000; AT = 0; ; Q \leq 44; U = 1;$ $ACt \leq 0,005; KP = 0; 1$

3.3. Разработка методического обеспечения формирования рациональных вариантов горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт

В базовую характеристику горнотехнической системы вносятся все элементы качественных характеристик, встречающихся хотя бы в одном из моделируемых вариантов, и каждому элементу присваивается свой код.

В табл. 3.2-3.3 представлены горно-геологические условия и горнотехнологические параметры, влияющие на уровень горнотехнической системы угольной шахты.

В табл. 3.4 представлены коэффициенты полезности (важности) критерия

для уровней технологических систем шахты.

Таблица 3.2 – Горно-геологические и горнотехнологические параметры, влияющие на уровни горнотехнической системы угольной шахты

№ п/п	Наименование параметра	Условное обозначение	Идентификатор	Уровни горнотехнической системы, элементы которых имеют ограничения по данному параметру
1	2	4	5	6
1	Угол падения, град	α	A	Схема вскрытия и подготовки шахтного поля. Система разработки. Способ охраны вентиляционного штрека. Порядок отработки частей в шахтном поле. Тип выемочной машины
2	Мощность пласта, м	m	M	Система разработки. Способ охраны транспортного штрека. Способ охраны вентиляционного штрека. Тип крепи очистного забоя. Тип выемочной машины. Способ управления горным давлением
3	Относительная газообильность шахты, м ³ /т	дот.	Q	Схема проветривания выемочного участка. Тип транспорта по участковым выработкам. Тип вспомогательного транспорта по транспортному штреку
4	Глубина ведения горных работ, м	H_p	H	Система разработки. Способ охраны транспортного штрека. Способ охраны вентиляционного штрека. Схема проветривания выемочного участка
5	Количество одновременно разрабатываемых пластов, шт.	$n_{ПЛ}$	NP	Способ подготовки. Расположение основных подготовительных выработок относительно пласта
6	Высота откаточного горизонта, м	$H_{гор}$	NG	Схема подготовки шахтного поля
7	Расстояние между крайними вскрываемыми пластами, м	$S_{пл}$	SL	Схема подготовки шахтного поля
8	Крепость пород почвы	$f_{п}$	F	Способ проведения выработок. Способ охраны транспортного штрека. Способ охраны вентиляционного штрека. Тип крепи очистного забоя.
9	Прочность пород кровли, МПа	$R_{кр}$	R	Расположение основных подготовительных выработок. Способ охраны транспортного штрека. Способ охраны вентиляционного штрека. Наличие мероприятий по разупрочнению (упрочнению) пород кровли.
10	Относительная газо-	$q_{уч}$	QV	Схема проветривания выемочного

№ п/п	Наименование параметра	Услов- ное обо- значе- ние	Иден- тифи- катор	Уровни горнотехнической системы, эле- менты которых имеют ограничения по данному параметру
1	2	4	5	6
	обильность выемоч- ного участка, м ³ /т			участка. Противовыбросные мероприя- тия.
11	Сопrotивляемость почвы вдавливанию, МПа	R_l	RP	Тип крепи очистного забоя.
12	Сопrotивляемость пласта резанию в неотжатой зоне, МПа	A_l	A_l	Тип выемочных машин.
13	Сопrotивляемость пласта резанию в зоне работы, МПа	$A2$	$A2$	Тип выемочных машин.
14	Критерий пучения по- род почвы	Ω	m	Система разработки. Способ охраны транспортного штрека. Способ охраны вентиляционного штрека.
15	Угол наклона участко- вой выработки, град	α_B^y	AV	Способ проведения выработок. Тип транспорта. Тип транспорта угля по участковым выработкам. Тип вспомога- тельного транспорта по транспортному штреку.
16	Угол между линией забоя пласта и участ- ковой выработкой, град	α_3	AZ	Тип выемочных машин.
17	Уклон горизон- тальной выработки, %	α_B^1	AG	Тип транспорта угля по участковым вы- работкам. Тип вспомогательного транс- порта по транспортному штреку.
18	Длина откатки по участковой выработке, м	l_B^y	LC	Тип транспорта угля по участковым вы- работкам. Тип вспомогательного транс- порта по транспортному штреку. Тип вспомогательного транспорта по вентиляционному штреку.
19	Угол наклона началь- ного бремсберга, град	α_B^{mp}	AP	Тип транспорта угля по подготовитель- ным наклонным выработкам. Тип вспомо- гательного транспорта.
20	Угол наклона глав- ного штрека, град		AT	Тип транспорта угля, породы, материа- лов и людей по магистральной горизон- тальной выработке.
21	Длина откатки по главному штреку, м	l_B^{cu}	LG	Тип транспорта угля, породы, материа- лов и людей по магистральному штреку.
22	Длина откатки по начальному бремс- бергу, м	$l_B^{\sigma p}$	LB	Тип транспорта угля по подготовитель- ным наклонным выработкам.
23	Размер шахтного поля	S_B	SP	Схема вскрытия шахтного поля. Тип

№ п/п	Наименование параметра	Услов- ное обо- значе- ние	Иден- тифи- катор	Уровни горнотехнической системы, эле- менты которых имеют ограничения по данному параметру
1	2	4	5	6
	по простиранию, м			вспомогательной вскрывающей выра- ботки.
24	Размер шахтного поля по падению, м	H	HP	Схема вскрытия шахтного поля (по числу откаточных горизонтов). Способ вскрытия.
25	Мощность шахты, тыс.т/г	$A_{ш}$	AS	Схема отработки шахтного поля. Схема вскрытия.
26	Количество крыльев в шахтном поле, шт	$P_{кр}$	NK	Порядок отработки частей шахтного поля.
27	Мощность наносов, м	H_o	HO	Схема вскрытия. Схема вентиляции.
28	Количество вскрывае- мых пластов, шт.	$P_{пл}$	NPB	Вид дополнительно вскрываемой выра- ботки.
29	Коэффициент крепо- сти пород	f	FP	Тип выемочной выработки. Способ про- ведения выработок.
30	Площадь сечения вы- работки в проходке, m^2	$S_{выр}$	SB	Схема вентиляции шахты. Схема про- ветривания участка (лавы). Тип транс- порта по подготовительным выработ- кам.

Таблица 3.3 – Параметры по нормативно-справочным данным,
влияющие на уровни горнотехнической системы шахты

№ п/п	Наимено- вание па- раметра	Иде- нти- фи- ка- тор	Зна- чение па- ра- метра	Нормативно-спра- вочные данные	Уровни технологической схемы, элементы которых имеют ограни- чения по данному параметру
1	2	3	4	5	6
1	Опасность пласта по пыли	KP	0 1	Не опасен Опасен	Тип транспорта угля по участко- вым выработкам. Тип вспомога- тельного транспорта по транспорт- ному штреку. Тип вспомога- тельного транспорта по вентиляцион- ному штреку.
2	Опасность пласта по горным ударам	$Ст$	0 1	Не склонен к гор- ным ударам Склонен к горным ударам	Расположение основных подгото- вительных выработок относи- тельно пласта. Способ охраны транспортного штрека. Способ охраны вентиляционного штрека.
3	Опасность пласта по	S	0 1	Не опасен Опасен	Схема подготовки шахтного поля.

№ п/п	Наимено- вание па- метра	Иде- нти- фи- ка- тор	Зна- чение пара- метра	Нормативно-спра- вочные данные	Уровни технологической схемы, элементы которых имеют ограни- чения по данному параметру
1	2	3	4	5	6
	самовозго- ранию				Расположение основных подгото- вительных выработок относи- тельно пласта. Система разра- ботки. Способ охраны транспорт- ного штрека. Способ охраны вен- тиляционного штрека.
4	Опасность пласта по внезап- ным вы- бросам газа	V	0 1	Не опасен Опасен	Способ подготовки пластов. Рас- положение основных подготови- тельных выработок относительно пласта. Система разработки. Про- тивовыбросовые мероприятия. Схема проветривания выемочного участка. Тип транспорта угля по участковым выработкам. Тип вспомогательного транспорта по транспортному штреку. Тип вспо- могательного транспорта по вен- тиляционному штреку.
5	Водо- обиль- ность	W	1 2 3	Слабая (2 м^3) Средняя (до 5 м^3) Сильная (более 5 м^3)	Способ подготовки. Система раз- работки. Порядок обработки ча- стей этажа по простиранию.
6	Признак ведения очистных работ в ча- сти шахт- ного поля	KS	1 2	Работы ведутся в бремсберговой ча- сти Работы ведутся в уклонной части	Порядок отработки столбов и направление очистных забоев от- носительно элементов залегания
7	Устойчи- вость кровли	Y	1 2 3	Неустойчивая $R_{кр} > 30 \text{ МПа}$ Средней устойчи-во- сти $30 \text{ МПа} < R_{кр} < 60 \text{ МПа}$ Устойчивая $R_{кр} > 60 \text{ МПа}$	Наличие мероприятий по разупрочнению (упрочнению) кровли

№ п/п	Наименование параметра	Идентификатор	Значение параметра	Нормативно-справочные данные	Уровни технологической схемы, элементы которых имеют ограничения по данному параметру
1	2	3	4	5	6
8	Обрушаемость кровли	<i>O</i>	1 2 3 4	Легко обрушающаяся $R_{об} < 50$ МПа Средне обрушающаяся $50 \text{ МПа} < R_{об} < 80$ МПа Труднообрушающаяся $R_{об} < 80$ МПа Плавноопускающаяся	Система разработки. Наличие мероприятий по упрочнению (разупрочнению) кровли. Тип кровли очистного забоя. Способ управления горным давлением
9	Сыпучесть кровли	<i>КС</i>	0 1	Не сыпучая Сыпучая	Тип крепи очистного забоя
10	Наличие в очистном забое нарушений непереходимых механизированными крепями	<i>КН</i>	0 1	Нет нарушений Есть нарушения	Тип крепи очистного забоя. Тип выемочных машин
11	Прочность пород почвы	<i>P</i>	1 2 3 4	Не пучащие $H_p/R_c < 0,3$ Слобопучащие $0,3 < H_p/R_c < 0,5$ Пучащие $0,5 < H_p/R_c < 1,0$ Сильнопучащие $H_p/R_c > 1,0$	Расположение основных подготовительных выработок относительно пласта. Способ управления горным давлением.
12	Способ проветривания	<i>РС_Т</i>	0 1	Не раздельное Раздельное	Схема проветривания выемочного участка
13	Наличие плывунов	<i>PL</i>	0 1	Есть Нет	Способ вскрытия
14	Наличие гористой местности	<i>СТМ</i>	0 1	Есть Нет	Способ вскрытия. Тип главной вскрывающей выработки.
15	Способ вентиляции шахты	<i>SR</i>	0 1 2	Всасывающий Нагнетательный Комбинированный	Схема вентиляции

**Таблица 3.4 – Коэффициенты полезности (важности) критерия
для уровней горнотехнической системы угольной шахты**

Номера уровней техноло- гической схемы	Себесто- имость 1 т угля по шахте, руб.	Участ- ковая себе- стои- мость 1 т угля, руб./т	Смет- ная стои- мость строи- тель- ства шахты, млн. руб.	Удель- ные капи- таль- ные вложе- ния, руб./т	Приве- денные за- траты, руб./т	Производи- тельность труда под- земного ра- бочего на шахте, т/мес	Производи- тельность труда рабо- чего очист- ного забоя, т/мес	Производи- тельность труда рабо- чего по до- быче, т/мес	Нагрузка на лаву, т/мес	Удельная протя- женность поддер- живае- мых гор- ных вы- работок, м/1000т	Удель- ный объем прове- дения гор- ных выра- боток, м/1000 т	Протя- жен- ность вскры- вающих горных вырабо- ток на шахте, м
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	0,21	–	0,20	0,18	0,13	–	–	–	–	0,12	0,12	0,14
2	0,13	–	0,16	0,15	0,14	–	–	–	–	0,12	0,14	0,16
3	–	–	0,18	0,19	0,12	–	–	–	–	0,17	0,16	0,18
4	0,11	–	0,18	0,18	0,15	–	–	–	–	0,14	0,10	0,14
5	–	–	0,18	0,20	0,16	–	–	–	–	0,17	0,14	0,15
6	–	–	0,19	0,21	0,15	–	–	–	–	0,17	0,14	0,14
7	0,12	–	0,10	0,13	0,09	–	–	0,09	0,12	0,12	0,12	0,11
8	0,14	–	0,12	0,14	0,10	–	–	–	0,09	0,13	0,14	0,14
9	0,10	–	0,09	0,11	0,08	0,07	–	0,08	0,06	0,14	0,15	0,12
10	0,10	–	0,17	0,16	0,12	–	–	–	–	0,18	0,13	0,14
11	0,14	–	0,13	0,13	–	–	–	0,10	0,11	0,16	0,11	0,12
12	0,16	–	0,16	0,18	0,13	–	–	–	–	0,12	0,12	0,13
13	0,21	0,15	0,13	0,17	0,14	0,20	–	–	–	–	–	–

14	0,19	0,16	–	–	–	0,12	0,14	0,16	0,23	–	–	–
15	0,14	0,14	–	–	–	0,14	0,15	0,16	0,17	0,10	–	–
16	0,17	0,20	–	–	–	0,12	0,16	0,14	0,21	–	–	–
17	–	0,14	–	–	–	–	0,13	0,14	0,32	0,20	0,16	–
18	0,13	0,16	–	–	–	0,18	0,19	0,16	0,18	–	–	–
19	0,18	0,15	–	–	–	–	0,14	–	0,18	0,18	0,17	–
20	0,14	0,16	–	–	–	0,12	0,20	0,17	0,21	–	–	–
21	0,13	0,17	–	–	–	0,15	0,20	0,17	0,21	–	–	–
22	0,13	0,16	–	–	–	0,14	0,20	0,17	0,20	–	–	–
23	0,12	0,15	–	–	–	0,15	0,20	0,17	0,21	–	–	–
24	0,13	0,15	–	–	–	0,15	0,19	0,18	0,20	–	–	–
25	0,16	0,20	–	–	–	–	0,17	0,19	0,28	–	–	–
26	0,20	–	–	0,18	–	0,18	–	0,19	0,25	–	–	–
27	0,20	0,20	–	–	–	0,20	–	0,20	0,20	–	–	–
28	0,23	–	0,19	0,19	–	0,20	–	–	0,19	–	–	–
29	0,16	–	–	0,11	–	0,16	–	0,14	0,16	–	0,14	–

В табл. 3.5-3.7 представлены характеристика уровней горнотехнической системы по критериям, соотношение критериев и уровней горнотехнической системы и ранжирование по важности критериев для l -го уровня горнотехнической системы.

Таблица 3.5 – Характеристика уровней горнотехнической системы по критериям

Уровень	Критерий
1	1,3,4,5,10,11,12
2	1,3,4,5,10,11,12
3	3,4,5,10,11,12
4	1,3,4,5,10,11,12
5	3,4,5,10,11,12
6	3,4,5,10,11,12
7	1,3,4,5,8,9,10,11,12
8	1,3,4,5,9,10,11,12
9	1,3,4,5,6,8,9,10,11,12
10	1,3,4,5,10,11,12
11	1,3,4,8,9,10,11,12
12	1,3,4,5,10,11,12
13	1,2,3,4,5,6
14	1,2,6,7,8,9
15	1,2,6,7,8,9,10
16	1,2,6,7,8,9
17	2,7,8,9,10,11
18	1,2,6,7,8,9
19	1,2,7,9,10,11
20	1,2,6,7,8,9,10
21	1,2,6,7,8,9
22	1,2,6,7,8,9
23	1,2,6,7,8,9
24	1,2,6,7,8,9
25	1,2,7,8,9
26	1,4,6,8,9
27	1,2,6,8,9
28	1,3,4,6,9
29	1,4,6,8,9,11,12

Таблица 3.6. – Соотношение критериев и уровней горнотехнической системы

Критерий	Уровень
1	1,2,4,7,8,9,10,11,12,13,14,15,16,18,19,20,21,22,23,24,25,26,27,28,29
2	13,14,15,16,17,18,19,20,21,22,23,24,25,27
3	1,2,3,4,5,6,7,8,9,10,11,12,13,28
4	1,2,3,4,5,6,7,8,9,10,11,12,13,26,28,29
5	1,2,3,4,5,6,7,8,9,10,11,12,13
6	9,13,14,15,16,18,20,21,22,23,24,26,27,28,29
7	14,15,16,17,18,19,20,21,22,23,24,25
8	7,9,11,14,15,16,17,18,20,21,22,23,24,25,26,27,29
9	7,8,9,11,14,15,16,17,18,19,20,21,22,23,24,25,26,27,28,29

Критерий	Уровень
10	1,2,3,4,5,6,7,8,9,10,11,12,15,17,19,20
11	1,2,3,4,5,6,7,8,9,10,11,12,17,19,29
12	1,2,3,4,5,6,7,8,9,10,11,12,29

Таблица 3.7 – Ранжирование по важности критериев
для *l*-го уровня горнотехнической системы

Уровень	Критерий
1	1,3,4,12,5,10,11
2	12,3,4,5,11,1,10
3	4,12,3,10,11,5
4	4,3,5,10,12,1,11
5	4,3,10,5,12,11
6	4,3,10,5,12,11
7	4,11,1,9,10,12,3,5,8
8	4,1,11,12,10,3,5,9
9	11,10,12,4,1,3,5,8,6,9
10	10,3,4,12,11,5,1
11	10,1,3,4,12,11,9,8
12	4,3,1,5,12,10,11
13	1,6,4,2,5,3
14	9,1,8,2,7,6
15	9,8,7,6,2,1,10
16	9,2,1,7,8,6
17	9,10,11,8,2,7
18	9,7,6,8,2,1
19	9,10,1,11,2,7
20	9,8,2,1,7,6,10
21	9,7,2,8,1,6,
22	9,7,8,2,6,1
23	9,7,8,6,2,1
24	9,7,8,2,6,1
25	9,2,8,7,1
26	9,1,8,6,4
27	9,8,1,2,6
28	1,6,9,4,3
29	1,9,6,11,8,12,4

Одним из важнейших условий возможности реализации элементов горнотехнических систем является условие технологической совместимости альтернативных вариантов решений по взаимосвязанным элементам горнотехнической системы. Взаимосвязанными мы называем такие элементы горнотехнической системы, решения по которым не могут быть приняты независимо друг от друга. К таким элементам относятся, например, выбор типа лавных крепей очистного за-

боя, выбор типа выемочной машины и выбор типа транспорта вдоль забоя. Варианты решений по этим трем элементам могут оказаться несовместимыми. Под несовместимостью вариантов решений по различным элементам горнотехнических систем шахт понимается такая ситуация, когда при реализации варианта другой, неальтернативный ему вариант, реализовать невозможно. Так, например, при погоризонтной схеме подготовки шахтного поля невозможна отработка столбов в нисходящем порядке по простиранию, или при направлении выемки по восстанию (падению) не применяется рельсовый транспорт угля из очистного забоя и т.д. Все эти сведения объединены в матрице совместимости вариантов решений по элементам горнотехнических систем шахт. Эта информация содержится в виде ограничений («запретов») в упорядоченной форме (табл. 3.8).

Таблица 3.8 – Совместимость элементов горнотехнической системы шахты

№ элемента	Номера элементов, несовместимых с указанными
1	2
1	8, 25
2	5, 6, 7, 9, 22, 23, 24
3	15, 16, 19, 21
4	14, 17, 18, 20
16	29, 30
17	29, 30
27	57, 58
29	35, 36, 40, 41, 49, 50, 55, 56, 176, 177, 178, 179, 180, 181, 182, 183, 184, 185, 186, 187, 188, 201, 202, 203, 204, 205, 206, 207
30	36, 51, 52, 53
31	35, 51, 52, 53
32	35, 51, 52, 53
34	42
35	42
36	42
1	2
37	42
43	47, 48
44	47, 48
60	79, 80
61	79, 80
62	79, 80
63	67, 81
67	81
92	127, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 153, 154, 155, 156, 157, 153, 159, 160, 161, 162, 188, 246, 304
93	128, 129, 130, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 188, 246, 304

№ эле- мента	Номера элементов, несовместимых с указанными
94	129, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 188, 246, 304
94a	127, 128, 129, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 188, 246, 304
94б	127, 128, 129, 130, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
95	127, 128, 129, 130, 131, 132, 133, 134, 135, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
96	127, 128, 129, 130, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
97	127, 128, 129, 131, 132, 133, 134, 136, 137, 138, 139, 151, 152, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 162, 163, 246, 304
98	127, 128, 129, 131, 132, 133, 134, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 154, 155, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
99	127, 128, 129, 130, 131, 132, 133, 134, 135, 138, 139, 140, 151, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
100	127, 128, 129, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 140, 151, 152, 139, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 162, 163, 188, 246, 304
101	127, 128, 129, 130, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
102	127, 128, 129, 131, 132, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
103	127, 128, 130, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
104	127, 128, 129, 130, 131, 132, 133, 134, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 153, 154, 155, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246,
105	127, 129, 130, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 188, 246, 304
105a	127, 128, 129, 130, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
105б	127, 128, 129, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
106	127, 128, 129, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
107	127, 128, 129, 131, 132, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 153, 154, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
108	127, 128, 130, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 163, 188, 246, 304
109	127, 128, 129, 131, 132, 133, 134, 135, 136, 137, 138, 139, 140, 151, 152, 153, 154, 155, 156, 157, 158, 159, 160, 161, 162, 188, 246, 304

В табл. 3.9 для условий прогрессивных шахт Кузбасса, разрабатывающих в основном угольные пласты пологого и наклонного залегания, приведены коэффициенты эффективности отдельных элементов горнотехнической системы.

Таблица 3.9 – Эффективность отдельных элементов горнотехнической системы шахты

№ уровня горно-технической системы	Номер 1-го элемента
	Совокупный коэффициент эффективности 1-го элемента горнотехнической системы
I	1-0,563; 2-0,0561
II	3-0,0122; 4-0,0471
III	5-0,0829; 6-0,0511; 7-0,5731; 8-0,0122; 9-0,0876
IV	10-0,0931; 11-0,0646; 12-0,1033; 13-0,0396
V	14-0,0514; 15-0,0751; 16-0,147; 18-0,103; 21-0,256
VI	22-0,0485; 23-0,145; 24-0,0622; 25-0,0365
VII	26-0,0514; 27-0,151; 25-0,0967
VIII	29-0,166; 30-0,118; 31-0,183; 32-0,215
IX	33-0,187; 34-0,121; 35-0,109; 36-0,111; 37-0,111
X	38-0,996; 39-0,054
XI	40-0,0176; 41-0,0719
XII	42-0,0543; 43-0,0398; 44-0,5914
XIII	45-0,8674; 46-0,3214; 47-0,0764; 48-0,0654
XIV	49-0,17; 50-0,251; 51-0,186; 52-0,186; 53-0,211; 54-0,308
XV	55-0,4553; 56-0,3527
XVI	57-0,1179
XVII	60 - 0,1962; 61-0,1227; 62-0,0713; 63-0,0973
XVIII	64-0,1135; 65-0,0044
XIX	66-0,0828; 67-0,0451
XX	79-0,1308; 80-0,0864; 81-0,1463
XXI	92-0,0659; 93-0,1779; 94-0,1421; 94a-0,32598; 96-0,192; 97-0,2279; 98-0,1129; 99-0,2372; 103-0,3037; 104-0,0677; 105b-0,2794; 106-0,3294; 107-0,237; 108-0,2635; 109-0,2635
XXII	127-0,0587; 128-0,1164; 129-0,1526; 130-0,0546; 132-0,3099; 133-0,1526; 134-0,2317; 140-0,2766
XXIII	151-0,0397; 152-0,0934; 153-0,07033; 154-0,1944; 155-0,3103; 156-0,2589; 157-0,3090; 158-0,1182; 159-0,1185; 160-0,1185; 161-0,2788; 164-0,3103; 165-0,3103
XXIV	176-0,0671; 177-0,1175; 178-0,1573; 179-0,1115; 180-0,1115; 181-0,4809; 182-0,1689; 183-0,2411; 184-0,1730; 185-0,0496; 186-0,2472; 188-0,0725; 189-0,1945
XXV	201-0,2174; 202-0,1392; 203-0,0933; 204-0,0727; 205-0,0421; 206-0,0055; 207-0,064
XXVI	221-0,0757; 222-0,0421; 223-0,1634; 224-0,1909; 228-0,1388; 229-0,1657; 230-0,1782; 232-0,2156; 233-0,1298; 236-0,1355; 237-0,2506; 241-0,1911; 242-0,2116; 243-0,1781; 244-0,17; 245-0,0833; 246-0,1566; 246-0,1491
XXVII	262-0,0934; 263-0,1057; 264-0,1118; 265-0,2284; 266-0,2283; 267-0,2067; 268-0,0883; 269-0,3105; 270-0,0682; 271-0,119; 272-0,110; 273-0,2452; 274-0,2452
XXVIII	291-0,1834; 292-0,0848; 293-0,179; 295-0,0809; 296-0,168; 297-0,1939; 298-0,0974; 299-0,1871; 300-0,2612; 304-0,1852; 302-0,9774; 303-0,0979; 304-0,1209; 305-0,2138
XXIX	321-0,075; 322-0,195; 324-0,087; 325-0,0675; 326-0,195; 327-0,215; 328-0,0945

ВЫВОДЫ

1. Обоснованы и сформулированы методические положения конструирования горнотехнических схем угольных шахт, позволяющих путем совместной оптимизации качественных характеристик и параметров конструировать или выбрать наиболее эффективный вариант горнотехнической схемы для конкретных горно-геологических условий угольного месторождения.

2. Предложенные критерии оценки и выбора вариантов проектных решений горнотехнической системы угольных шахт.

3. Разработана базовая качественная характеристика проектирования горнотехнических систем угольных шахт, которая определялась исходя из возможности применения отдельных вариантов решений в определенных горно-геологических условиях с учетом общепринятых областей применения и совместимости отдельных элементов.

4. Сформированы матрицы условного эталона самых высоких прогрессивных технологических и экономических показателей работы шахт Кузбасса за 6 лет (2010-2016гг.) и фактических технико-технологических показателей эффективности работы угледобывающих предприятий исследуемого региона.

5. Разработана математическая модель определения совокупных коэффициентов эффективности элементов горнотехнической системы угольной шахты с использованием статистической информации и экспертного опроса.

6. Сформирована матрица ограничений технологической совместимости альтернативных вариантов решений по взаимосвязанным элементам горнотехнической системы угольной шахты.

4. РЕКОМЕНДУЕМЫЕ ПАРАМЕТРЫ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СИСТЕМ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

4.1. Горно-геологическая и горнотехническая характеристика объекта исследования

По географическому положению поле шахты «Жерновская-1» располагается в Кемеровской области Западной Сибири. Границей разделения зон служит река Черновой Нарык, протекающая через поле шахты с юго-востока на северо-запад.

Шахтное поле занимает южную и юго-западную часть геологического участка «Поле шахты «Жерновская» одноименного месторождения каменных углей, расположенного на северо-востоке центральной части Ерунаковского геолого-экономического района Кузбасса в пределах центральной части Жерновской антиклинали.

Шахтное поле расположено на площади правого и левого склонов реки Черновой Нарык, соответственно, в восточной и западной частях.

Все угольные пласты шахтного поля полностью или частично имеют сложное строение. Наиболее простое строение, где более 50% пласто-пересечений простого строения, отмечается в кондиционных пластах: 64, 62_{в.п.}, 62_{н.п.}, 60, 57, 50, 48, 43. Весьма сложное строение, где количество породных прослоев достигает 3-х и более, отмечается в пластах: 61, 59, 58-57, 52^а, 48-45, 40. Все эти пласты, за исключением 48-45, теряют рабочие значения из-за высокой общепластовой зольности на значительной площади, а пласт 40 полностью отнесен к нерабочим.

Пласты сложного строения склонны к расщеплению. За линию расщепления, согласно принятым кондициям, принята изолиния породного прослоя равного 0,5 м.

Границами проектируемой шахты «Жерновская 1» в соответствии с лицензией на недропользование являются:

- на севере и северо-востоке – вертикальная плоскость, проведенная от выхода под наносы оси Жерновской антиклинали до горизонта -100 м (общая с участком «Жерновский-2»);

- на юго-востоке – VI разведочный профиль;

- на юго-западе и западе – условная линия, отстроенная под углом сдвига горных пород от гор.-100 м до поверхности.

Размеры шахтного поля по простиранию составляют до 8,9 км, вкrest простирания – от 0,8 до 3,8 км, площадь проекции горного отвода на земную поверхность - около 15,9 км².

Рекомендуется первоочередная отработка четырех пластов – 51, 50, 48 и 45, которые являются наиболее продуктивными. Проведенные расчеты по данным пластам показали наличие около 132 млн. т балансовых запасов чистых угольных пачек, в том числе категории В – 55410 тыс.т (42%) и С₁ – 76604 тыс.т (58%). Запасы основных 4-х рабочих пластов составляют 55% от всех запасов 19 пластов шахтного поля.

Распределение балансовых запасов по пластам представлено в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Распределение балансовых запасов по пластам
горнотехнической системы «Жерновская - 1»

Наименование пласта	Балансовые запасы, млн. тонн
Пласты первоочередной отработки	
51	31,6
50	37,9
48 и 48-45	50,3
45	12,2
Всего по основным рабочим пластам:	132
Пласты возможной отработки в перспективе	
52	15,4
52а	8,5
54	9,1
Всего по пластам возможной отработки:	33
Нерабочие пласты, стоящие на балансе шахты	
66	0,2
65	некондиционные по мощности
64	0,15
62 н.п.	0,2
62 и 62 в.п.	0,6
61	некондиционные по мощности
60	3,5
59	2,9
58	3,9

Наименование пласта	Балансовые запасы, млн. тонн
57-58	4,5
56	6,6
Всего по нерабочим пластам:	≈23
Итого по шахте «Жерновская-1»:	≈188 млн. тонн

Распределение запасов по принятым к первоначальной отработке пластам следующее:

- пласт 51 – 31563 тыс.т (в т.ч. по категориям: В – 16097 тыс.т; C₁ – 31563 тыс.т);
- пласт 50 – 37942 тыс.т (в т.ч. по категориям: В – 15533 тыс.т; C₁ – 22409 тыс.т);
- пласты 48 и 48-45 – 50344 тыс.т (в т.ч. по категориям: В – 19232 тыс.т; C₁ – 31112 тыс.т);
- пласт 45 – 12165 тыс.т (в т.ч. по категориям: В – 4548 тыс.т; C₁ – 7617 тыс.т).

Промышленные запасы по чистым угольным пачкам составили 67043 тыс.т, в том числе по пластам: пласт 51 – 15074 тыс.т; пласт 50 – 19241 тыс.т; пласт 48 и 48-45 – 28116 тыс.т; пласт 45 – 4612 тыс.т.

Промышленные запасы по горной массе составили 79770 тыс.т, в том числе по пластам: пласт 51 – 18990 тыс.т; пласт 50 – 22330 тыс.т; пласт 48 и 48-45 – 33010 тыс.; пласт 45 – 5440 тыс.т.

Обеспеченность горнотехнической системы шахты «Жерновская-1» промышленными запасами при производственной мощности в разные годы от 3000 до 6000 тыс. т. угля в год составляет около 16 лет.

4.2. Разработка вариантов вскрытия и подготовки запасов горнотехнической системы шахты «Жерновская-1»

Выбор основной схемы вскрытия запасов горнотехнической системы производится с учетом многочисленных факторов, основными из которых являются:

- тип складчатой структуры, определяющей строение шахтного поля;
- размеры и конфигурация шахтного поля;

- необходимость обеспечения оптимальной схемы подготовки запасов для их эффективной отработки;
- наличие и расположение охраняемых объектов на поверхности шахтного поля;
- рельеф поверхности;
- состояние и перспективы развития инфраструктуры района (сеть авто и ж. д. дорог, энергообеспечение, связь и т.д.).

Поле горнотехнической системы шахты «Жерновская 1» занимает южную и юго-западную часть геологического участка «Поле шахты «Жерновская» и имеет вытянутую с юго-востока на северо-запад форму. Строение шахтного поля определяет юго-западное крыло Жерновской антиклинали, вертикальная проекция оси которой принята в качестве северной и северо-восточной границы шахтного поля. Поверхность шахтного поля представляет собой сильно пересеченную местность, относящуюся к лесостепной (на западе) и лесной (на востоке) зонам с рекой Черновой Нарык, пересекающей шахтное поле с юга на северо-восток. Рельеф поверхности и водоохранная зона реки – 300 метров, занимающая практически всю долину, весьма осложняет размещение зданий и сооружений промплощадки шахты, подъездных путей.

Учитывая вышесказанное, рассмотрены три возможных варианта расположения основной промплощадки: на левом берегу р. Черновой Нарык у Северной границы шахтного поля в районе руч. Еловка; на правом берегу р. Черновой Нарык у южной границы в районе д. Жерново.

При сложившейся ситуации возможны три варианта вскрытия запасов горнотехнической системы:

- вскрытие выработками, пройденными по пластам 51 и 50 с единой площадки;
- комбинированное вскрытие вертикальным и наклонным конвейерным стволами с единой площадки;
- комбинированное вскрытие вертикальным и наклонными конвейерным и вспомогательным стволами с разных площадок.

В каждом из рассматриваемых вариантов вскрытия строительство горнотехнической системы шахты осуществляется в две очереди: к первоначальной отработке принят пласт 50 во вторую очередь вскрывается пласт 48-45.

Вариант №1. Вскрытие предусматривается путем проведения пластовых выработок с поверхности при расположении промплощадки на левом берегу в районе руч. Еловка. Подготовка шахтного поля предусматривается двухсторонней панелью, шахтное поле центральными уклонами делится на восточное и западное крылья, длина выемочных столбов составит от 1500 до 4000 м.

1 очередь. Основное технологическое решение варианта 1 заключается в том, что без проведения основных капитальных выработок с минимальными капитальными затратами и сроком строительства проведением штреков с основной промплощадки подготавливается лава 50-1 с промышленными запасами 3040 тыс.т. угля.

Принятый к первоначальной отработке пласт 50 имеет выход под наносы у северной границы шахтного поля в районе руч. Еловка. Вскрытие предусматривается путем проведения с поверхности магистрального штрека, конвейерного ствола №1, вентиляционного штрека №50-2, после проведения их на глубину 300-350 м магистральный и вентиляционный штреки сбиваются между собой путевым уклоном.

Таким образом осуществляется вскрытие пласта 50 и подготовка пусковой лавы №50-1. Магистральный штрек служит для доставки материалов, перевозки людей, выдачи исходящей струи воздуха, конвейерный ствол №1 - для выдачи угля с пласта 50, вентиляционный штрек №50-2 – для подачи в шахту свежего воздуха на период до пуска 2 очереди, фланговый наклонный ствол – для доставки материалов, оборудования, выдачи исходящей струи воздуха.

2 очередь. Параллельно с работами по вскрытию и подготовке пласта 50 начинается строительство 2 очереди. По пласту 51 с поверхности проводятся вентиляционный и путевой стволы $S = 20 \text{ м}^2$, $L =$ по 1350м до нижней границы горного отвода.

Таким образом, вариант №1 предусматривает пластовое вскрытие с минимальным объемом проведения выработок по породе. Характеристики главных

вскрывающих выработок 1 и 2 очередей строительства приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Характеристики главных вскрывающих выработок варианта №1

Параметры устьев выработок	Ед. изм.	конвейерный ствол №1	вентиляционный штрек №50-2	магистральный штрек пласта 50	фланговый наклонный ствол
Отметка устья выработки	м	по наносам +248.0	по наносам +252.0	по наносам +255.0	по наносам +345.0
Угол наклона	град.	5	5	5	12
Сечение выработки: в свету	м ²	18	18	18	18
Тип крепления		металл, арка	металл, арка	металл, арка	металл, арка
Протяженность	м	4000	4000	3950	220
Назначение		Выдача угля с пласта 50, выдача исходящей струи.	Подача свежего воздуха в шахту	Выдача исходящей струи воздуха, доставка оборудования материалов, перевозка людей	Выдача исходящей струи воздуха, доставка оборудования материалов, перевозка людей
Оборудование		Ленточный конвейер, монорельсовая дорога, дизелевоз	-	Монорельсовая дорога, дизелевоз	Монорельсовая дорога, дизелевоз
II очередь					
Параметры устьев выработок	Ед. изм.	конвейерный ствол №2	вентиляционный ствол пласта 51	путевой ствол пласта 51	
Отметка устья выработки	м	по наносам +250.0	по наносам +260.0	по наносам +260.0	
Угол наклона	град.	5	5	5	
Сечение выработки: в свету	м ²	18	20	20	
Тип крепления		металл, арка	металл, арка	металл, арка	
Протяженность	м	350	1350	360	

Назначение		Выдача угля с пласта 48-45, выдача исходящей струи.	Подача свежего воздуха в шахту	Подача свежего воздуха в шахту, доставка оборудования материалов, перевозка людей
Оборудование		Ленточный конвейер, монорельсовая дорога, дизелевоз	-	Монорельсовая дорога, дизелевоз

Объем попутной добычи угля при строительстве составит 823 тыс. т (314,7 тыс. т и 508,6 тыс. т в 1 и 2 очереди соответственно). Период строительства составит 1 очереди – 2,0 года, 2 очереди – 1,5-2,0 года. При данном варианте вскрытия без дополнительных затрат осуществляется раздельная выдача угля с пластов 50 (51) и 48, 48-45, 45 по двум выработкам на одну промплощадку.

По пласту 50 после проведения наклонного вентиляционного квершлага проводятся уклоны в нижнюю точку до пересечения с вентиляционным квершлагом, после чего проветривание горных работ пласта 50 осуществляется главной вентиляторной установкой по бремсберговой схеме.

Планы горных работ по пластам первоочередной отработки 45, 48, 48-45, 50 и 45, совмещенные с планами подсчета запасов приведены рис. 4.1 – 4.3.

Вариант №2. Вскрытие шахтного поля предусматривается путем проведения вертикального вентиляционного и наклонного конвейерного стволов при расположении промплощадки на правом берегу реки Черновой Нарык в районе д. Жерново. Подготовка шахтного поля предусматривается также двухсторонней панелью. Центральными уклонами, пройденными между 5 и 4 разведочными линиями, шахтное поле делится на восточное и западное крылья. Длина выемочных столбов составит от 1000 до 1900 м.

1 очередь. Проводятся вертикальный вентиляционный ствол $H=380$ м диаметром 8,5 м $S=56,7 \text{ м}^2$ до гор. -100 м и наклонный конвейерный ствол $S=18 \text{ м}^2$, $L=935$, $\alpha=12^\circ$ до пласта 50. По пласту 50 конвейерный и вентиляционный стволы соединяются между собой уклонами и вентиляционным квершлагом гор. -100 $S=32 \text{ м}^2$, $L=265$, $\alpha=12^\circ$, на гор. -100 м строится околоствольный двор. После этого начинается проведение конвейерного и путевого уклонов пласта 50. Парал-

тельно предусматривается проведение восточного вентиляционного и вспомогательного уклонов по пласту 51 ($S = 16 \text{ м}^2$, $L = 1300$) в верхней части шахтного поля и вентиляционного квершлага $S = 20 \text{ м}^2$ с пласта 51 на пласт 50.

2 очередь. После вскрытия пласта 50 предусматривается строительство комплекса выработок 2 очереди. Углубляется наклонный конвейерный ствол до пласта 48 на 300 м, проводится квершлаг гор.-100 м также до пласта 48. После этого начинается проходка уклонов пласта 48-45 $S = 18 \text{ м}^2$, $L = 2100$, в верхней части проводится квершлаг на пласт 50 $S = 20 \text{ м}^2$, $L = 300$, $\alpha = 12^\circ$ для выдачи исходящей струи с пласта 48-45.

Проветривание шахты предусматривается по бремсберговой схеме через квершлаг гор.-100м. У ствола организуется главный водоотлив, используемый на весь период эксплуатации шахты.

Таким образом, вариант №2 предусматривает вскрытие шахтного поля вертикальным вентиляционным и наклонным конвейерным стволами. Объемы горных работ по вскрытию и подготовке на пуск 1 и 2 очередей приведены в таблице 5.1-3. Объем попутной добычи угля при строительстве составит 612 тыс. т (312,7 тыс. т и 299,4 тыс.т в 1 и 2 очереди соответственно). Учитывая значительный объем породных работ и работ по армировке и оснастке вертикального ствола, период строительства шахты составит 1 очереди 4-5 лет, 2 очереди – 2-2,5 года.

При данном варианте для раздельной выдачи угля с пластов 50, 51 и 48, 45 необходимо пройти дополнительный конвейерный ствол длиной 935 м.

Вариант №3. Вскрытие шахтного поля предусматривается осуществить путем проведения вертикального вентиляционного и наклонных конвейерного и путевого стволов при расположении одной промплощадки на левом берегу р. Черновой Нарык в районе руч. Еловка (вариант 1), второй площадки на правом берегу около скважины 14182 по III разведочному профилю, и третьей площадки вертикального вентиляционного ствола на левом берегу р. Черновой Нарык.

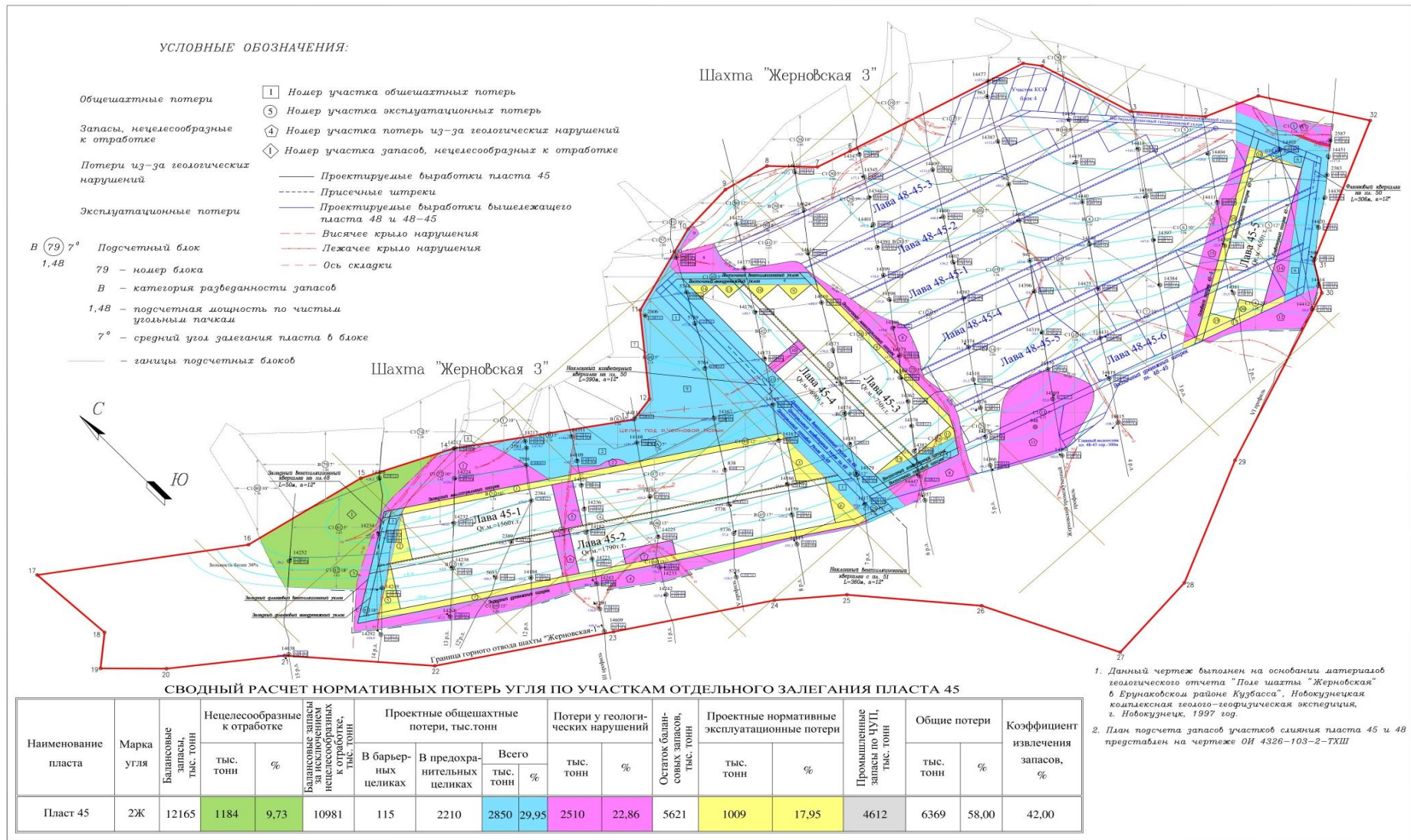


Рис. 4.1. План горных работ по пласту 45 и подсчет запасов по горнотехнической системе шахты «Жерновская-1»

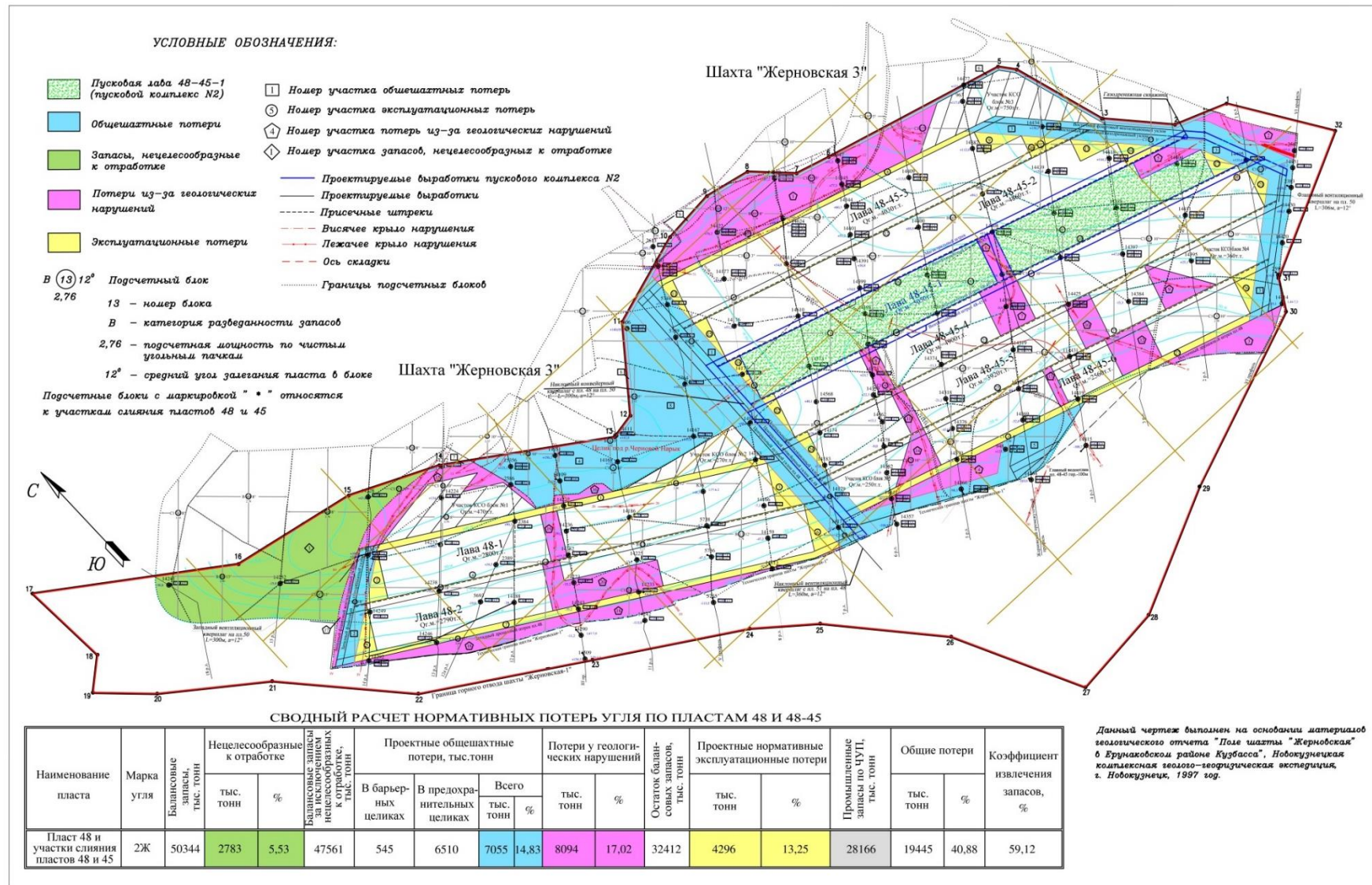


Рис. 4.2. План горных работ по пласту 48, 48-45 и подсчет запасов по горнотехнической системе шахты «Жерновская-1»

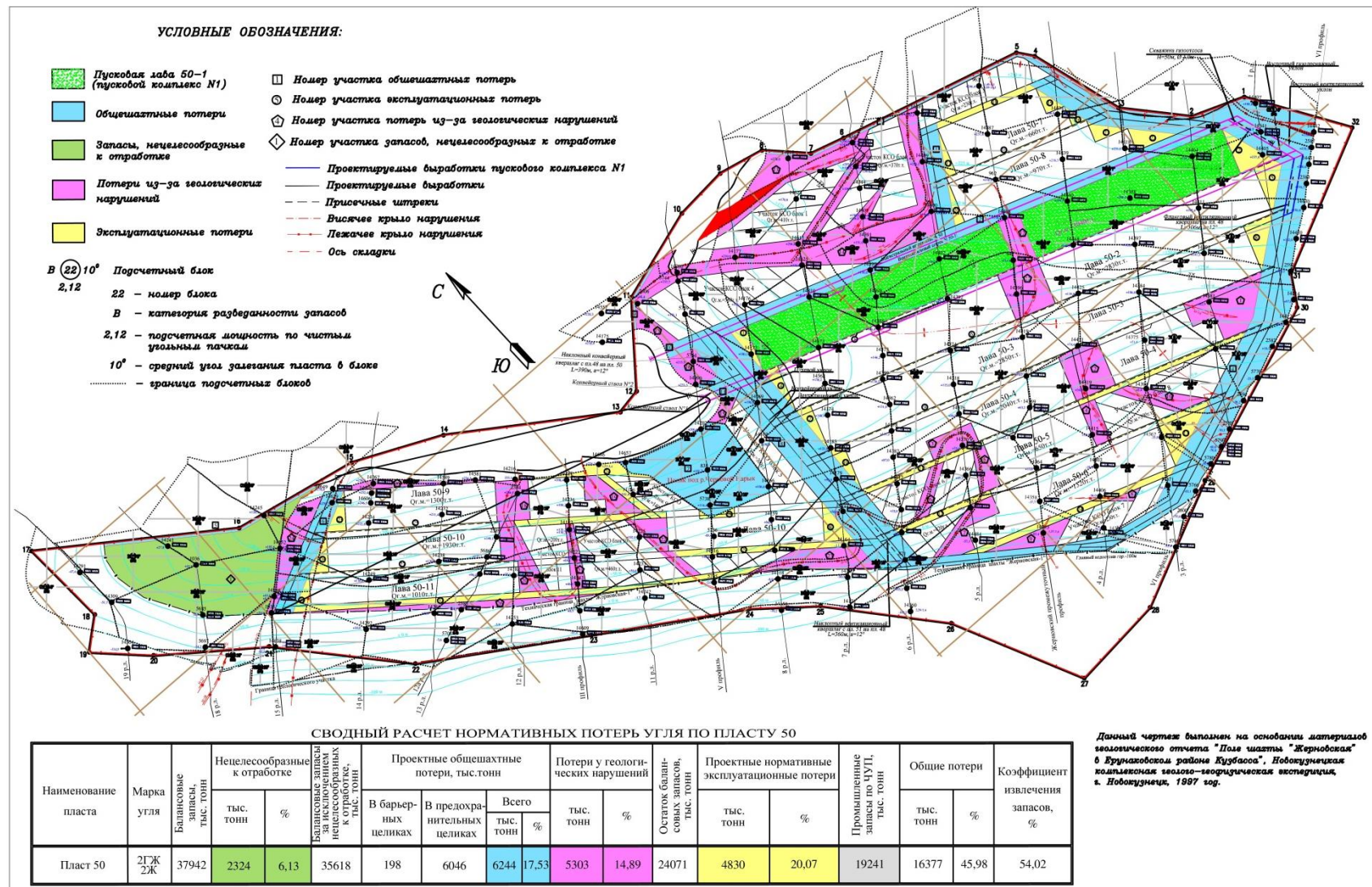


Рис. 4.3. План горных работ по пласту 50 и подсчет запасов по горнотехнической системе шахты «Жерновская-1»

По пласту 50 после строительства вентиляционного ствола магистральные штреки соединяются со стволом выработки и сооружается приемная площадка.

Таким образом, вариант №3 предусматривает вскрытие шахтного поля вертикальным вентиляционным и наклонными конвейерным и вспомогательным стволами. Объем попутной добычи угля при строительстве составит 556,7 тыс. т (211,2 тыс. т и 345,5 тыс.т в 1 и 2 очереди соответственно). Период строительства 1 очереди составит 1,5-2,0 года, 2 очереди – 4,5-5,0 лет, с учетом того, что строительство 2 очереди начинается параллельно со строительством 1 очереди, разрыв между пуском 1 и 2 очередей составит 2,5-3,0 года.

4.3. Сравнение вариантов вскрытия и подготовки запасов горнотехнической системы шахты «Жерновская-1»

Вариант 1

1. Достоинствами варианта № 1 вскрытия и подготовки запасов горнотехнической системы шахты являются:

- минимальные инвестиционные вложения и срок строительства достигаются подготовкой пусковой лавы с промышленными запасами 3040 тыс. т;
- строительство II очереди осуществляется также, как и I очереди, в основном пластовыми выработками со значительным уровнем попутной добычи, минимальными затратами и сроком строительства;
- выемочные столбы значительной протяженности с большим количеством промышленных запасов позволяют эффективно использовать высокопроизводительную современную технику;
- без каких-либо существенных дополнительных капитальных вложений решается вопрос раздельной выдачи угля различного качества проходкой конвейерного ствола №2 по пласту 50 длиной 350 м;
- единая основная промплощадка шахты, где сконцентрированы все основные и вспомогательные объекты инфраструктуры.

Недостатками вариантов вскрытия и подготовки запасов горнотехнической

системы шахты «Жерновская-1» являются дополнительные затраты на подъездные пути и планировку промплощадки шахты, увеличение транспортирования угля по железной дороге.

Достоинства варианта № 2 вскрытия и подготовки горнотехнической системы являются рациональное расположение основной единой промплощадки шахты в районе д. Жерново, сокращение пути транспортирования угля, материалов, оборудования, перевозки людей железной дорогой и автотранспортом.

Недостатками варианта № 2 являются:

- значительные капитальные затраты и срок строительства шахты как по I, так и по II очереди;
- ступенчатость вспомогательного транспорта: клетевой подъем – дизелевозная откатка;
- существенные дополнительные затраты на организацию обособленной выдачи угля различного качества;
- уменьшение длины выемочных столбов и соответственно количества промышленных запасов по лавам, увеличение удельного объема подготовительных выработок на 1000 т добычи угля, количества перемонтажей очистного оборудования относительно варианта 1.

Недостатками варианта № 3 являются:

- увеличение числа основных промплощадок до трех и их разбросанность по шахтному полю, осложнение инфраструктуры шахты, увеличение затрат на ее эксплуатацию;
- необходимость строительства конвейерной галереи для передачи добычи с пластов 50 и 51 на погрузочный комплекс в железнодорожные вагоны, сложность ее использования в зимний период;
- дальнейшее уменьшение длины выемочных столбов и эффективности применения высокопроизводительного современного очистного оборудования.
- уменьшение количества промышленных запасов отрабатываемых высокопроизводительными лавами и увеличение долевого участия систем КСО с невысоким уровнем добычи не позволяют достичь проектной мощности шахты.

- относительно сложные гидрогеологические условия шахтного поля не позволят достичь высоких нагрузок на очистные забои при работе лав по падению пласта.

В таблице 4.3. представлена сводная таблица показателей по рассматриваемым вариантам вскрытия запасов горнотехнической системы шахты «Жерновская-1».

4.4. Рекомендуемые параметры подсистемы «очистные работы» горнотехнической системы шахты «Жерновская-1»

К разработке приняты 5 пластов, имеющие мощность от 1,24 до 4,3 м с углами падения 5-10 град. в восточном крыле и 15-18 град. в западном крыле. Исходя из горно-геологических и горнотехнических условий залегания в границах проектируемого шахтного поля для очистной выемки основных запасов пластов принимается система разработки длинными столбами по простиранию с полным обрушением кровли. Выемка осуществляется на полную мощность пластов. Принятая длина лавы составляет 300 м в восточном крыле шахтного поля и 200-250 м в западном крыле при длине выемочных столбов от 1500 до 4000 м. Отработка выемочных столбов предусматривается обратным ходом от границ шахтного поля (фланговых уклонов) к центральным уклонам.

Механизация очистных работ

Для отработки запасов рабочих пластов рассматривались варианты применения высокопроизводительного отечественного и импортного очистного оборудования. Выполненные календарные планы развития добычи показали, что применение отечественного оборудования при заданном уровне производственной мощности шахты ведет к увеличению количества одновременно действующих очистных забоев до 3-4, деконцентрации горных работ по рабочим пластам и крыльям пластов, увеличению количества подготовительных забоев, осложнению схем транспорта и вентиляции, трудности обеспечения необходимого фронта очистной выемки и общему снижению уровня безопасности.

Таблица 4.3. – Рассматриваемые варианты вскрытия запасов горнотехнической системы шахты «Жерновская-1»

Наименование показателя	Вариант №1	Вариант №2	Вариант №3
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
Объемы проходки выработок, м:			
<i>I очередь</i> Всего:	19355	21520	15730
<i>в т.ч по наносам</i>	140	145	140
<i>по породе</i>	185	2025	0
<i>II очередь</i> Всего:	27256	16610	19290
<i>в т.ч по наносам</i>	70	-	110
<i>по породе</i>	936	1510	2850
Стоимость проходки выработок, млн.руб:			
<i>I очередь</i>	365,3	920,8	671,2
<i>II очередь</i>	830,2	557,8	972,0
Всего:	1195,5	1478,6	1643,2
Объем попутной добычи при строительстве, тыс.т:			
<i>I очередь</i>	314,7	312,7	211,2
<i>II очередь</i>	508,6	299,4	345,4
Всего:	823,4	612,1	556,6
Период строительства, лет:			
<i>I очередь</i>	2,0	4,0-5,0	1,5-2,0
<i>II очередь</i>	1,5-2,0	2,0-2,5	2,5-3,0
Всего:	3,5-4,0	6,0-7,5	4,0-5,0
Количество подготавливаемых запасов в пусковой лаве по Г.М., тыс. т	3040 – I очередь 5050 – II очередь	1280 – I очередь 1490 – II очередь	1080 – I очередь 1850 – II очередь
Промышленные запасы (по горной массе), тыс.т:			
<i>отрабатываемые лавами</i>	71250	62820	62500
<i>отрабатываемые КСО</i>	8520	9140	8500
Всего:	79770	71960	71000
Количество перемонтажей механизированного комплекса	52	47	51
Удельное количество добываемых запасов на 1 перемонтаж комплекса, тыс.т	1370	1337	1225

В связи с этим принят вариант отработки запасов с применением импортного оборудования DBT.

Для отработки запасов пластов с 50 и 51 принимается комплекс DBT 1500/3300 с комбайном EL600. Оработка пласта 48, 48-45 планируется комплексом DBT 2200/4800 с комбайном EL1000.

Оработка запасов пласта 45 на данном этапе проектирования планируется с использованием струговых установок GH 9-38ve/5.7 с крепью DBT 11/23. Перечень приобретаемого оборудования для добычи угля представлен в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Перечень рекомендуемого очистного оборудования для длинных очистных забоев

№ п/п	Наименование оборудования	Количество, шт
	<i>I очередь</i>	
1	Очистной комбайн Electra 600	1
2	Механизированная крепь DBT	186
3	Забойный конвейер DBT PF 6/1142	1
4	Перегружатель PF 4/1332	1
5	Установка для нагнетания воды в пласт УНВ-2Н	1
6	Бурильная установка СБГ-1М	1
7	Дробилка SK 1114	1
8	Станция насосная DBT Haohinko	2
9	Станция насосная для орошения DBT Siebath	1
	<i>II очередь</i>	
1	Очистной комбайн Electra 1000	1
2	Механизированная крепь DBT	186
3	Забойный конвейер DBT PF 6/1142	1
4	Перегружатель PF 4/1332	1
5	Установка для нагнетания воды в пласт УНВ-2Н	1
6	Бурильная установка СБГ-1М	1
7	Дробилка SK 1114	1
8	Станция насосная DBT Haohinko	2
9	Станция насосная для орошения DBT Siebath	1
	<i>Очистной забой пласта 45 (13 год эксплуатации)</i>	
1	Струг GH 9-38ve/5.7	1
2	Механизированная крепь DBT 11/23	186
3	Забойный конвейер DBT PF 4/932	1
4	Перегружатель PF 4/932	1
5	Установка для нагнетания воды в пласт УНВ-2Н	1
6	Бурильная установка СБГ-1М	1
7	Дробилка SK 1111	1
8	Станция насосная DBT ЕНР-3К 125/250	2
9	Станция насосная для орошения DBT Siebath	1

Таблица 4.5 – Перечень оборудования для
камерно-столбовых систем

№ п/п	Наименование оборудования	Количество, шт
<i>Проходческое оборудование для КСО</i>		
1	Проходческие комбайны 12CM15D и 12CM12 (JOY)	2
2	Самоходный вагон 10SC32C (JOY)	4
3	Ручная гидравлическая бурильная установка “Mangoose”	4
4	Самоходный электрогидравлический станок для бурения дегазационных скважин RAMTRAK 2300/KEMPE K200	2
5	Самоходный бункер-перегрузатель Stamler BF-14B (JOY)	2
6	Вентилятор местного проветривания ВМЭ-8	8
7	Установка для нагнетания воды в пласт УНВ-2Н	2
8	Бурильная установка БЖ-45-100Э (увлажнение)	2

Перечисленные параметры основной для проектируемой системы разработки и предлагаемый к использованию набор основного оборудования обеспечивает расчетную суточную нагрузку на очистной забой до 10000 тонн или 3000 тыс. т./год с учетом попутной добычи от подготовки выемочных столбов.

Второй системой разработки, рекомендуемой для отработки участков пластов шахтного поля, имеющих ограниченные размеры и неправильную форму, изолированные от основных запасов мощными дизъюнктивами, является камерно-столбовая система разработки.

Для условий шахты «Жерновская-1» предварительно принимаются следующие параметры камерно-столбовой системы разработки:

- длина выемочного столба – 100-200 м;
- расстояние между выемочными камерами – 8-10 м.

Выемка очистных заходов производится обратным ходом с оставлением межкамерных и подзавальных целиков или без таковых, что определяется физико-механическими характеристиками угольного пласта и вмещающих пород на конкретном участке ведения работ.

С перечисленными параметрами и комплектацией основным оборудованием фирмы JOY один забой системы КСО обеспечивает среднюю суточную нагрузку - 1000т (300 тыс.т./год).

Таким образом, для достижения проектной мощности 6 млн.т. угля в год с учетом времени на ремонт механизированных комплексов из лавы в лаву и

вероятной встречи непереходимых тектонических нарушений, не выявленных геологоразведкой, в одновременной работе на шахте должно находиться два очистных забоя системы разработки ДСО, два забоя КСО и 6 подготовительных забоев.

Отличительными особенностями принимаемого очистного комплекса оборудования фирмы DBT являются:

- высокая эксплуатационная надежность всего оборудования, подтверждаемая его востребованностью на рынках многих развитых стран и репутацией самой фирмы;
- достаточная агрегатируемость элементов комплекса по части совместимости механических узлов, систем энергопитания, управления и контроля;
- высокая сбалансированность отдельных элементов комплекса по производительности и функциональным нагрузкам;
- обеспечение комфортных условий для работы обслуживающего персонала;
- возможность высококвалифицированного авторского гарантийного и послегарантийного обслуживания.

Для отработки камерно-столбовой системой предусматривается применение комплекса оборудования JOY.

Календарный план развития добычи

В диссертации по принятому варианту вскрытия №1 рассмотрены несколько вариантов календарного плана развития добычи в зависимости от применяемого оборудования, наличия резервных очистных забоев.

Вариант №1 – *применение отечественного оборудования на очистных и подготовительных работах.*

Предусматривается применение отечественного оборудования (КМ-138, К-500, КМ-144(142), К-700А). Среднемесячные нагрузки на очистной забой составят на пласты 50 и 51 – 150-190 тыс. т/мес, на пласт 48, 48-45 – 200-240 тыс.т/мес, пласт 45 – 100 тыс.т/мес. Среднегодовая нагрузка с учетом перемонтажей механизированного комплекса составит: 1 очередь – 2180-2295 тыс.т угля в год, 2

очередь – 3560-4875 тыс.т угля в год, при средней 4300 тыс. т угля в год. Период отработки запасов пластов 51, 50, 48, 48-45 и 45 составит 21 год.

Данный вариант предусматривает капитальные вложения на строительство в размере 10691 млн.руб, себестоимость добычи 1 т угля – 420,0 руб, срок окупаемости – 8,7 лет. При этом расчетный уровень добычи в рассматриваемом варианте не достигает проектной мощности шахты в 6,0 млн.т. Исходя из этого в диссертации проанализирован вариант №2.

Вариант №2 – применение отечественного оборудования на очистных и подготовительных работах, при этом предусматривается иметь резервный очистной забой.

Предусматривается применение также отечественного оборудования (КМ-138, К-500, КМ-144(142), К-700А). Среднемесячные нагрузки на очистной забой составят на пласты 50 и 51 – 150-190 тыс. т/мес, на пласт 48, 48-45 – 200-240 тыс.т/мес. При этом для повышения производственной мощности шахты по каждому пласту вводится резервный очистной забой, тем самым отсутствуют потери времени на перемонтаж механизированного комплекса и соответственно повышается добыча. Среднегодовая нагрузка при данном варианте составит: 1 очередь – 2560-2580 тыс.т угля в год, 2 очередь – 3760-5680 тыс.т угля в год, при средней 5300 тыс.т угля в год. Период отработки запасов пластов 51, 50, 48, 48-45 и 45 составит 19 лет.

При данном варианте развития горных работ потребуется приобретение дополнительного комплекса оборудования для резервного очистного забоя, значительное опережение подготовительных работ – при отработке первого столба следующий нижележащий столб должен быть подготовлен.

Второй вариант предусматривает капитальные вложения на строительство в размере 11737,2 млн.руб, что на 1046,2 млн.руб больше чем по варианту 1, себестоимость добычи 1 т угля – 430,5 руб, срок окупаемости – 8,1 лет. При этом расчетный уровень добычи в рассматриваемом варианте составляет 5,3млн.т, что также не отвечает проектной мощности шахты - 6,0 млн.т. Исходя из этого в диссертации был рассмотрен вариант №3.

Вариант №3 – применение импортного высокопроизводительного оборудования для очистных и подготовительных работ.

Предусматривается применение импортного оборудования (комплексы DBT с комбайнами EL600 и EL1000). Среднемесячные нагрузки на очистной забой составят на пласты 50 и 51 – 250-300 тыс. т/мес, на пласт 48, 48-45 – 250-350 тыс.т/мес, на пласт 45 – 100 тыс.т/мес. При этом также, как и в первом варианте, срок перемонтажа механизированного комплекса из лавы в лаву принимается 1,5-2,0 месяца. Среднегодовая нагрузка при данном варианте составит: 1 очередь – 3000 тыс.т угля в год, 2 очередь – 4510-6130 тыс.т угля в год, при средней 5400 тыс.т угля в год. Период отработки запасов пластов 51, 50, 48, 48-45 и 45 составит 16 лет.

При данном варианте потребуются высокие темпы подготовительных работ для обеспечения очистного фронта, в связи с этим для подготовительных работ предусматривается приобретение высокопроизводительных проходческих комбайнов с навесным бурильным оборудованием DBT 30M3.

Данный вариант предусматривает капитальные вложения на строительство в размере 13221,0 млн.руб, себестоимость добычи 1 т угля – 460,1 руб, срок окупаемости – 8,2 лет. Данный вариант является наиболее капиталоемким из рассматриваемых, но при этом позволяет достичь требуемые по заданию годовые нагрузки 6,0 млн. т.

Дополнительно для более обоснованного принятия решения по рассматриваемому вопросу был рассмотрен вариант достижения заданной проектной мощности шахты 3,0 и 6,0 млн. т угля в год с применением отечественного оборудования.

Вариант №4 – применение отечественного оборудования с достижением проектной отметки добычи в 6,0 млн. т.

Чтобы достичь требуемого уровня добычи, необходимо в работе иметь три очистных забоя. Требуемый третий действующий очистной забой необходимо разместить по пласту 51, что исключает бремсберговую схему проветривания горных работ по принятому варианту 1 вскрытия и подготовки шахтного поля. Поэтому необходимо применить схему вскрытия вертикальным и наклонным

конвейерным стволами (вариант №2). При данной схеме возможно организовать поочередное вскрытие пластов 51, 50 и 48-45 с размещением на каждом пласте по одному очистному забою и постепенным вводом их в работу.

Строительство шахты по варианту №4 предусматривается в три очереди:

1 очередь - подготавливается пласт 51 (лава 51-1), производственная мощность составит 2,0 млн.т. рядового угля в год при работе одной лавы и одного участка КСО. Период строительства 1 очереди составит 3 года. Период I очереди строительства в данном варианте сокращается по сравнению с вариантом 2 за счет принятия к первоочередной отработке ближайшего пласта 51. В связи с этим снижается объем на проходку породных выработок, а именно: проходка вентиляционного квершлага гор.-100 м сокращается на 225 м, наклонного конвейерного ствола на – 100 м и исключается из объемов на проходку наклонный квершлаг на пласт 50 длиной 220 м;

2 очередь - подготавливается пласт 50 (лава 50-1), производственная мощность составит 4,0 млн.т. рядового угля в год при одновременной работе двух лав и двух участков КСО. Период строительства 2 очереди составит 2 года;

3 очередь - подготавливается пласт 48-45 (лава 48-45-1), производственная мощность составит 6,0 млн.т. рядового угля в год при одновременной работе трех лав и двух участков КСО. Период строительства 2 очереди составит 1,5-2 года.

Таким образом, выход на проектную мощность 6,0 млн. т/год будет осуществлен на 4 год эксплуатации шахты и на 7 год после начала строительства, при этом проектная мощность шахты на уровне 6 млн. т. будет поддерживаться в течение 9 лет с момента выхода на проектную мощность. Резкое снижение производственной мощности шахты в 13 году произойдет за счет отработки запасов по вышележащим пластам и из-за невозможности обеспечить восполнение очистного фронта.

Данный вариант предусматривает капитальные вложения на строительство в размере 13527,3 млн.руб, себестоимость добычи 1 т угля – 430,6 руб, срок окупаемости – 8,4 года.

Далее приводятся детальные технико-экономические расчеты по сравнению вариантов №3 и №4, позволяющих достичь проектный уровень добычи в 6,0 млн.т.

Технико-экономические расчеты по сравнению вариантов №3 и №4

Технико-экономические расчеты по сравнению вариантов календарного плана развития добычи в зависимости от применяемого оборудования выполнены в соответствии с «Эталоном ТЭО строительства предприятий по добыче угля», утвержденным Минтопэнерго РФ 19.11.1997г. и «Методическими рекомендациями по оценке эффективности инвестиционных проектов», утвержденными Министерством экономики РФ (вторая редакция, Москва, 2000г.)

Сравнение вариантов произведено динамическим методом на расчетный период отработки запасов, исходя из установленной мощности предприятия, по показателям экономической эффективности инвестиций:

- чистый дисконтированный доход (NPV);
- внутренняя норма доходности (IRR);
- рентабельность инвестиций (индекс доходности) (Pi);
- срок окупаемости.

Расчет экономических показателей проведен прямым счетом в условиях и ценах на 01.01. 2016 года.

При рассмотрении учитывались:

- инвестиционные затраты на вскрытие и отработку запасов;
- ценность добываемого угля;
- операционные издержки: прямые материальные затраты, расходы на оплату труда производственного персонала, амортизация оборудования и горных выработок, а также налоги и платежи, включаемые в себестоимость продукции;

Основные технико-экономические показатели по вариантам календарного плана №3 и №4 развития добычи в зависимости от применяемого оборудования представлены в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Основные технико-экономические показатели по вариантам горнотехнической системы шахты «Жерновская-1»

Показатели	Един. из-мер.	Значения по вариантам	
		3 вариант	4 вариант
Промышленные запасы угля	тыс.т	80810	71960
Срок отработки запасов	лет	19,5	17
Мощность предприятия		6780	6340
Среднегодовая мощность предприятия по товарной продукции	тыс.т.	4135	4224
Тип и количество действующих забоев:	ед.		
- система разработки ДСО			
комплексы КМ-138, КМ-144			2,2
комплекс DBT		1,8	
- ККС (JOY)		1,6	1,9
- подготовительные забои			
комбайн КП-21			6,2
комбайн КП-21 и JOY		5,4	
Протяженность поддерживаемых выработок	тыс.м	14,8	15,1
Численность промышленно-производственного персонала	чел.	1445	1575
в том числе рабочих	чел.	1290	1416
Среднемесячная производительность труда			
- рабочего по добыче	т/мес	267,7	249,1
- трудящегося по добыче	т/мес	239,0	223,9
Себестоимость 1т	руб.	461,1	431,4
Цена реализации 1т	руб.	759,2	759,2
Показатели за рассматриваемый период			
Прибыль (+), убытки (-) от реализации	млн.руб.	24042	23540
Чистая прибыль	млн.руб.	16449	16449
Рентабельность производства	%	64,7	76,0
Капитальные вложения (с НДС)	млн.руб.	13221,0	13527,3
Продолжительность строительства	мес.	42	66
Чистый дисконтированный доход (Ен=10%)	млн.руб.	1433,6	1053,9
Внутренняя норма доходности	%	12,3	11,7
Рентабельность инвестиций	-	1,09	1,08

4.5. Экономическая эффективность результатов исследований

При управлении процессом проектирования горнотехнической системы высокопроизводительной шахты «Жерновская-1» необходимо уделять особое внимание поиску решений по основным подсистемам, обеспечивающих наиболее высокие технико-экономические показатели.

По результатам исследований дана оценка эффективности рекомендуемого автором варианта горнотехнической системы шахты «Жерновская-1». Комплексный критерий эффективности разработанной горнотехнической системы, определенный по предложенной методике, составляет 3,4228, что на 0,1766

меньше чем у базового варианта (см. табл. 4.7).

Таблица 4.7. – Оценка эффективности альтернативных вариантов горнотехнической системы шахты «Жерновская - 1»

№ уровня Горнотехнической си- стемы	Номер 1-го элемента Горнотехнической системы		Совокупный коэффициент эф- фективности
	I-го элемента горнотехнической системы		
	Рекомендуемый вариант	Базовый вариант	
I	1-0,563	1-0,563	
II	3-0,0122	3-0,0122	
III	6-0,0511	6-0,0511	
IV	13-0,0396	13-0,0396	
V	14-0,0514	14-0,0514	
VI	24-0,0622	24-0,0622	
VII	28-0,0967	28-0,0967	
VIII	30-0,1180	30-0,1180	
IX	33-0,1870	30-0,1870	
X	39-0,0540	39-0,0540	
XI	41-0,0719	41-0,0719	
XII	42-0,0543	42-0,0543	
XIII	46-0,3214	46-0,3214	
XIV	49-0,17	49-0,17	
XV	56-0,3527	56-0,3537	
XVI	57-0,1179	57-0,1179	
XVII	63-0,0973	63-0,0973	
XVIII	65-0,0044	65-0,0044	
XIX	66-0,0828	66-0,0828	
XX	80-0,0864	80-0,0864	
XXI	93-0,1779	93-0,2279	
XXII	127-0,0587	130-0,0546	
XXIII	151-0,0397	153-0,0703	
XXIV	179-0,1115	179-0,1115	
XXV	204-0,0727	203-0,0933	
XXVI	239-0,1082	239-0,1082	
XXVII	261-0,0941	270-0,0682	
XXVIII	296-0,1680	296-0,1680	
XXIX	323-0,1031	323-0,1031	
Комплексный критерий эффективности горно- технической системы (ГТС)	3,4228	3,5994	

Экономическая эффективность рекомендуемого варианта результатов исследований определена в соответствии с «Эталоном ТЭО строительства предприятий по добыче угля»:

- все расчеты выполнены в условиях и ценах I квартала 2016 года.

- горизонт расчета – 18 лет и включает в себя период строительства 48 мес., (в том числе строительство 1 очереди – 24 мес.) и эксплуатационную деятельность шахты по отработке запасов - 16 лет. Период расчета определен годовой мощностью и объемом промышленных запасов, определенных проектом к отработке;

- ставка дисконтирования принята на уровне 14,1 %, из расчета:

$$E_n = ((1 + 13/100) / (1 + 8,5/100) - 1) \times 100 + 10\% = 14,1\%,$$

где: 13% - ставка рефинансирования ЦБ,

8,5% - процент инфляции,

10% - процент риска (по “Методическим рекомендациям...”).

- товарной продукцией шахты является концентрат марки ГЖ и Ж. Обогащение рядового угля осуществляется на собственной обогатительной фабрике. Перевозка товарной продукции до углепогрузочной станции производится собственным железнодорожным транспортом;

- затраты по обогатительной фабрике и железнодорожному цеху приняты как услуги данных подразделений без учета плановой прибыли и учтены в себестоимости товарной продукции как внепроизводственные расходы.

Себестоимость добычи угля

Затраты, включаемые в себестоимость добычи угля, определены в соответствии с главой 25 Налогового Кодекса РФ с учетом дополнений и изменений на 01.01.2016.

В сводном виде структура затрат на производство приведена в таблице 4.8.

Таблица 4.8 – Структура затрат на производство

Показатели	На сдачу в эксплуатац.			На год освоения мощности		
	Сумма, тыс.руб.	Удельные затраты, руб.	Удельный вес, %	Сумма, тыс.руб.	Удельные затраты, руб.	Удельный вес, %
1. Материальные затраты	267650	89,2	14,8	481673	78,6	15,1
из них:						
- вспомогательные материалы	201418	67,1	11,2	342199	55,8	10,7
- услуги производственного характера	9830	3,3	0,5	15182	2,5	0,5
- топливо	3519	1,2	0,2	5200	0,8	0,2
- электроэнергия	52883	17,6	2,9	119091	19,4	3,7
2. Оплата труда	236712	78,9	13,2	348372	56,8	10,9
3. Отчисления на социальные	81666	27,2	4,6	120188	19,6	3,7

Показатели	На сдачу в эксплуатац.			На год освоения мощности		
	Сумма, тыс.ру б.	Удель- ные затраты, руб.	Удель- ный вес, %	Сумма, тыс.руб.	Удель- ные затраты, руб.	Удель- ный вес, %
нужды						
4. Амортизация	461789	153,9	25,7	848944	138,5	26,5
5. Налоги	230573	76,9	12,8	434421	70,9	13,5
6. Прочие затраты	137517	45,8	7,7	205072	33,5	6,4
Итого затрат на добычу угля	141590 6	472,0	78,9	2438670	397,8	76,0
Внепроизводственные расходы	378613	146,7	21,1	770682	148,9	24,0
Всего затрат на производство и реализацию товарной продукции	179451 9	695,5	100	3209353	620,16	100,0

Коммерческая эффективность инвестиций

Оценка эффективности инвестиционного проекта заключается в выявлении целесообразности вложения средств в данный проект. Основными критериями данной оценки являются:

- чистый дисконтированный доход (NPV);
- срок возврата вложенных средств;
- внутренняя норма рентабельности (IRR);
- коэффициент рентабельности инвестиций (Pi).

Показатели эффективности инвестиций рассчитаны по данным плана денежных поступлений и выплат без учета источников финансирования при норме дисконта 14,1%.

При расчете показателей учитывались инвестиционные выплаты на производственное строительство шахты без учета объектов общерайонного назначения. Основные показатели, характеризующие эффективность вложения инвестиций представлены в табл. 4.9.

Таблица 4.9 - Основные показатели, характеризующие эффективность вложения инвестиций

Наименование показателей	Показатели
Чистый доход, млн.руб.	49272,3
Чистый дисконтированный доход (NPV), млн.руб.	8692,4
Внутренняя норма рентабельности (IRR), %	25,4

Рентабельность инвестиций (P_i)	1,53
Срок окупаемости инвестиций (учетом периода строительства), лет	5,8
Дисконтированный срок окупаемости, лет	7,8

Финансовый профиль предприятия, показывающий срок возврата инвестиций, изображен на рисунке 4.4.

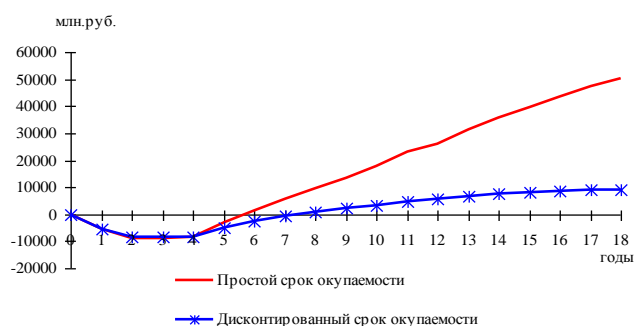


Рис. 4.4. Финансовый профиль предприятия, показывающий срок возврата инвестиций

Бюджетная эффективность проекта

Бюджетная эффективность рассмотрена с целью выявления результатов осуществления проекта на доходы и расходы бюджета. Так как проектом не предусматривается использование бюджетных средств в качестве источника финансирования, то расчет бюджетной эффективности проведен с позиции увеличения доходов бюджета за счет поступления налоговых платежей в результате производственной деятельности предприятия.

За период отработки запасов бюджет получит дополнительно 29,3 млрд.руб.

Анализ чувствительности

Оценка рисков инвестиций осуществлялась с применением анализа чувствительности. Целью анализа чувствительности является определение степени влияния варьируемых факторов на финансовые результаты проекта. В качестве интегральных показателей, характеризующих финансовый результат проекта, использованы чистый дисконтированный доход (NPV), простой и дисконтированный сроки окупаемости.

В процессе анализа чувствительности в определенном диапазоне варьируется значение одного из выбранных факторов при фиксированных значениях остальных и определяется зависимость интегрального показателя эффективности от этих изменений.

В качестве основных варьируемых параметров приняты следующие:

1. Цена реализуемой продукции.
2. Физический объем производства и продаж продукции (производительность).
3. Капитальные вложения
4. Затраты на производство

Результаты анализа чувствительности представлены графически на рис.4.5, 4.6.

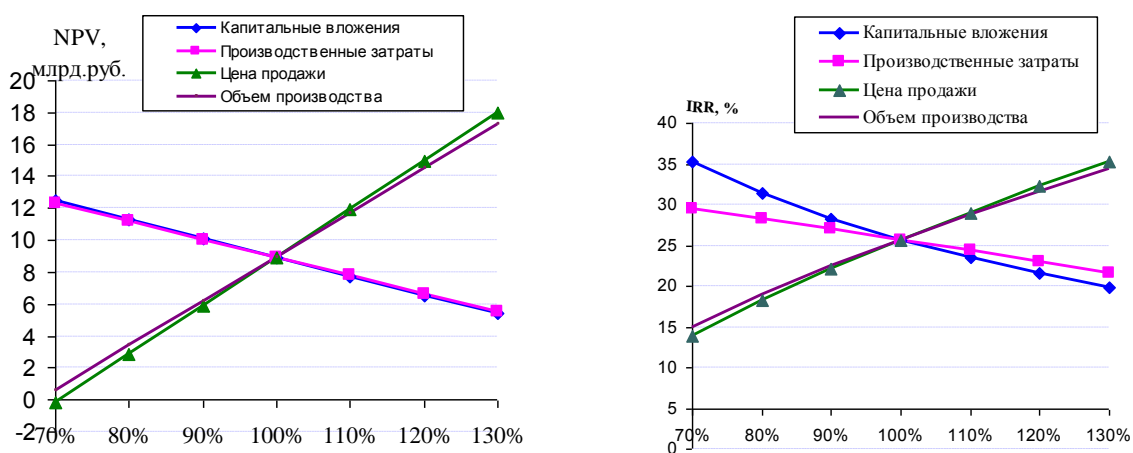


Рис. 4.5. Влияние варьируемых параметров на NPV и IRR

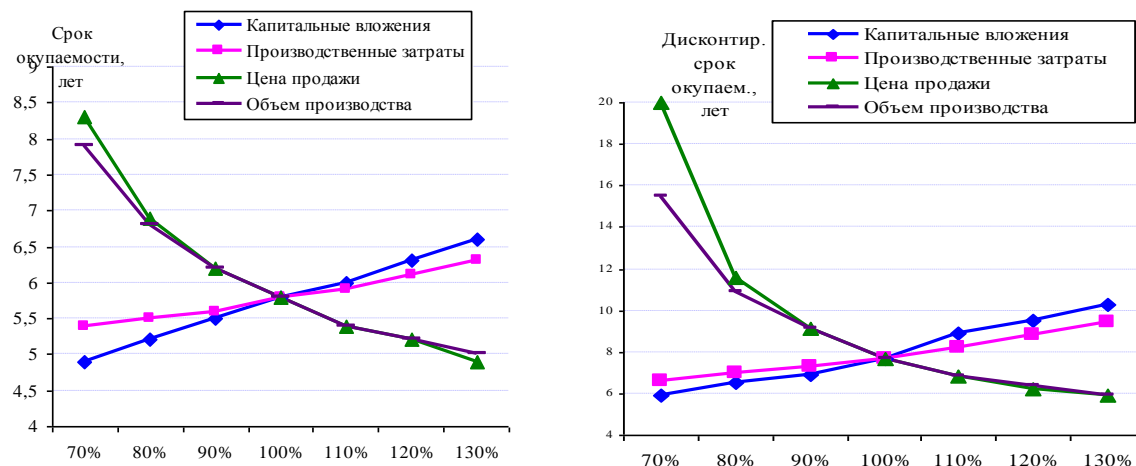


Рис. 4.6. Влияние варьируемых параметров на срок окупаемости проекта

Динамика изменения рассматриваемых параметров показывает: разработанный проект наиболее чувствителен к падению объемов товарной продукции или цены на нее. Предельное снижение по данным факторам должно составлять не более 30%. Изменение производственных затрат и капитальных вложений особого влияния на показатели экономической эффективности и сроки окупаемости не оказывают.

Выполненные расчеты свидетельствуют о коммерческой и финансовой состоятельности проекта строительства шахты «Жерновская-1»: выполняется основное требование – величина чистого дисконтированного дохода имеет положительное значение. Создается рентабельное предприятие. Срок окупаемости вложенных средств составляет 7,8 года. Внутренняя норма рентабельности – 25,4%. Рентабельность инвестиций (доход на 1 рубль вложенных средств) – 1,53. Таким образом, проект считается эффективным и экономически целесообразным.

Кроме того, реализация проекта, позволит создать около 2000 новых рабочих мест.

Основные технико-экономические и финансовые показатели по проекту на год освоения проектной производственной мощности – 6000 тыс.т (3-й год эксплуатации) представлены в таблице 4.10.

Таблица 4.10. – Основные технико-экономические и финансовые показатели по проекту

№№ п/п	Показатели	Един. измер.	Значения
1.	Годовая мощность предприятия по рядовому углю	тыс.т.	6130
2.	Объем товарной продукции	тыс.т.	5175
3.	Количество очистных забоев (ДСО)	ед.	2
4.	Количество забоев (КСС)	ед.	2
5.	Количество подготовительных забоев	ед.	6
6.	Протяженность поддерживаемых выработок	км	16,0
7.	Численность работающих - всего	чел.	1973
	В том числе:		
	- промышленно-производственный персонал шахты		1687
	- промышленно-производственный персонал обогатительной фабрики		182
	- промышленно-производственный персонал ж/д		104

	цеха		
8.	Численность рабочих- всего	чел.	1795
	в том числе:	чел.	
	- рабочие по добыче		1542
	- рабочие обогатительной фабрики		159
	- рабочие ж/д цеха		94
9.	Среднемесячная производительность труда		
	- трудящегося по добыче	т/мес	302,8
10.	Себестоимость 1 тонны добычи угля	руб.	397,8
11.	Себестоимость 1т товарной продукции (концентрата)	руб.	620,16
12.	Цена реализации 1т товарной продукции (концентрата):	руб.	1819,7
13.	Стоимость реализуемой продукции	млн.руб.	9416,9
14.	Прибыль (+), убытки (-) от реализации	млн.руб.	6207,6
15.	Чистая прибыль	млн.руб.	4578,2
16.	Рентабельность производства по чистой прибыли	%	142,7
Показатели за рассматриваемый период			
17.	Объем инвестиций для реализации проекта (с НДС)	млн.руб.	30 526,3
	в т.ч. капитальные вложения (с НДС)	млн.руб.	16 157,5
18.	Продолжительность строительства	мес.	48
19.	Чистый доход	млн.руб.	49 272,3
20.	Дисконтированный чистый доход за расчетный период	млн.руб.	8 692,4
21.	Срок окупаемости	лет	5,8
22.	Дисконтированный срок окупаемости	лет	7,8
23.	Внутренняя норма доходности	%	25,4
24.	Рентабельность инвестиций (индекс доходности)	-	1,53

ВЫВОДЫ

1. Рассмотрены три варианта вскрытия угольных пластов шахты «Жерновская»:

- путем проведения пластовых выработок с поверхности при расположении промплощадки на левом берегу в районе руч. Еловка. Подготовка шахтного поля предусматривается двухсторонней панелью, шахтное поле центральными уклонами делится на восточное и западное крылья, длина выемочных столбов составит от 1500 до 4000 м.

- путем проведения вертикального вентиляционного и наклонного конвейерного стволов при расположении промплощадки на правом берегу реки Черновой Нарык в районе д. Жерново. Подготовка шахтного поля предусматривается также двухсторонней панелью. Центральными уклонами, пройденными между 5

и 4 разведочными линиями, шахтное поле делится на восточное и западное крылья, длина выемочных столбов составит от 1000 до 1900 м.

- путем проведения вертикального вентиляционного и наклонных конвейерного и путевого стволов при расположении одной промплощадки на левом берегу р. Черновой Нарык в районе руч. Еловка (вариант 1), второй площадки на правом берегу около скважины 14182 по III разведочному профилю, и третьей площадки вертикального вентиляционного ствола на левом берегу р. Черновой Нарык в районе скважины 14366 по 5 р.л. Подготовка шахтного поля предусматривается погоризонтная для восточной части с расположением выемочных столбов по падению и отрабатываемых на магистральные штреки и западной – односторонней панелью с расположением выемочных столбов по простиранию и отрабатываемых на промежуточные уклоны, пройденные вдоль 12 разведочной линии. Длина выемочных столбов составит от 600 до 1900 м.

2. Результаты сравнения вариантов позволяют сделать следующие выводы: наиболее экономически выгодным является вариант применения в очистных и подготовительных забоях наиболее производительного и надежного в эксплуатации импортного оборудования (вариант 3). Данный вариант характеризуется наименьшим количеством очистных и подготовительных забоев, более коротким периодом строительства и меньшей стоимостью строительства. Применение импортного оборудования позволяет использовать бремсберговую схему проветривания, обеспечивает более высокие темпы проведения выработок для подготовки запасов к выемке, тем самым, сокращая срок освоения мощности.

Кроме того, данный вариант характеризуется высоким уровнем производственной мощности: на сдачу - 3540 тыс.т; на освоение (после окончания строительства) – 6780 тыс.тонн (по варианту 4 (отечественное оборудование): на сдачу – 1875 тыс.т, на освоение – 6340 тыс.тонн), а также наиболее полным уровнем извлечения запасов.

3. Данные факторы определяют получение более высоких доходов в первые годы отработки запасов, которые обеспечивают развитие шахты за счет собственных средств предприятия и в целом улучшают показатели экономической

эффективности. По данному варианту чистый дисконтированный доход за рассматриваемый период выше, чем по варианту 4, на 400 млн.руб. или на 28%.

Таким образом принимается вариант 3 - применение в очистных и подготовительных забоях импортного оборудования фирмы «DBT» (Германия).

4. Дана оценка эффективности рекомендуемого варианта горнотехнической системы шахты «Жерновская-1», по предложенной автором методике, где комплексный критерий оценки эффективности составляет 3,4228, что на 0,1766 меньше, чем у базового варианта.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой содержится решение актуальной научной задачи комплексного обоснования параметров горнотехнических систем высокопроизводительных угольных шахт на основе синтеза технологических и технических решений, обеспечивающих повышение качества, надежности и эффективности проектных решений и технико-экономических показателей функционирования горнодобывающего предприятия.

Основные научные выводы и результаты, полученные лично автором, заключаются в следующем.

1. В результате анализа производственного опыта и результатов исследований горнотехнических систем угольных шахт установлено, что методы синтеза горнотехнических систем в целом, и особенно в части выбора качественных и количественных характеристик, их требуют дальнейшего развития. Как состоящую из значительного числа подсистем и элементов многофункциональных систем.

2. Разработана методика комплексного обоснования параметров горнотехнической системы угольной шахты, предусматривающая интегральную оценку показателей функционирования горного предприятия, которая позволяет определить качество проектных решений с использованием коэффициентов совокупной эффективности элементов и подсистем.

3. Разработана математическая модель формирования вариантов горнотехнической системы шахты, которая реализует принцип выхода на минимум комплексного критерия оценки эффективности с учетом ограничений на совместимость и применимость ее элементов в заданных горно-геологических и горнотехнических условиях.

4. Предложена процедура определения совокупных коэффициентов эффективности для поуровневой оценки элементов технологической системы угольной шахты.

5. Сформированы матрицы условного эталона самых высоких прогрессивных технологических и экономических показателей работы шахт Кузбасса за 6

лет (2010-2016гг.) и фактических технико-технологических показателей эффективности работы угледобывающих предприятий исследуемого региона

6. На основе прогрессивных пространственно-планировочных, технологических и технико-экономических показателей работы шахт ОАО УК «СУЭК-Кузбасс» сформирована база оценочных совокупных коэффициентов эффективности отдельных элементов горнотехнической системы высокопроизводительной угольной шахты.

7. Практическая апробация результатов исследований осуществлена посредством при комплексной обоснованности выбора рационального варианта развития шахты «Жерновская - 1», на основании которой установлено, что вариант развития шахты с годовой производственной мощностью 6000 тыс.т угля, предложенный автором, более перспективен. Расчетный годовой экономический эффект от внедрения результатов выполненной работы составляет 16,7 млн. руб.

ЛИТЕРАТУРА

1. Трубецкой К.Н., Малышев Ю.Н., Пучков Л.А., Чаплыгин Н.Н. и др. Горные науки. Освоение и сохранение недр Земли. – М: Изд-во Академии горных наук, 1997. – 478 с.
2. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров. – М: Высшая школа, 2009. – 694 с.
3. Каплунов Д.Р., Мельник В.В., Рыльникова М.В. Комплексное освоение недр. – Тула: Изд-во ТулГУ, 2016. - 333 с.
4. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. – 560 с.
5. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Еремеев В.М. и др. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник. – М.: Недра, 1991. – 399с.
6. Атрушкевич А.А. Разработка гибких технологических схем, технологий и техники для гидрошахт нового уровня. - Дисс. в форме научного доклада. - М: МГИ, 1989. – 27 с.
7. Вылегжанин В.Н., Мазикин В.П., Хомченко В.Н. Проектирование шахт. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2000. – 112 с.
8. Харитонов В.Г., Ремезов А.В., Новоселов С.В. Теория проектирования и методы создания многофункциональных шахто-систем. – Кемерово: ГУ КузГТУ, 2011. – 349 с.
9. Фрянов В.Н., Павлова Л.Д. Состояние и направления развития безопасной технологии подземной угледобычи. – Новосибирск: Издательство СО РАН, 2009. – 238 с.
10. Малкин А.С., Пучков Л.А., Саламантин А.Г., Еремеев В.М. Проектирование шахт. – М.: Издательство Академии горных наук, 2000. – 375 с.
11. Устинов М.И. Проблемы вскрытия и подготовки запасов шахтных полей угольных месторождений. – М.: Изд-во МГУК, 1996. -328 с.
12. Вылегжанин В.Н. Разработка эталонных методов оптимизации, реконструкции крупных угольных шахт Кузбасса в условиях конкурентоспособности горного производства. – Кемерово: НТЦ «Кузбассуглетехнология», 1998. – 85 с.

13. Ялевский В.Д., Федорин В.А. Классификация и количественная оценка развития горнотехнологической структуры угольных шахт. – Кемерово: НТЦ «Кузбассуглетехнология», 1998. – С. 3-16.

14. Вылегжанин В.Н. Научная концепция шахты нового технологического уровня для условий перспективных угольных районов Кузбасса. – Кемерово: ИУ СО АН СССР, 1990. – 70 с.

15. Ялевский В.Д. Эволюция и перспективы развития горнотехнологической структуры шахт. – Уголь, №8, 1992. – С. 7-10.

16. Ялевский В.Д., Федорин В.А. Модульные горнотехнологические структуры вскрытия и подготовки шахтных полей Кузбасса. - Кемерово: Кузбассвузиздат, 2000. - 224 с.

17. Ялевский В.Д., Федорин В.А. Научное обоснование горно-технологической структуры угольных шахт мирового технико-экономического уровня в Кузбассе. – Уголь № 9, 1998. – С. 33-34.

18. Ялевский В.Д., Федорин В.А. Высокопроизводительные горнотехнологические структуры угольных шахт. – Кемерово: ИУ СО РАН, 1999. – С. 15-18.

19. Харитонов В.Г., Ремезов А.В., Новоселов С.В. Основные постулаты при проектировании шахто-систем типа: SDS, RTS, MFMS в условиях изменения состояний внутренней и внешней среды. – М.: Уголь, № 9, 2011. С. 18-19.

20. Малкин А.С. Разработка методов поэтапного проектирования оптимизации параметров и интегральной оценки проектов угольных шахт. - Дисс. ... докт. техн. наук. –М.: МГИ, 1972.

21. Агафонов В.В. Разработка научно-методического обеспечения формирования стратегии устойчивого развития горнотехнических систем угольных шахт. - Дисс. докт. техн. наук – М: МГГУ, 2008. – 45 с.

22. Оганесян А. С. Разработка научно-методической базы проектирования и обоснования стратегий развития угольных шахт с учетом неопределенности и рисков в функциональных средах. – Автореф. дисс. ... докт. техн. наук. – М.: МГГУ, 2012. – 20 с.

23. Шулятьева Л. И. Комплексное обоснование инновационных решений при проектировании высокопроизводительных угольных шахт. – Автореф. дисс. ... докт.техн.наук. – М.: МГГУ, 2011. – 40 с.

24. Федаш А. В. Развитие методологии проектирования и обоснования функциональной структуры горнотехнических систем освоения георесурсного потенциала угольных месторождений. – Автореф. дисс. ... докт. техн. наук. – М.: МГГУ, 2013. – 39 с.

25. Домрачев А.Н. Разработка гибких геотехнологических систем эффективного освоения угленосных складчатых структур. – Автореф. дисс. ... докт. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2002. – 37 с.

26. Соколовский А.В. Методология проектирования технологического развития действующих карьеров. – Дис. ... докт. техн. наук. – М.: МГГУ, 2009. – 40 с.

27. Федорин В.А. Разработка модульных горнотехнологических структур вскрытия и подготовки шахтных полей Кузнецкого бассейна. – Дисс. ... докт. техн. наук. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2000. – 260 с.

28. Ясюченя С.В. Обоснование рациональных параметров технологических систем высокопроизводительных угольных шахт. – Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. – Кемерово: Институт угля и углехимии РАН, 2007. – 19 с.

29. Миндубаева Е. Н. Обоснование рациональной технологической схемы угольной шахты по критерию трудоемкости работ. – Автореф. ... канд. техн. наук. – М.: МГГУ, 2005. – 19 с.

30. Бегеза Н.С. Конструирование рациональных вариантов и комплексное обоснование прогрессивных технологических схем угольных шахт Южного Кузбасса. – Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. – М: МГГУ, 1995. 21 с.

31. Янтурина Ю. Д. Обоснование параметров технологических резервов устойчивого функционирования горнотехнической системы при подземной разработке медно-колчеданных месторождений. . – Дис. ... канд.техн.наук. – М.: Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2015. – 21 с.

32. Кузьмич А.С., Бетанели К.П., Бутыльков М.Н. и др. Создание шахт нового технико-экономического уровня. – М.: Недра, 1976. – 423 с.

33. Полевщиков Г.Я., Писаренко М.В. Обоснование параметров горнотехнологических модулей угольных шахт Кузбасса. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2004. – 148 с.

34. Мельник В.В., Гребенкин С.С., Ютяев А.Е. и др. Проектирование технологических систем шахт. – Донецк: «ВИК», 2014. – 511 с.

35. Мельник В.В., Агафонов В.В., Гребенкин С.С., Павлыш В.Н. и др. Организационно-технологическое и научно-методическое обеспечение проектирования угледобывающих предприятий. – Донецк: «ВИК», 2015. – 380 с.

36. Исабек Т.К., Демин В.Ф. Проектирование горных предприятий. Учебник. – М.: КарГТУ, 2013. – 330 с.

37. Бурчаков А.С., Воробьев Б.М. Динамическая модель проектирования с применением теории графов. – В кн.: Научные основы проектирования горных предприятий. – М.: Наука, 1968. – С. 54-61.

38. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт. – М.: Недра, 1985. – 399 с.

39. Выбор способа подготовки шахтного поля с помощью электронных вычислительных машин/ А.М. Курносов, М.И. Устинов, В.Д. Долинин и др. – М.: Недра, 1969. – 160 с.

40. Кузнецов К.К., Митейко А.И. Применение методов операционных исследований и ЭВМ при оптимизации схем вскрытия и подготовки шахтных полей Донбасса. – В кн.6 Научные основы проектирования горных предприятий. – М.: недра, 1968. – С. 44-49.

41. А.С. Бурчаков, Б.М. Воробьев, А.С. Малкин, К.А. Кузнецов, А.И. Митейко. Проектирование и комплексная оптимизация параметров шахт. – М.: Недра, 1972. – 368 с.

42. Бурчаков А.С., Харченко В.А., Кафорин Л.А. Выбор технологических схем угольных шахт. – М.: Недра, 1975. – 274 с.

43. Малкин А.С. Разработка методов поэтапного проектирования оптимизации параметров и интегральной оценки проектов угольных шахт. – Дисс. ... докт. техн. наук. – М.: МГИ, 1972. – 321 с.

44. А.С. Бурчаков, М.Г. Гафт, Л.А. Кафорин и др. Методика выбора подмножества предпочтительных рациональных вариантов технологических схем угольных шахт. – М.: МГИ, 1972. – 57 с.
45. Кузнецов К.К., Митейко А.И. Проблемы создания САПР-уголь. В кн.: Оптимальное планирование и проектирование горных работ при подземной разработке. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1978. – С. 74-80.
46. Курносое А.М., Набродов И.П. Метод оптимизации параметров шахт, проектируемых для разработки свиты пластов. – В. кн.: Научные основы проектирования горных предприятий. – М.: Наука, 1967, с. 69-85.
47. Курносое А.М., Зыков В.М., Устинов М.И. и др. Метод оптимизации с помощью ЭВМ проекта глубокой шахты, предназначенной для разработки одиночного пологого пласта. – Люберцы: ИГД им. А.А. Скочинского, 1965. – 221 с.
48. Эннусте Ю.А. Проблемы декомпозиционного анализа задач оптимального планирования. – М: Наука, 1972. – 246 с.
49. Квон С.С. Вскрытие угольных пластов пологого падения. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 126 с.
50. Курносое А.М., Устинов М.И., Надбородов И.П. и др. Методы оптимального проектирования угольных шахт. – М.: Недра, 1974. – 368 с.
51. Курносое А.М. Основные принципы и методы оптимального проектирования угольных шахт. Автореф. дисс. ... докт. техн. наук. –М.:МГИ, 1968. – 31 с.
52. Цой. С.В., Данилина Г.П. Синтез оптимальных сетей горных выработок. – Алма-Ата, Наука, 1969. – 212 с.
53. Цой С.В. Математические основы автоматизированной системы проектирования шахт. – Алма-Ата: Наука, 1979. -310 с.
54. Методические указания по экономико-математическому моделированию при проектировании угольных шахт. – М.: Центрогипрошахт, 1972, – 98 с.
55. Бурчаков А.С., Зыков В.М. Оптимизация систем разработки на угольных шахтах. - М.: Недра, 1977. – 198 с.
56. Курносое А.М., Носенко В.Д. Исследование точности определения оптимальных параметров проектируемых угольных шахт. – Люберцы: ИГД им. А.А. Скочинского, 1968. – 48 с.

57. Рогов Е.И. Критерий работоспособности технических систем добычи угля подземным способом. – Алма-Ата: Наука, 1977. – 74 с.
58. Рогов Е.И. Научные основы моделирования и оптимизации технологических подсистем угольной шахты. Дисс. ... докт. техн. наук. – Люберцы: ИГД им. А.А. Скочинского, 1981. – 375 с.
59. Стрекачинский Г.А. Теория и численные модели вскрытия месторождений. – Новосибирск: Наука, 1983. – 237 с.
60. Дружинин В.В., Конторов Д.С. Проблема системологии. Проблема сложных систем. – М.: Наука, 1976, 296 с.
61. Месарович М., Такахарова М. Общая теория систем: математические основы. – М.: Мир, 1978. – 311 с.
62. Шевяков Л.Д. Основы теории проектирования угольных шахт. – М.: Углетехиздат, 1958. – 276 с.
63. Братченко Б.Ф. Способы вскрытия, подготовки и системы разработки шахтных полей. – М.: Недра, 1977. – 355 с.
64. Научно-исследовательский отчет «Разработать теоретические основы проектирования топологии сети горных выработок высокопроизводительных шахт для разработки систем автоматизированного проектирования шахт». – М.: МГИ, 1983. – 168 с.
65. Курносов А.М. и др. Рациональные способы подготовки шахтных полей в Карагандинском бассейне. – Люберцы: ИГД им. А.А. Скочинского, 1966. – 31 с.
66. Гэри М., Джонсон Д. Вычислительные машины и труднорешаемые задачи. Пер. с англ. – М.: Мир, 1982. – 416 с.
67. Жежелевский Ю.А., Бурчаков В.А., Величина Ю.О. Выбор конструктивных элементов технологической схемы шахты. – В сб. Создание технологии и техники добычи угля без постоянного присутствия людей в забоях шахт. – М.: МГИ, 1984. – С. 58-62.
68. Бурчаков А.С., Данилина Г.П., Кузнецов В.Н. Основы автоматизированного проектирования. – М.: МГИ, 1983. – 25 с.
69. Бурчаков А.С. и др. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1983. – 487 с.

70. Жежелевский Ю.А., Заворотная С.В., Диколенько Е.Я. Разработка научных основ проектирования высокопроизводительных шахт будущего. – М.: МГИ, 1981. – 146 с.

71. Горная энциклопедия / Гл.ред. Е.А. Козловский, Ред. Кол.: М.И. Агошков, Л.А. Антоненко, К.К. Арбиев и др. – М.: Сов. энциклопедия. Т.5.1991. – 541с.

72. Килячков А.П. Технология горного производства. – М.: Недра, 1992. – 415 с.

73. Рубан А.Д. Направления совершенствования технологической базы угольной промышленности. – М.: Уголь №1.2001. – С. 35-36.

74. Фрянов В.Н. Управление состоянием массива горных пород при интенсивной отработке выемочного поля. – М.: Уголь №4, 2000. – С.23.

75. Резниченко С.С., Подольский М.П., Ашихмин А.А. Экономико-математические методы и моделирование в планировании и управлении горным производством. – М.: Недра, 1991. – 429с.

76. Орлов И.В., Половников В.А. Экономико-математические методы и модели: компьютерное моделирование. – М.: Вузовский учебник, 2007. – 365с.

77. Астахов А.С., Краснянский Г.Л. Экономика и менеджмент горного производства. – М.: Издательство Академии горных наук, 2002. – 367 с.

78. Еремеев В.М., Григорьев Ю.С., Григорьев К.Ю. и др. Проектирование угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик, М.: 2000. – 312с.

79. Озол О.Г. Теория машин и механизмов. – М.: Наука, Главная редакция физико-математической литературы, 1984. – 432с.

80. Временные нормы технологического проектирования поверхности угольных и сланцевых шахт, разрезов и обогатительных фабрик. ВНТП 4-92. – М.: Минтопэнерго РФ, 1993. – 354 с.

81. Временные нормы технологического проектирования поверхности угольных и сланцевых шахт. ВНТП 1-92. – М.: Минтопэнерго РФ, 1993. – 403 с.

82. Временные рекомендации по составу, порядку разработки, согласованию и утверждению ТЭО инвестиций в форме капитальных вложений на создание объектов топливно-энергетического комплекса. – М.: Минтопэнерго РФ, 1993. – 254 с.

83. Инструкция о порядке проведения оценки воздействия на окружающую среду предприятий угольной промышленности («ОВОСуголь»). – СПб.: Гипрошахт, 1994.

84. Инструкция о порядке разработки, согласования, утверждения и составе проектной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений. СНИП 11-01-95 – М.: Минстрой России, 1995.

85. Отраслевые требования предъявляемые к проектированию предприятий угольной промышленности с целью рационального и комплексного использования минерального сырья (Разработчики - В.М. Еремеев, М.Ф. Шиловский, М.Т. Маршак, И.П. Ромашкин.) - М.: Центрогипрошахт, 1987.

86. Порядок разработки, согласования, утверждения и состав обоснований инвестиций в строительство предприятий, зданий и сооружений. СН 1-01-95. – М.: Минстрой России, 1995.

87. Антонов М.А., Агафонов В.В., Ютяев А.Е. Основы методологии проектирования гибкой технологии угледобычи // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011 - №11. – С.31-35.

88. Ютяев А.Е., Беляев В.В., Агафонов В.В. Когенерация ресурсосберегающих технологий при разработке угольных месторождений. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) - 2013 - №6. – С.69 – 74.

89. Мельник В.В., Васючков Ю.Ф., Ивков М.А., Ютяев А.Е. Научно-методические основы проектирования горнотехнических систем отработки запасов крупномасштабных месторождений на базе сочетания различных геотехнологий. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2014.- №12 (специальный выпуск) – 16с.

90. Оганесян Н.К., Агафонов В.В., Ютяев А.Е., Беляев В.В. Комплексная оптимизация структурных элементов технологических схем угольных шахт. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2016. - №2. – С.253-259.

91. Агафонов В.В., Беляев В.В., Ютяев А.Е. Информационно-методическое

обеспечение процедуры синтеза технологических систем угольных шахт с учетом рисков // Повышение качества образования, современные инновации в науке и производстве» Сборник трудов Международные научно-исследовательской конференции. г. Прокопьевск, 2015. – С. 117-119.

92. Гребенкин С.С., Мельник В.В., Ютяев А.Е. и др. Проектирование технологических систем шахт. (Учебное пособие). //Донецк «ВИК» - 2014. –511с.

93. Ермакова В.И., Эфимова М.Р., Петрова Е.В. Общая теория, статистика. – М.: ИНФРА–М, 1996. –416с.

94. Резниченко С.С., Ашихмин А.А. Математические методы и моделирование в горной промышленности. – М.: МГГУ, 2001.–404с.

95. Тейл Г. Прикладное экономическое прогнозирование. – М.: Прогресс,1970. –510с.

96. Льюис К. Методы прогнозирования экономических показателей. – М.: Финансы и статистика, 1986. –133с.

97. Перегудов Ф.И., Тарасенко Ф.П. Введение в системный анализ. – М.: Высшая школа, 1989. – 367с.

98. Буторин В.К., Ткаченко А.Н. Прикладной системный анализ: концептуальный подход. – М.: Российские университеты, 2006.–323с.

99. Бурчаков А.С., Капустин Н.Г. Технология разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов/Под общ. ред. А.С.Бурчакова.3–е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. –487с.

100. Еремеев В.М. Планирование и проектирование воспроизводства шахтного фонда на основе технического перевооружения угольной промышленности. –Дисс. ... докт. техн. наук. – М.: МГИ,1987.

101. Кудинов Ю.В., Джигрин А.В., Исаев И.Р., Ютяев А.Е. Средства и способы повышения эффективности и безопасности шахтных дегазационных систем. – Тула: ТулГУ, 2017. - 300 с