

**Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования «Национальный исследовательский технологический
университет «МИСИС»**



На правах рукописи

ФАМ ДИК ТХАНГ

**ОБОСНОВАНИЕ ИННОВАЦИОННЫХ ПРОСТРАНСТВЕННО
ПЛАНИРОВОЧНЫХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО
ИНТЕНСИВНОЙ ОТРАБОТКЕ НАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ
СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУАНГНИНЬ СРВ**

Специальность 25.00.21 – «Теоретические основы проектирования
горнотехнических систем» и 25.00.22 – «Геотехнология (подземная, открытая и
строительная)»

Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель: доцент, кандидат технических наук
Виткалов Виктор Григорьевич.

Москва – 2018

Оглавление

Введение.....	4
1. Анализ состояния вопроса, цель и задачи исследования.....	10
1.1. Особенности условий функционирования и развития шахтного фонда угольной промышленности Вьетнама (СРВ).....	10
1.2. Краткий анализ горно- геологических и горно-технических условия отработки наклонных угольных пластов средней мощности месторождения Куангнинь СРВ.....	15
1.3. Обзор и анализ технологий отработки наклонных угольных пластов средней мощности на шахтах бассейна Куангнинь.....	27
1.4. Анализ зарубежного и российского опыта применения высокоэффективных технологий добычи угля.....	36
1.5. Постановка задачи высокоэффективной и безопасной отработки наклонных угольных пластов средней мощности для угольных шахт Вьетнама.....	44
Выводы.....	46
2. Конструирование высокопродуктивных, ресурсосберегающих и безопасных технологий подготовки и ведения очистных работ для отработки наклонных угольных пластов средней мощности	48
2.1. Конструирование технологических схем отработки наклонных угольных пластов средней мощности по камерно-столбовой системе с выемкой междукammerного целика БВР.....	48
2.2. Инновационная технология отработки наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя и использованием самопередвигающихся шарнирно - оградительных крепей.....	58
2.3. Технологические решения по использованию камерно-столбовой системы разработки при отработке наклонных угольных пластов средней мощности на шахтах месторождения Куангнинь.....	70
Выводы.....	81
3. Аналитические исследования по обоснованию параметров технологии отработки наклонных угольных пластов средней	82

мощности Куангнинского угольного бассейна.

3.1. Аналитические исследования по обоснованию оптимального угла разворота горных выработок в зависимости от угла падения пласта.....	82
3.2. Аналитические исследования по обоснованию параметров предохранительной пачки угля при использовании камерно-столбовой системы разработки с выемкой угля буровзрывным способом.....	87
3.3. Обоснование технологических параметров предохранительных целиков при использовании камерно-столбовой системы при погашении междукammerного целика комбайном.....	100
Выводы.....	116
4. Оценка технико-экономических показателей при отработке наклонных угольных пластов средней мощности в бассейне Куангнинь.....	117
4.1. Оценка экономической эффективности при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя с использованием самопередвигающихся шарнирно-оградительных крепей.....	117
4.2. Перспективы применения камерно-столбовой системы в угольной промышленности Вьетнам.....	123
4.3. Техничко-экономическое сравнение двух систем разработки длинными столбами и камерно-столбовой системой.....	126
Выводы.....	131
Заключение.....	133
Список литературы.....	136
Приложение 1.....	145
Приложение 2.....	148

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Одной из важнейших задач стоящих перед угольной промышленностью Вьетнама, является дальнейшее совершенствование технологии подземной добычи угля при повышении технико-экономического уровня развития шахт и уровня безопасности горных работ.

В провинции Куангнинь, где сосредоточены основные запасы каменного угля, которые можно было эффективно добывать открытым способом, в настоящее время составляют незначительную долю. При этом уровень добычи угля с 2016 до 2025 г.г подземным способом должен возрасти с 46% до 90% и составит 63,1 млн.т. Уровень добычи открытым способом будет снижаться с 54% до 10% и будет колебаться в пределах 8 млн.т к 2025 году.

Подземный способ добычи угля является наиболее сложным, при котором во Вьетнаме добываются наиболее качественные, в этом числе коксующиеся марки угля.

Развитие мировой угольной промышленности базируется на концепции перехода к технологическим структурам «шахта-лава», с целью обеспечения конкурентоспособности угольных предприятий.

В настоящее время добыча ископаемых углей по этой технологии ведется на передовых угледобывающих шахтах Китая, США, Индии, Австралии и России... При этом наибольшей эффект при добыче угля механизированными комплексами достигается при отработке выемочных столбов длиной более 1000 м, при которых длину очистного забоя принимают не менее 250- 400 м.

По итогам работы угольной промышленности Вьетнама за 2017год, добыча угля составила 57 млн.тон. При этом добыча угля с использованием буровзрывных работ и погрузкой угля вручную на конвейер составила 95%.

Добыча, угля с использованием средств комплексной механизации в 2017г составила 3% в бассейне Куангнинь по данным вьетнамской компании «Винакомин».

Однако, для угольной промышленности Вьетнама остается серьезной проблема добычи угля с наклонных угольных пластов средней мощности, в которых сосредоточено 24, 03% от общих балансовых запасов угля.

Это связано с весьма сложными горно-геологическими условиями залегания угольных пластов, подверженных интенсивной дизъюнктивной нарушенности, что затрудняет применение высокопродуктивных систем подготовки и современных средств комплексной механизации.

В настоящее время в передовых угледобывающих странах мира основной объем подземной добычи угля обеспечивается в комплексно - механизированных длиннопластных системах, оснащенных самопередвигающимися механизированными крепями, гидроприводом и системой автоматизированного управления.

Научные и практические основы технологии подземной добычи угля развиваются на протяжении более 150 лет. В концентрированном виде подземная геотехнология представлена в фундаментальных работах Российских и Вьетнамских учёных: А.А. Скочинского, Б.Ф. Братченко, Л.Д. Шевякова, В.В. Ржевского, Ю.Ф. Васючкова, Ю.Н. Кузнецова, В.И. Коваленко, В.В. Мельника, В.В. Агафонова, А.С. Бурчакова, Н.В. Мельникова, А.Н. Панкратенко, В.А. Атрушкевич, И.Н. Савич, А.В. Докунина, Л.А. Пучкова, В.Г. Виткалова, Ю.Н. Жежелевского, А.В. Ремезова, В.А. Потапенка, Ле Ны Хунг, Нгуен Ань Туан, Фам Чунг Нгуен и другие, которые внесли большой вклад в дело реализации данной проблемы.

Из анализа перспектив развития угольной промышленности Вьетнама следует, что резерв повышения эффективности подземной добычи угля из наклонных угольных пластов средней мощности лежит в использовании различных технологий подготовки и отработки выемочных полей, адаптированных к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям, с использованием не традиционных технологий.

Следовательно, разработка технологических схем, отработки наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя и камерно-столбовой системой разработки и обоснования их пространственной ориентации в пределах шахтного поля весьма своевременна. Основной особенностью и преимуществом, которых является упрощенное или полное отсутствие работ по креплению и удержанию кровли от обрушения.

Ниже приведенные системы разработки отличаются мобильностью и способностью адаптироваться к изменениям горнотехнических и горно-геологических условий залегания наклонных угольных пластов средней мощности при отработке ограниченных запасов угля в пределах этажа.

В связи с вышеизложенными исследованиями решения по обоснованию пространственной ориентации выемочных участков и определению технологических параметров систем разработки по эффективной и безопасной отработке запасов наклонных угольных пластов средней мощности провинции Куангнинь, являются актуальными научными задачами, что подтверждает необходимость проведения исследования в данной области.

Целью диссертации является обоснование инновационных пространственно-планировочных и технологических решений по интенсивной отработке запасов наклонных угольных пластов средней мощности, обеспечивающих повышение технико-экономической эффективности и безопасности горного производства на шахтах СРВ.

Идея работы заключается в использовании выявленных закономерностей направленного изменения угла диагонального положения горных выработок, очистного забоя и обоснования технологических параметров предохранительных целиков с целью обеспечения безопасности и эффективности горных работ по отработке запасов Куангнинского каменноугольного месторождения.

Основные научные положения, выносимые на защиту:

1. Выбор варианта раскройки запасов этажа следует осуществлять с учетом пространственной ориентации скатов, камер и диагональной линии очистного забоя при различных углах падения наклонных угольных пластов средней мощности, что позволяет увеличить нагрузку на очистной забой от 1,5 до 2,5 раз и полноту извлечения запасов в 1,2 раза (паспорт специальности 25.00.21- пункты 2.3 и 3.1).

2. Обоснование на стадии проектирования параметров технологии отработки запасов наклонных угольных пластов средней мощности с использованием камерно-столбовой системы разработки должен осуществляться

с учетом параметров предохранительной пачки угля и подзавальных целиков в зависимости от горнотехнических и горно-геологических факторов (паспорт специальности 25.00.22- пункты 3.2 и 3.3).

3. Пространственная ориентация и технологические параметры выемочного участка при отработке наклонных угольных пластов средней мощности, с использованием системы разработки с диагональным расположением линии очистного забоя, оснащенного самопередвигающимися шарнирно-оградительными крепями и уровнем нагрузки на очистной забой не менее 600 т в сутки, должна осуществляться с учетом угла наклона линии очистного забоя и глубины ведения горных работ (паспорт специальности 25.00.21- пункты 2.2 и 25.00.22- пункты 3.1).

Научная новизна результатов исследования:

1. Установлена закономерность рационального угла диагонального расположения подготовительных выработок и линии очистного забоя в зависимости от угла падения пласта на основе математического моделирования, позволяющая обоснованно реализовать пространственную ориентацию и параметры выемочного участка в пределах этажа, что позволяет снизить в 1,7 раза капитальные вложения на тонну извлекаемых запасов;

2. Выведено аналитическое выражение и разработан программный модуль, позволяющие в зависимости от глубины горных работ, мощности и угла падения пласта, оптимизировать угол наклона очистного забоя и мощность предохранительной пачки угля и подзавальных целиков с учетом запаса прочности горных пород и уменьшить потери угля от 10 до 15%;

3. Предложена инновационная технологическая схема высокоэффективной отработки наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя с применением самопередвигающихся шарнирно-оградительных крепей, позволяющая механизировать процесс выемки угля и управления кровлей в лаве и повысить нагрузку на очистной забой от 1,5 до 2,5 раза.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается:

- анализом представительного объема существующих отечественных и зарубежных технологий отработки наклонных угольных пластов средней мощности и нормативно-методической базы проектирования выемочных блоков;
- корректным использованием комплексного метода исследований, включающего метод научно-технического обобщения информации и аналитические методы исследований, с использованием математических методов и применением для их обработки технологического и компьютерного моделирования;
- значительным объёмом проанализированной горнотехнической литературы по вопросам, связанным с повышением эффективности отработки наклонных угольных пластов средней мощности; удовлетворительной сходимостью результатов теоретических исследований с данными, полученными при опытно-промышленных испытаниях предложенной технологии на шахте Уонгби бассейна Куангнинь (отклонении не превышении 15%).

Научное значение работы заключается в развитии методических положений по обоснованию оптимальных пространственно-планировочных и технологических параметров выемочного участка при отработке запасов наклонных угольных пластов средней мощности, обеспечивающих высокоэффективное и безопасное освоение георесурсного потенциала Куангнинского месторождения.

Практическое значение работы:

- в разработке инновационных технологических схем отработки запасов Куангнинского угольного месторождения и обосновании методики выбора приоритетной технологии с обеспечением устойчивого развития горного производства;
- разработан программный модуль, позволяющий с учетом горно-геологических условий залегания наклонных угольных пластов средней мощности определять параметры предохранительной пачки угля и подзавальных целиков при камерно- столбовой системе разработки.

Реализация результатов исследований. Основные научные результаты диссертации были использованы Ханойским институтом горной науки и технологии (ХИГНиТ) при подготовке проектной документации на отработку наклонного угольного пласта средней мощности «8 –Донгвонг» на шахте Уонгби бассейна Куангнинь. Разработанный программный модуль для определения параметров технологической схемы задействован в учебном процессе Куангнинского индустриального университета (КИУ) при изучении дисциплины «Подземная геотехнология».

Апробация работы. Основные научные положения диссертационной работы докладывались на научных семинарах кафедры «Геотехнология освоения недр» НИТУ МИСиС, докладывались на международных симпозиумах «Неделя горняка» (г. Москва 2016- 2018гг), на конференции о горной науке и технологии во Вьетнаме «Горное дело в интересах устойчивого развития» (г. Ханой, институт “ХИГНиТ”, 2018г).

Публикации. По результатам научных исследований опубликованы 9 научных статей, из них 4 статьи в журналах, индексируемых в наукометрических базах данных – Scopus и 4 статьи в журналах, рекомендованных ВАК Минобрнауки России.

Структурный объем работы. Диссертация состоит из введения, 4 раздела, заключения, списка литературы и приложения. Общий объем диссертации составляет 157 страниц машинописного текста, содержит 85 рисунков, 22 таблицы, список литературы из 105 источников и 2 приложения.

1. Анализ состояния вопроса, цель и задачи исследования

1.1. Особенности условий функционирования и развития шахтного фонда угольной промышленности Вьетнама (СРВ).

Угольная промышленность Вьетнама относится к числу важнейших отраслей народного хозяйства. Потребители угольной продукции на внутреннем рынке – это энергетические и коксохимические производства. Уголь служит также сырьём для химической промышленности и используется для производства цемента, строительных материалов, а также является предметом экспорта энергетических и коксующихся углей. За период 2000-2017 гг произошло значительное обновление и расширение старой производственной базы и одновременно строительство современных шахт нового технического уровня, вносящих весомый вклад в экономику страны.

В настоящее время балансовые запасы угля, которые можно было эффективно добывать открытым способом в значительной степени исчерпаны. Вьетнамская генеральная угольная компания «Винакомин» ведет широкие научные исследования, совместно с Ханойским институтом горной науки и технологии (ХИГНиТ) по разработке и широкому внедрению передовых технологий добычи угля с использованием современных средств комплексной механизации.

В связи с отработкой запасов в благоприятных горно-геологических условиях, в будущем планируется вести горные работы на отметках ниже штольнего горизонта, а также в районе расположения рек, озер и промышленных объектов

После получения независимости в угольной промышленности Вьетнама произошёл существенный рост добычи угля с 4 млн. тонн в 1997г до 57.2 млн.тонн в 2015г. Это стало возможным благодаря применению нового высокопроизводительного оборудования при погрузке и транспортировке полезного ископаемого, а также в связи с внедрением современной техники и технологии подземных и открытых горных работ.

По перспективному плану развития Вьетнамской генеральной компании «Винакомин» в период с 2010 по 2025 годы рост добычи угля должен составлять: 7,7% с 2010 по 2015 год, и 4,6% с 2016 по 2025 год. При этом уровень добычи угля подземным способом должен возрасти с 46% до 90%, а уровень добычи открытым способом будет снижаться с 44% до 10% к 2025 году [1, 2, 3, 4]. На рис.1.1 приведена диаграмма добычи угля во Вьетнаме за период 2010-2015 гг и

перспективный прогноз до 2025 года. Из приведенной диаграммы видно, что подземная добыча угля будет доминировать над открытыми горными работами.

По результатам исследования Ханойского института горной науки и технологии (ХИГНиТ) и отчета угольной компании «Винакамин» об использовании угля в народном хозяйстве СРВ, на рис.1.2 приведены геологические запасы угольных месторождений Вьетнама, при этом основная часть запасов угля сосредоточена в бассейне Куангнинь и составляют 70% от общих запасов [2, 5, 6]. Распределение геологических запасов угля по бассейнам Вьетнама показано на рис.1.2.

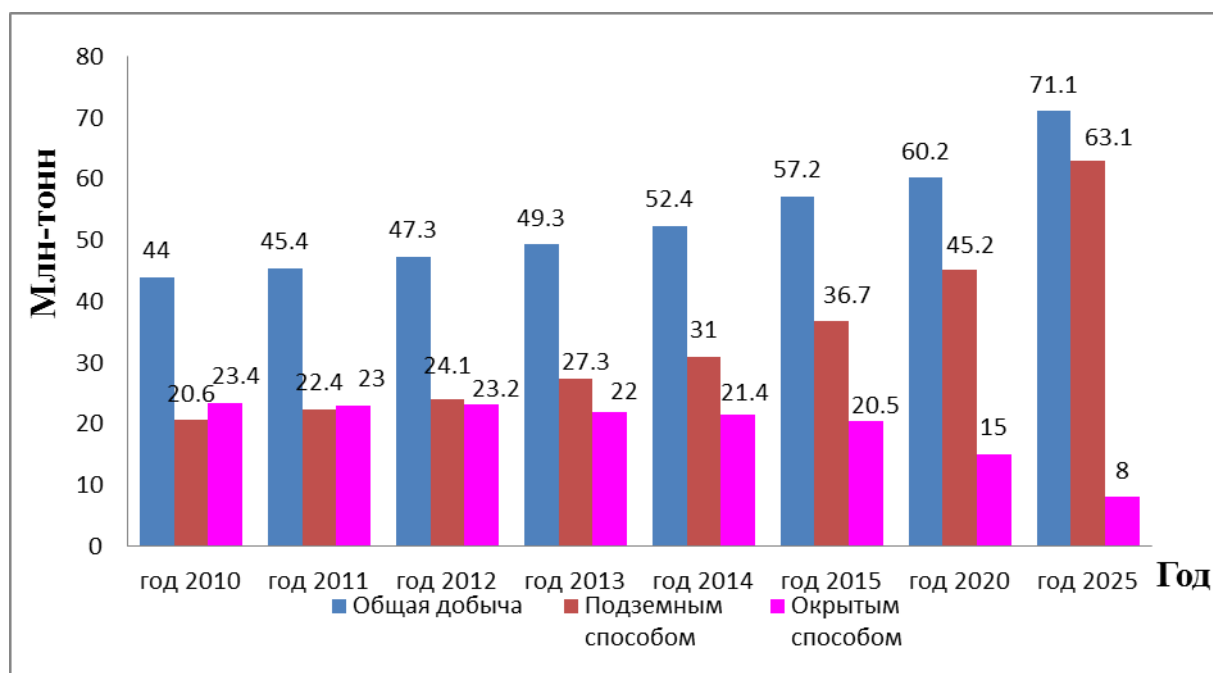


Рис.1.1 - Производство угля во Вьетнаме по способам добычи за период 2010-2015г и прогноз до 2025г.



Рис.1.2 - Распределение запасов угля по бассейнам СРВ.

Разведанные ресурсы угольных месторождений Вьетнама оценивают в пределах 21,5 млрд.т. В соответствии с результатами оценки и разведки вьетнамской генеральной компании «Винакомин» балансовые запасы угля,

значительная часть его пригодна для коксования, из которых примерно 85% сосредоточены в Куагнинском бассейне [5, 6, 7, 8]. Учитывая мировую конъюнктуру угля до 2040 г, он останется одним из важнейших сырьевых ресурсов для энергетики, металлургии и химической промышленности Вьетнама.

Фонд действующих угледобывающих предприятий Вьетнама по состоянию на 01.01.2016 насчитывает 20 предприятий (шахты -12, разрезы -8). Наиболее интенсивно разрабатывается Куангнинская угольная провинция, где добывается около 45 млн.т в год. Переработка угля в отрасли осуществляется на центральной обогатительной фабрике, расположенной в заливе Халонг, а также на сортировках, которые расположены на шахтных территориях.

В таблице 1.1 приведена динамика добычи угля за пятилетний период (2010-2015гг.) угольными компаниями Вьетнама по данным Генеральной Компании «Винакомин» [3, 7].

Таблица 1.1- Результаты работы вьетнамской угольной компании «Винакомин» за период 2010 – 2015 год

	Наименование угольных компаний	Добыча угля по годам. (тыс.т.)					
		2010	2011	2012	2013	2014	2015
1	Вангзань	3076	3281	2739	2996	3038	3500
	- Открытый способ	375	331	110	214	218	200
	- Подземный способ	2701	2950	2629	2782	2820	3300
2	Маохе	1623	1708	1718	1848	1956	1900
	- Открытый способ	8			96	211	200
	- Подземный способ	1615	1708	1718	1752	1745	1700
3	Уонгби	2100	2305	1718	2203	2223	2450
	- Открытый способ	60	154		49		
	- Подземный способ	2040	2151	1718	2154	2223	2450
4	Наммау	1750	1853	1701	1832	2000	2300
	- Открытый способ						
	- Подземный способ	1750	1853	1701	1832	2000	2300
5	Халам	2050	2188	1906	1603	1737	2071
	- Открытый способ	661	702	552	402	501	591
	- Подземный способ	1389	1486	1354	1201	1236	1480
6	Хечам	1105	1010	1082	1133	1352	2420
	- Открытый способ	49	84	60	32	28	790
	- Подземный способ	1056	926	1022	1101	1324	1630
7	Тхонгньат	1600	1655	1524	1477	1524	1700
	- Открытый способ						
	- Подземный способ	1600	1655	1524	1477	1524	1700

8	Монгзыонг	1506	1576	1620	1502	1631	1660
	- Открытый способ	254	275	402	292	369	150
	- Подземный способ	1252	1301	1218	1210	1262	1510
9	Куангхань	1152	1132	1030	1113	1285	1500
	- Открытый способ	331	270	189	205	201	200
	- Подземный способ	821	862	841	908	1084	1300
10	Зыонгхюи	1957	2032	1860	1826	2021	2150
	- Открытый способ	546	521	469	410	465	500
	- Подземный способ	1411	1511	1391	1416	1556	1650
11	Другие компании	28523	28836	26837	24530	18094	19149
12	<u>Всего</u>	46442	47576	43735	42063	36861	40200
	- Открытый способ	26523	26148	23238	20594	16831	18100
	- Подземный способ	19919	21428	20497	21469	20030	22100

Темпы развития СРВ по данным всемирного банка развития и реконструкции за 2017 год составили 6,5%.

Экономический рост является одним из основных, если не единственным наиболее важным фактором, определяющим потребление электроэнергии, а следовательно и угля, как её важнейшей составляющей.

Динамика потребления угля народным хозяйством СРВ, по данным Вьетнамской генеральной угольной Компании “ВГУК” приведены в таблице 1.2. [2, 3, 4, 7].

Таблица 1.2 - Использование угля в народном хозяйстве Вьетнама за период 2010-2015

№	Наименование потребителей	Потребление по годам, тыс.тонн					
		2010	2011	2012	2013	2014	2015
1	Энергетика	6785	6972	7315	8030	8440	11711
2	Металлургическая промышленность	512	587	634	680	715	1100
3	Коксохимическая промышленность	150	142	137	123	115	160
4	Цементная промышленность	4605	5120	5701	6640	6978	8324
5	Промышленность строительных материалов	7529	8113	8954	9670	10153	12465
6	Бытовые нужды	2515	2896	3417	3667	3920	4090
Всего внутреннего потребления		22096	23830	26158	28810	30321	37850
7	Экспорт	21940	23574	26507	27830	22342	19350
Итого		44036	47404	50665	56640	52663	57200

Согласно стратегическому плану развития угольной отрасли СРВ, добыча угля к 2025 году должна составить 65 – 71,1 млн.тонн, что создает дефицит около 10 млн. тонн согласно предлагаемой стратегии развития страны. С точки зрения наращивания производственного потенциала наиболее перспективным становится бассейн Красной Реки, где планируется добывать 2 млн.тонн (2025 г) и в перспективе добыча угля должна достигнуть до 10 млн.тонн к 2030 году.[1, 2, 4, 7].

На основании итогов работы угольной промышленности Вьетнама за 2017г. и анализа статистических данных национальной угольной компании «Винакомин», добыча угля с использованием буровзрывных работ и погрузкой угля вручную на конвейер составила 95% от общей добычи по стране. Удельный вес подземной добычи угля из лав, оснащенных механизированными очистными комплексами от общей добычи по стране в 2017г. составил 2,7%.

При выемке полезного ископаемого в лавах используются различные средства по креплению и управлению горным давлением, – гидравлическими мобильными стойками составляет 35,53%, индивидуальными гидравлическими стойками 18,85%, гидравлическими крепями ZH или GK 17,74%, деревянными стойками 6,47%, комплексно-механизированными крепями 2,7%.[1, 3, 4, 5, 7].

Соотношение различных категорий средств крепления лав при подземной добычи угля представлено на рис.1.3.

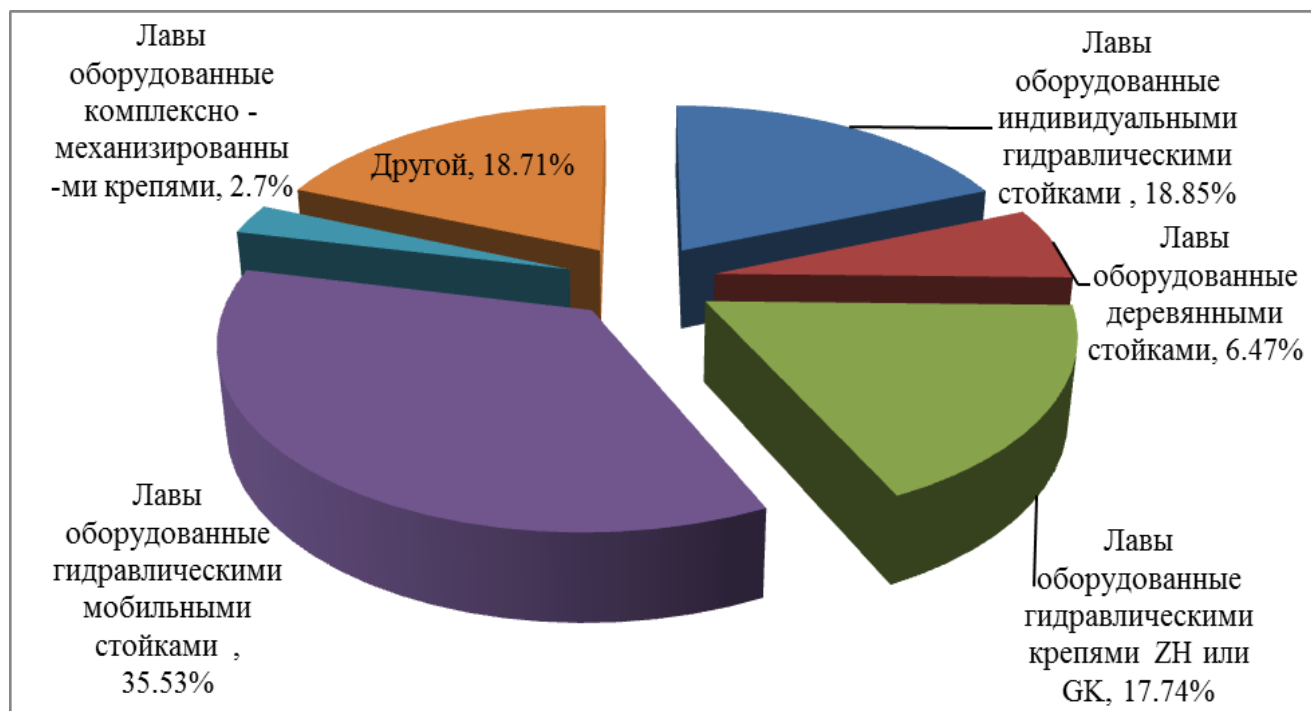


Рис.1.3 - Соотношение различных категорий средств крепления лав при подземной добычи угля

1.2. Краткий анализ горно-геологических и горнотехнических условия отработки наклонных угольных пластов средней мощности месторождения Куангнинь СРВ

Куангнинский угольный бассейн расположен на северо-востоке Вьетнама и является одним из самых перспективных бассейнов по запасам и качеству угля регионов страны. Его балансовые запасы составляют 2098 млн.тон. Здесь сосредоточены основные запасы потребляемого металлургами и энергетиками угля. Угольный бассейн простирается с востока на запад до 140 км и севера на юг, ширина его колеблется от 10 до 30км, при этом площадь бассейна составляет около 1300 км². Замкнутые пикативные структуры с дизъюнктивными нарушениями являются естественными границами угленосных провинций [6, 9, 10]. Схема расположения угольных месторождений бассейна Куангнинь с разделением на угленосные провинции представлена на рис.1.4.



Рис.1.4 - Схема расположения угольных провинций бассейна Куангнинь

В пределах угольного бассейна «Куангнинь» выделено 3 угленосных провинции (Донгчьеу- Уонгби, Хонгай, Камфа), которые разделены на блоки дизъюнктивными нарушениями. Добыча угля в Куангнинском угольном бассейне в настоящее время ведется на 12 горных предприятиях (Маохе, Уонгби, Вангзань, Наммау, Халам, Халонг, Хонгай, Хечам, Тхонгньат, Монгзыонг, Куангхань, Зыонгкюи). Фонд действующих угледобывающих предприятий Вьетнама по состоянию на начало 2016 насчитывает 20 горных предприятий (шахты -12, разрезы -8) с общей годовой производственной мощностью около 16,5 млн.тон.

Переработка угля в количестве 13,2 млн.тон осуществляется на трех обогатительных фабриках, а остальная часть на сортировках имеющихся в составе шахт.

Поверхность месторождения представляет собой гористый рельеф с значительным изменением высотных отметок, амплитуда которых колеблется от +300 до +1000 м над уровнем океана. Рельеф поверхности осложнен также наличием больших и малых коньёнов с протекающими по ним реками [5, 8, 9, 10, 11].

Возможность применения эффективной механизированной добычи угля в бассейне Куангнинь, на основе комплексной оценки запасов 10 шахтах, геологические запасы которых составляют около 235,3 млн.т, в результате оценки подтверждено, что при отработке запасов могут применяться механизированные технологии добычи. Это является важной основой для построения плана развития угольной промышленности СРВ с использованием комплексной механизации и возможности действующих шахт модернизации в бассейне Куангнинь [1, 6, 8, 11].

Распределение геологических запасов угля наклонных угольных пластов средней мощности на шахтах бассейна Куангнинь приведено в таблице 1.3

Таблица 1.3- Геологические запасы угля наклонных угольных пластов средней мощности на шахтах бассейна Куангнинь.

№	Шахты	Индекс угольного пласта	Высотные отметки	Запасы (10 ³ тон)	В процентах (%)
1	Мао Хе	V3, V5, V6, V7, V8, V9, V9B, V10	+350 -:- -300	48671.6	20.7
2	Ванг Зань	V4, V5, V8, V8A, V9	+350 -:- -250	32877	14.0
3	Нам Мау	V3, V4, V6, V6A, V7, V7tru, V8, V9	+290 -:- +0	19054.9	8.1
4	Халам	V7, V10, V13, V14	+30-:- -300	878.7	0.4
5	Хонгай	V6, V7, V8, V10	+220-:- -150	22014.5	9.3
6	Куангхань	V2, V3C, V3B, V3, V4C, V4B, V4A, V4, V5B, V5A, V5, V6B, V6A, V6, V7, V8, V9, V10, V11, V12, V13, V15, V16, V17, V19	+200 -:- -150	59941	25.5
7	Зыонгкюи	V9, V10, V11, V12	+200 -:- +38	10507.8	4.5
8	Монгзыонг	K8, G9, H10, II11	+60 -:- -250	7158	3.0
9	Уонгби	V5, V6, V7, V8, V9, V10, V12, CV18, V24	+350-:- -150	25658	10.9
10	Хонгтай	V40A, V41A, V42, V43, V45, V46, V47	+475 -:- +30	8505	3.6
	Всего			235266.5	100.00

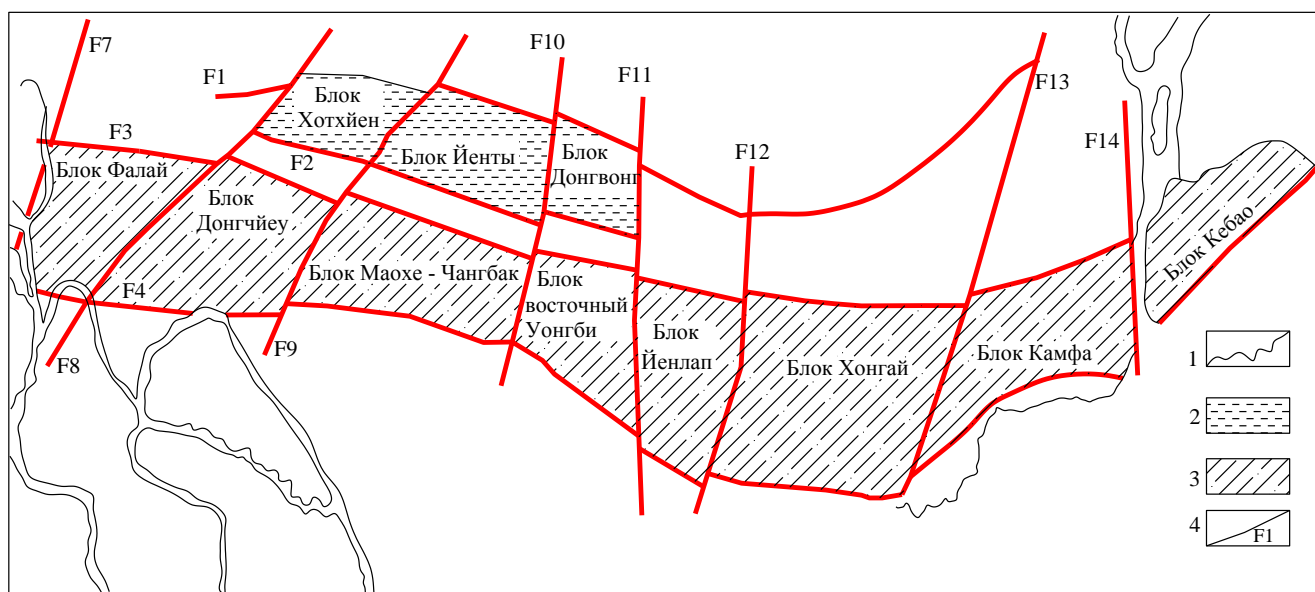
В связи с гористым рельефом поверхности угольного месторождения Куангнинь, вне зависимости от угла падения пластов, применяют в основном

схему вскрытия шахтного поля штольнями. Ниже отметки штольнего горизонта вскрытие производится наклонными или вертикальными стволами и этажными квершлагами. В таблице 1.4 приведены способы вскрытия угольных шахт в бассейне Куангнинь.

Таблица 1.4- Способы вскрытия и подготовки угольных пластов на шахтах Куангнинского бассейна.

Шахта	Участки	Отметка	Способ вскрытия	Способ подготовки	Глубина разработки (м)
Маохе	-	+30 ÷ пов	Штольнями	Этажный	200
		+30 ÷ -150	Наклонными стволами в сочетании с Штольнями	Этажный	170
Хонгтай	Хонгтай	+30 ÷ пов	Штольнями	Этажный	210
	Трангхе	+30 ÷ пов	Штольнями	Этажная	200
		+30 ÷ -150	Наклонными стволами		170
Уонгби	Донгвонг	+71 ÷ -130	Наклонными стволами	Этажный	200
Наммау	-	+125 ÷ пов	Штольнями	Этажный	200
		+125 ÷ -250	Наклонными стволами		300
Вангзан	Канга	+110 ÷ пов	Штольнями	Этажный	150
		+110 ÷ -100	Наклонными стволами		210
	Западный Вангзан	+122 ÷ пов	Штольнями	Этажный	100
		+122 ÷ -100	Наклонными стволами		220
Халам	-	-50 ÷ пов	Наклонными стволами в сочетании с Штольнями	Этажный	150
		-50 ÷ -300	Вертикальными стволами	Этажный	250
Нуйбео		-150 ÷ -350	Вертикальными стволами	Этажный	200
Хонгай	Каотханг	+18 ÷ -172	Наклонными стволами	Этажный	190
	Запхау	+30 ÷ -50	Наклонными стволами		80
	Тханконг	+40 ÷ -75	Наклонными стволами		115
Зыонгхюи	-	+38 ÷ -150	Наклонными стволами	Этажный	188
Куангхан	-	-50 ÷ -175	Наклонными стволами	Этажный	150
Монгзыонг	-	+9,8 ÷ -97,5	Вертикальными стволами	Этажный	110
Хечам	-	-150 ÷ + 32	Наклонными стволами	Этажный	180

По геологическим образованиям и особенностям тектонического строения угольного бассейна Куангнинь, можно выделить 11 структурных блоков по длине угольного бассейна, ограниченных глубинными разломами с амплитудой от 20 до 50м. На рис.1.5 показано Куангнинское месторождение разбитое на структурные блоки. Кроме этого угленосные отложения в бассейне Куангнинь являются сложной складчатой системой, которая состоит из пликативных структур, осложненных дизъюнктивными нарушениями. [6, 9, 10, 11, 12].



1- Реки и озера, 2- Грабен Баодай, 3- Грабен Хонгай, 4 - разлом

Рис.1.5 - Структурные и тектонические разломы угольного бассейна Куангнинь

На рис. 1.6 – 1.9. Приведены вертикальные разрезы по шахтам бассейна Куангнинь.

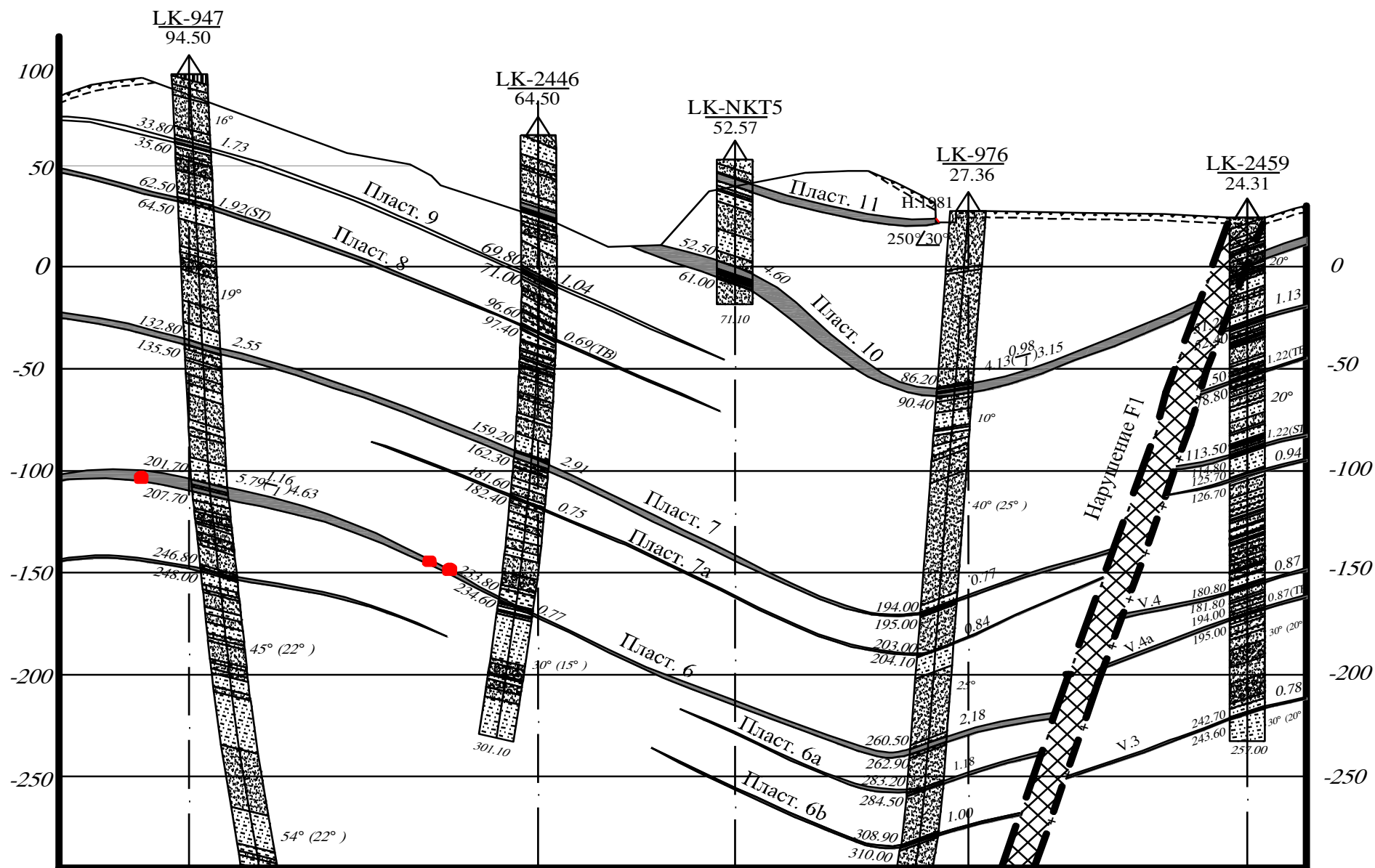


Рис.1.6 - Геологический разрез шахты «КуангХань»

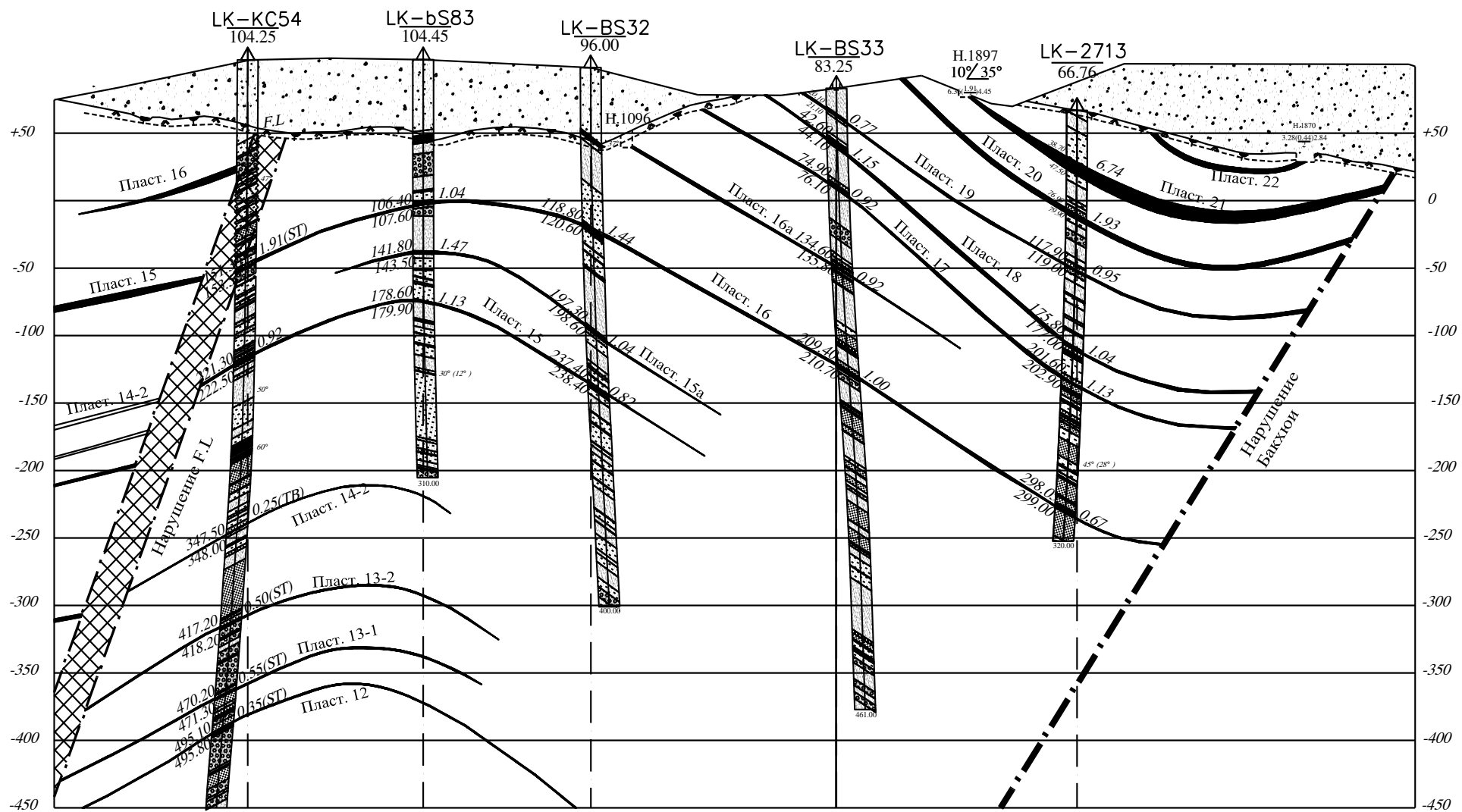


Рис. 1.7 - Геологический разрез шахты «Хечам»

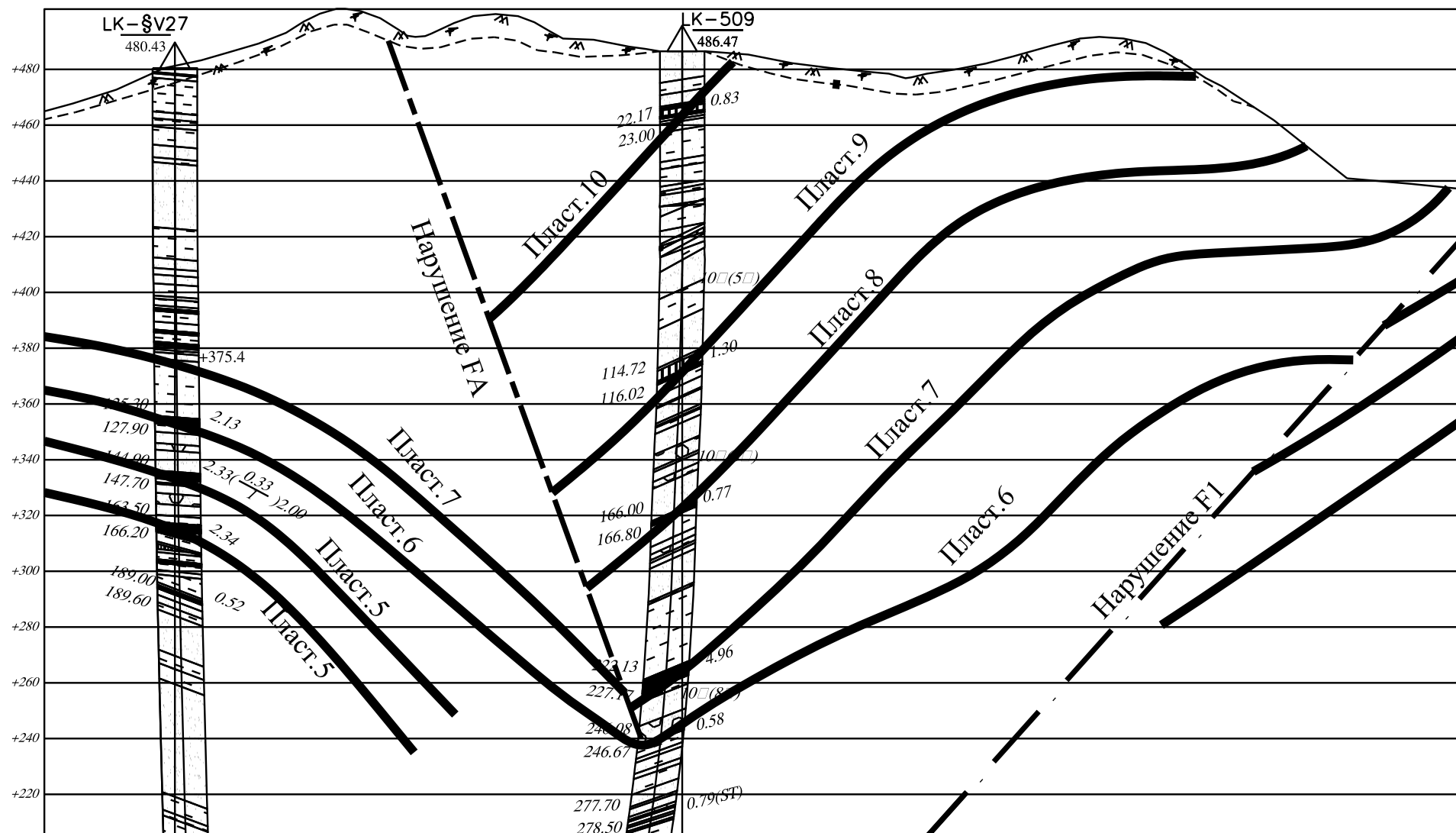


Рис. 1.8 - Геологический разрез шахты Хонгтхай

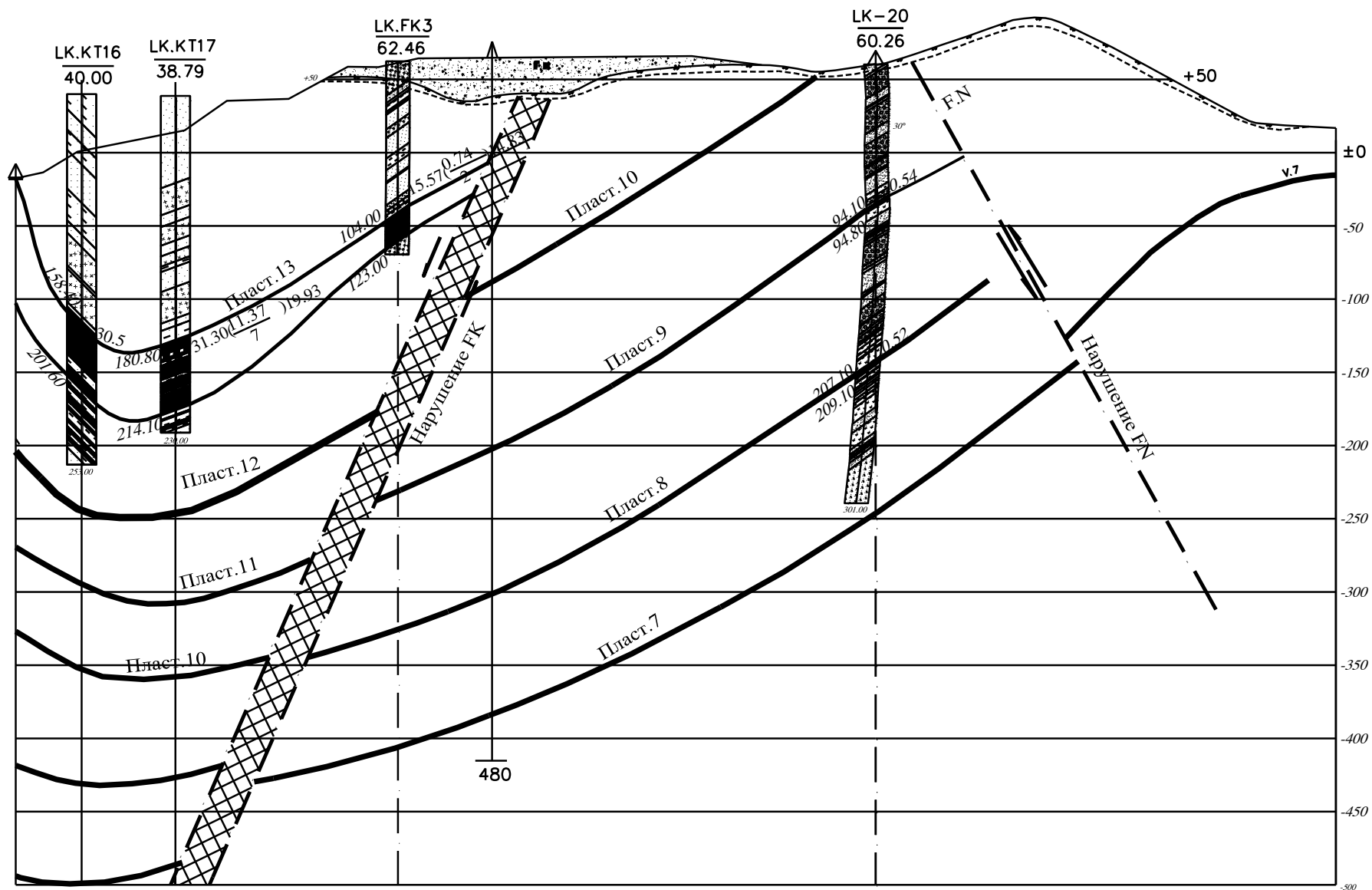


Рис. 1.9 - Геологический разрез шахты «Хонгай»

Угленосные отложения в Куангнинском угольном бассейне приурочены к нижней части карбона. Условия разработки весьма сложные, что связано с большим количеством дизъюнктивных нарушений и сложной гипсометрией угольного пласта.

Для сравнения прочности горных пород, а также возможностью создания средств комплексной механизации и экономической оценки разрушаемости пород, институтом ХИГНиТ создана классификация пород по пределу прочности на одноосное сжатие.

Классификация, предложенная Ханойским институтом Горной науки и Технологии (ХИГНиТ) [6, 11, 13, 14, 15] делит горные породы на десять основных категорий физико-механической характеристики (табл. 1.5).

Таблица 1.5- Физико-механическая характеристика горных пород

№	Марка горных пород	Наименование и характеристики	Диапазон прочности, на сжатие, МПа	Плотность породы, т/м ³
1	C4	Галечник	75 - 275	2,6 – 2,7
2	C3	Песчаники крупнозернистые	65 - 190	2,3 – 2,4
3	C2	Песчаники среднезернистые	20 - 220	2,3 – 2,5
4	C1	Песчаники мелкозернистые	35 - 240	2,4 – 2,5
5	B3	Аргиллиты крупнослоистые и весьма крупнослоистые	21 - 120	1,8 – 2,1
6	B2	Аргиллиты тонкослоистые	10 - 50	1,7 – 2,0
7	B1	Аргиллиты тонкослоистые и имеют прослойки слабых пород	9 - 40	1,7 – 2,1
8	S3	Среднеслоистые глинистые сланцы, Аргиллиты	10 - 41	1,6 – 2,0
9	S2	Глинистые сланцы, от тонко слоистых до среднеслоистых, хрупкие	5 - 10	1,4 – 1,8
10	S1	Глинистые сланцы, тонко слоистые, ослабленные	10 - 20	1,5 – 2,0

По данным геологической государственной комиссии СРВ по недрам по состоянию на 2017 год [4, 6, 16], на Рис.1.10; Рис. 1.11; Рис. 1.12 показаны

процентные соотношения, между запасами угольных пластов в зависимости от мощности и углов падения пласта угля в целом по Куангининскому бассейну.

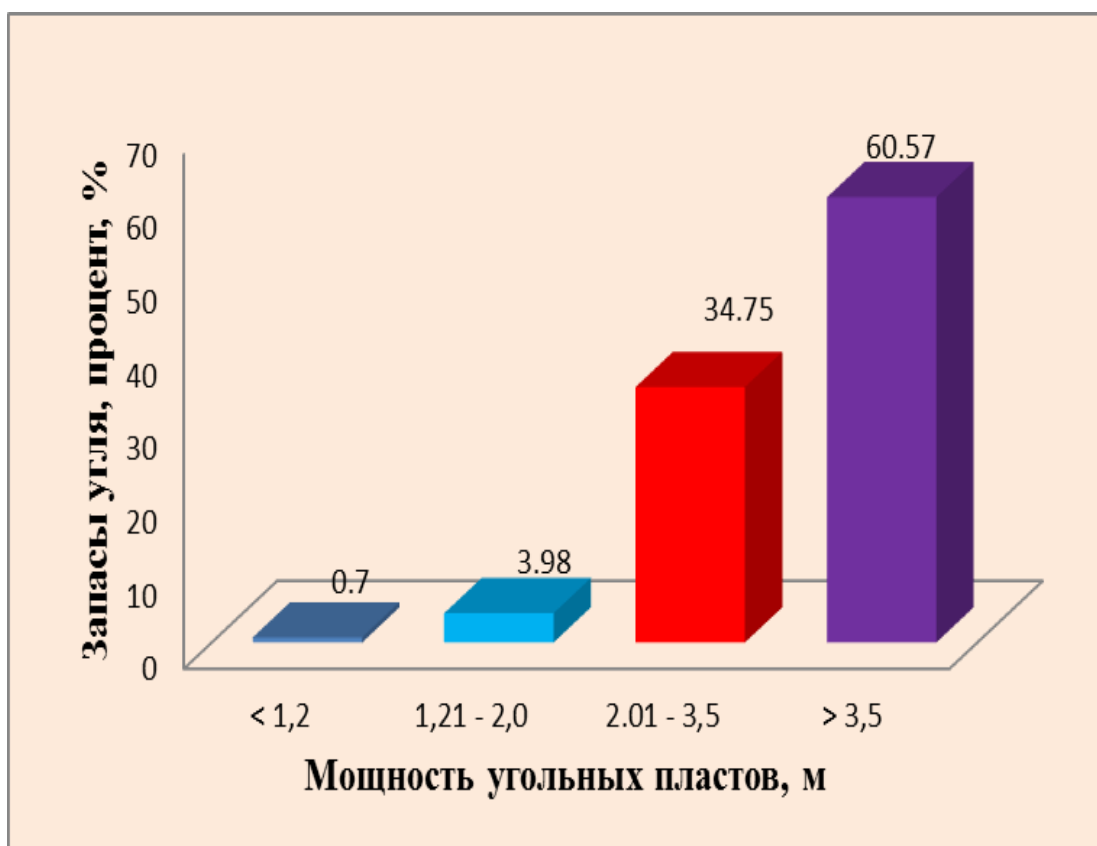


Рис. 1.10 - Процентное соотношение между запасами и мощностью пластов

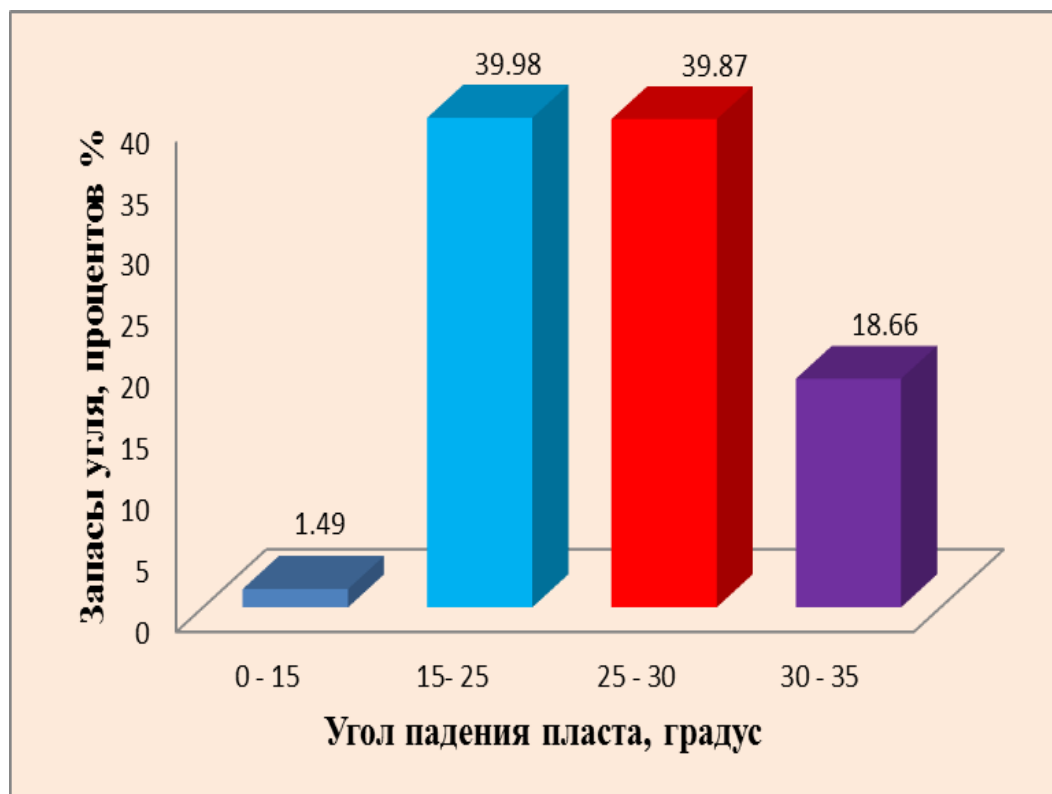


Рис. 1.11 - Процентное соотношение между запасами и углом падения пласта

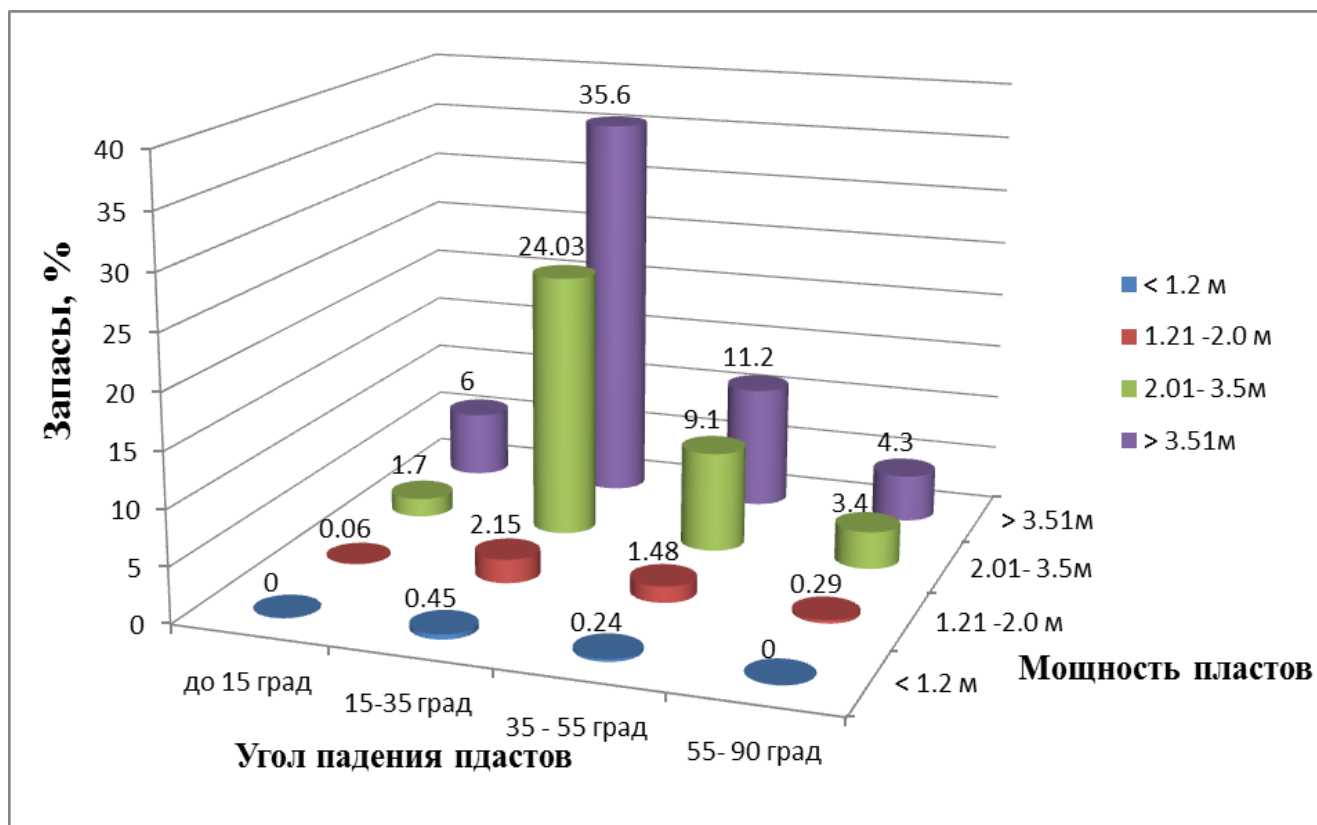


Рис.1.12 - Распределение запасов в зависимости от мощности и угла падения угольных пластов

Из приведенного графика следует, что распределение запасов в зависимости от мощности и угла падения угольных (Рис.1.12), значительная часть запасов 24,03% залегает в наклонных угольных пластах средней мощности.

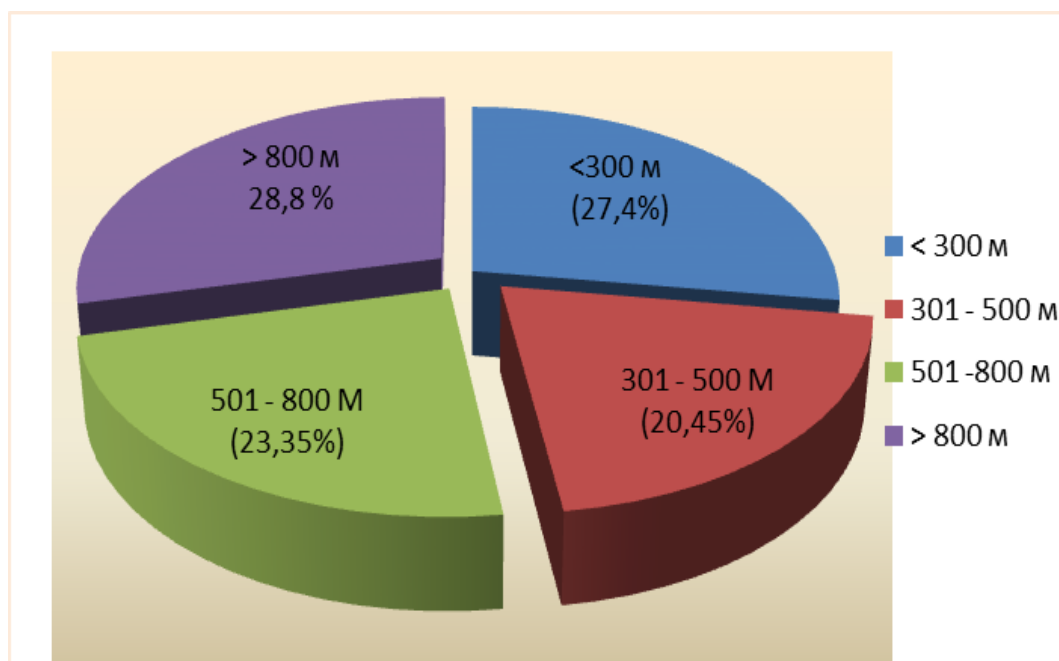


Рис. 1.13 - Распределение балансовых запасов угля в зависимости от размеров выемочного поля по простиранию

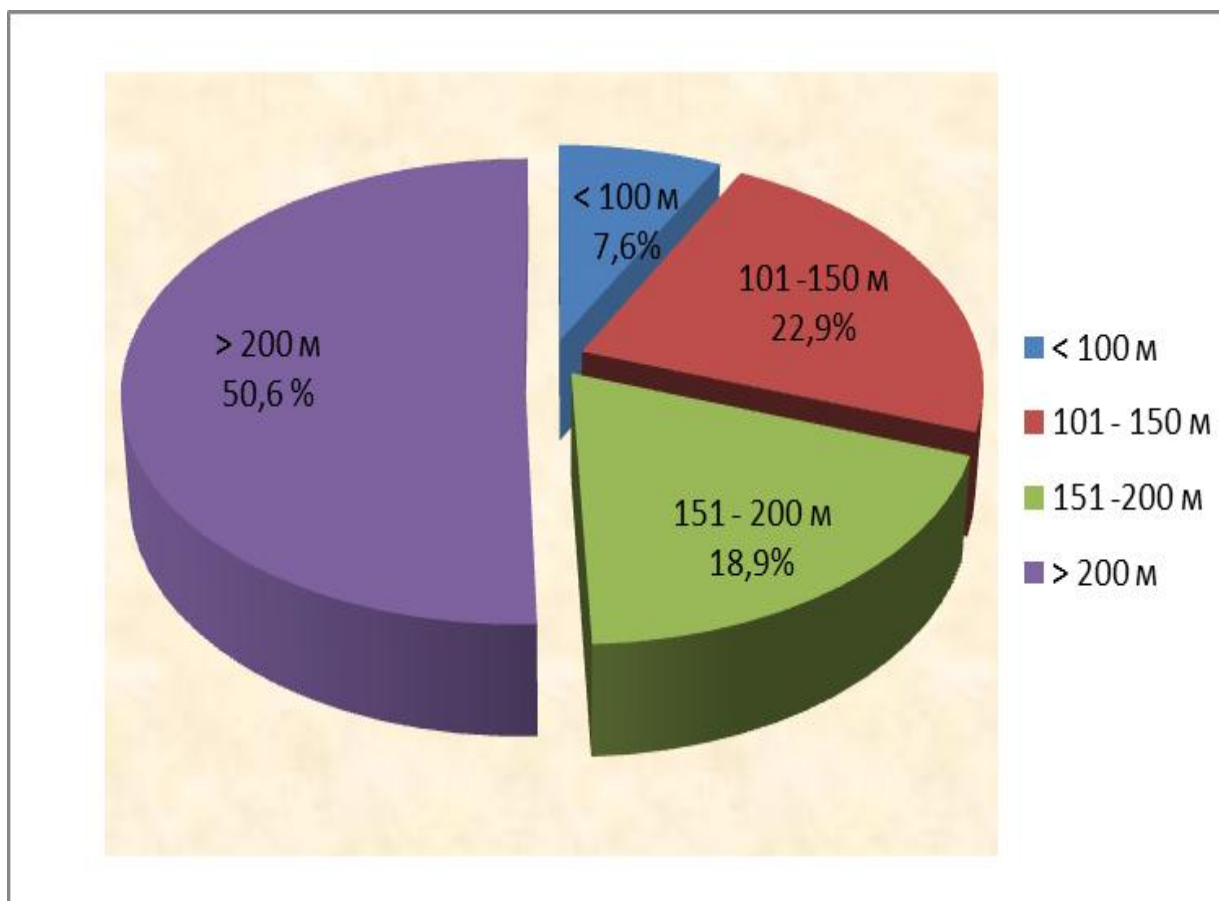


Рис. 1.14 - Распределение балансовых запасов угля
в зависимости от размеров выемочного поля по падению

Распределение балансовых запасов сосредоточенных в наклонных угольных пластах средней мощности в зависимости от размеров выемочного поля по простиранию и падению (рис. 1.13- 1.14) показывает, что $> 70\%$ запасов сосредоточены на площадях, где применение средств комплексной механизации весьма проблематично, что не соответствует мировым требованиям [3, 6, 11, 12, 14, 17, 18].

1.3. Обзор и анализ технологий отработки наклонных угольных пластов средней мощности на шахтах бассейна Куангнинь

Вопросами совершенствования и внедрения современных систем разработки для угольной отрасли Вьетнама занимались такие учёные как, - Ле Ны Хунг, Нгуен Ань Туан, Фунг Мань Дак, Чыонг Дык Зы, Фам Чунг Нгуен а также сотрудники Ханойского института горной науки и технологии (ХИГНиТ), которые внесли большой вклад в дело реализации данной проблемы.

Угольная компания «Винакомин» заинтересована во внедрении передовых технологии по добычи угля и модернизации угольной промышленности, с целью повышения производительности труда и уровня безопасности, а также улучшения условий труда для рабочих. Исследования, которые проводились институтом «ХИГНиТ», с целью внедрения средств комплексной механизации, принесли огромную экономическую эффективность горной отрасли - сокращению потерь угля, повышению уровня безопасности и производительности труда, способствующие повышению технологического уровня горнодобывающей промышленности Вьетнама.

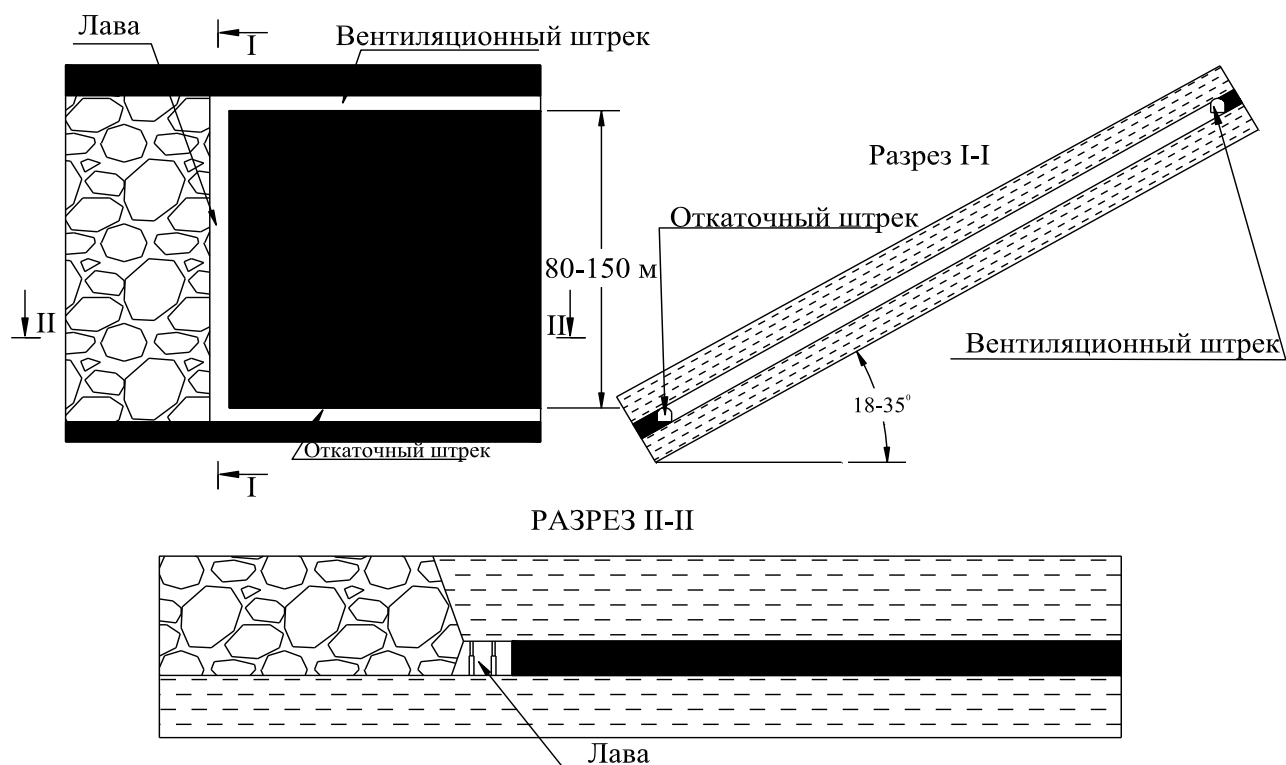


Рис. 1.15 - Технологическая схема отработки наклонных угольных пластов средней мощности

В бассейне «Куангнинь» Вьетнама наибольшее распространение получила система разработки наклонных угольных пластов средней мощности длинными столбами по простиранию с обратным ходом отработки, способ выемки угля буровзрывной с погрузкой его вручную на средства транспорта, при этом технология крепления очистного забоя может осуществляться деревянными стойками, гидравлическими стойками и механизированными крепями, при способе управления кровлей – полным обрушением. [11, 13, 14, 19, 20, 21]. Технологическая схема отработки наклонных угольных пластов средней мощности показана на рис. 1.15.

Анализируя опыт работы шахт: Хечам, Зыонгкюй, Уонби, Маохе, Тхонгнат, Донгбак в Куангниньском угольном бассейне показал, что при отработке наклонных угольных пластов средней мощности в основном используют систему разработки длинными столбами по простиранию [4, 20, 21, 22].

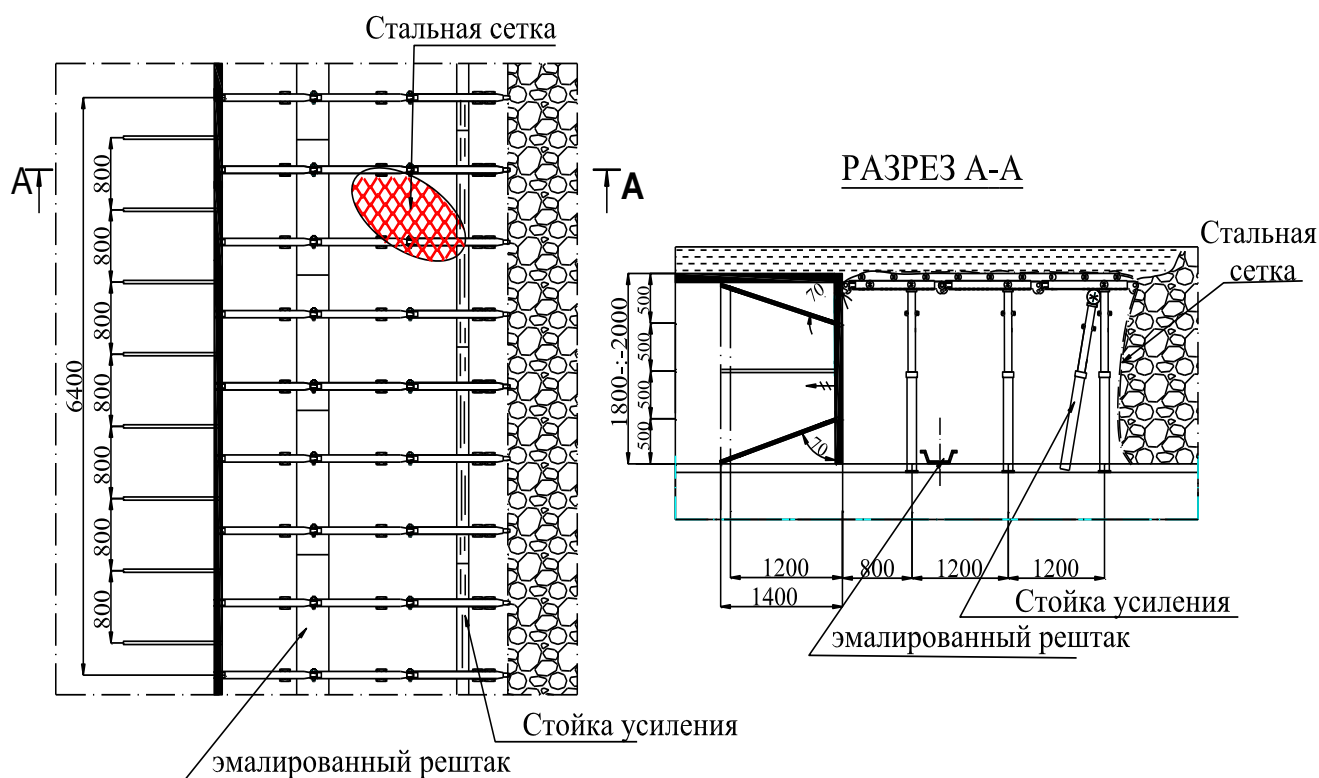


Рис. 1.16 - Паспорт крепления и управления кровлей при использовании индивидуальных гидравлических стоек

При использовании крепления очистного забоя гидравлическими стойками (рис.1.16), данная технология используется при отработке угольных пластов

мощностью 1,6-2,5м, и углом падения пласта не более 35° , рациональная длина лавы варьируется от 60 до 140м, среднегодовая добыча угля из одного действующего забоя колебалась от 110 до 180 тыс.тонн в год, а производительность труда достигала от 3,0 до 5,5 т/смену, при этом эксплуатационные потери находились в пределах от 15 до 22%.

При использовании крепления очистного забоя гидравлическими мобильными стойками «гидравлическими крепями XDY -1Т2» (рис.1.17), при отработке угольных пластов мощностью 1,4 – 3,5м, и углом падения пласта не более 30° , оптимальное значение длины очистного забоя находится в пределах от 80 до 200м, среднегодовая добыча угля из одного действующего забоя колебалась от 200 до 350 тыс.тонн в год, а производительность труда достигала от 2,7 до 3,2 т/смену, при этом эксплуатационные потери находятся в пределах от 15 до 30%.

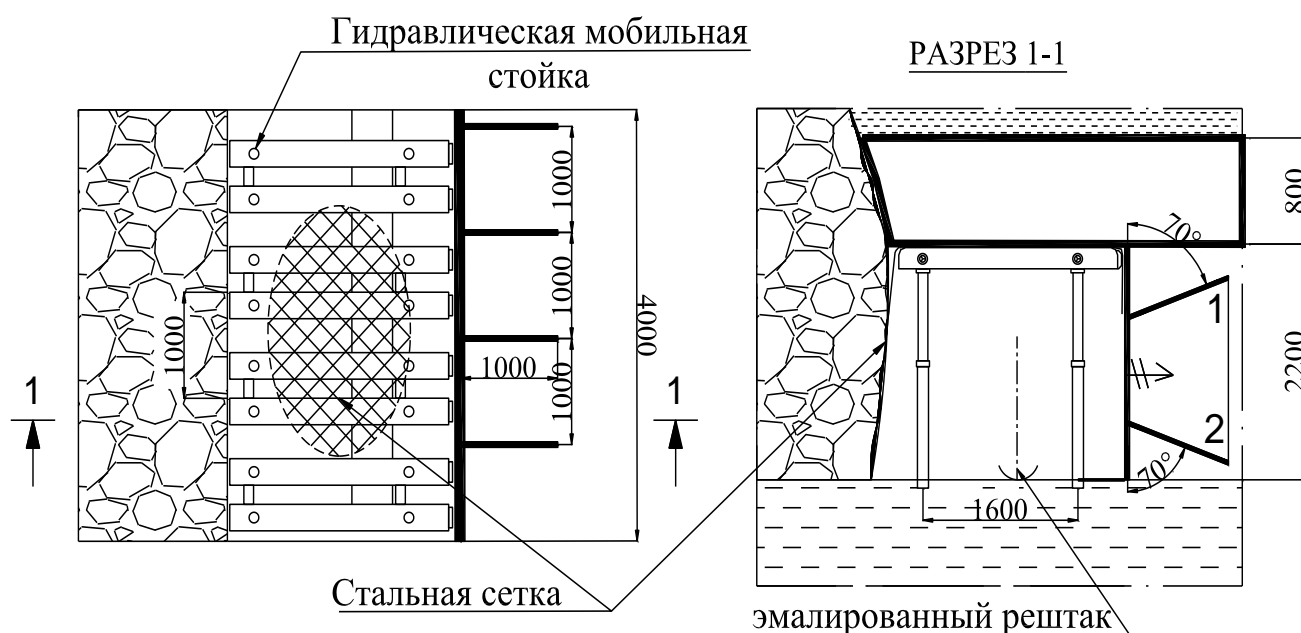


Рис. 1.17 - Паспорт крепления и управления кровлей при использовании гидравлических мобильных стоек

Для лав использующих в качестве крепления очистного забоя гидравлические крепи, например гидравлические крепи образца ZH или GK (рис.1.18). Мощность угольных пластов 1,4 – 3,5м и более, угол падения пласта не больше 35° , длина столба от 300 до 1200м, оптимальное значение длины лавы от 150 до 200м, среднегодовая добыча угля из одного действующего забоя

колеблется от 150 до 300 тыс. тонн, а производительность труда может достигать с 5,0-10,0 т/смену, эксплуатационные потери находятся в пределах от 15 до 25%. [4, 16, 21, 23, 24, 25].

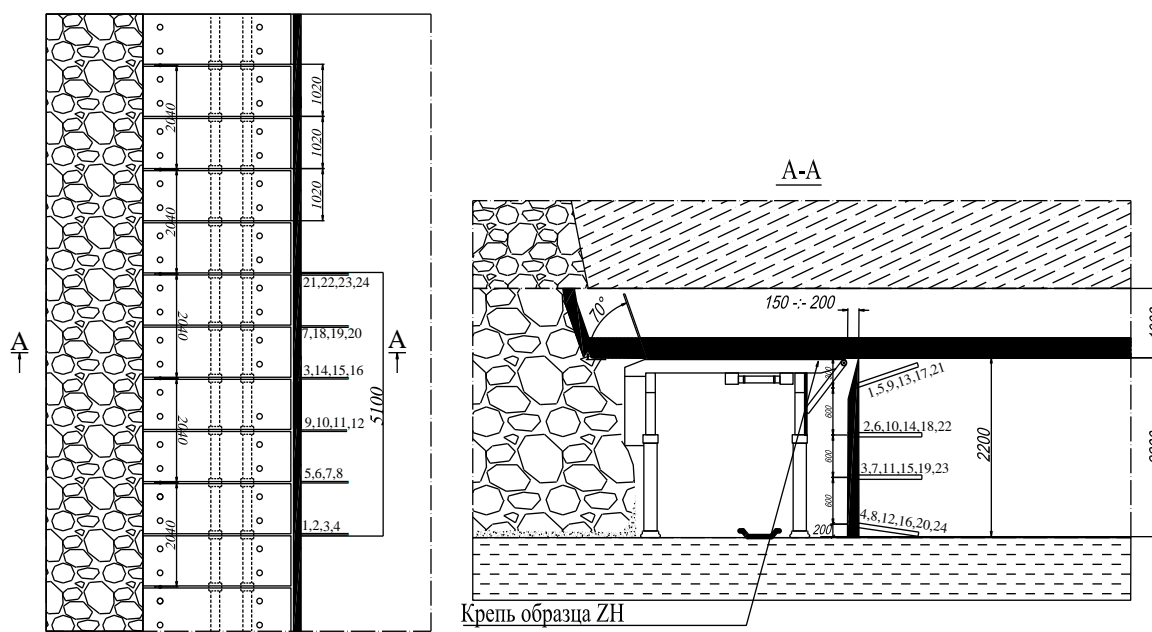


Рис. 1.18 - Паспорт крепления и управления кровлей наклонных угольных пластов средней мощности с использованием гидравлической крепи ЗН или ГК

Технико-экономические показатели добычных участков при отработке наклонных угольных пластов средней мощности, использующих буровзрывной способ отбойки угля, и различные средства крепления очистного забоя с погрузкой угля в ручную на эмалированные решетки или скребковой конвейер приведены в таблице 1.6.

Таблица.1.6 - Показатели работы очистных забоев при отработке наклонных угольных пластов средней мощности на шахтах бассейна Куангнинь за 2005 -2017гг

№	Наименование	Шахта				
		Куангхань	Наммау	Куангхань	Монгзыонг	Уонгби
1	Мощность пласта, м	1,6	2,0	3,0	3,4	3,5
2	Угол падения пласта, градус	30 ⁰	30 ⁰	30 ⁰	23 ⁰	45 ⁰
3	Длина лавы,м	66,5	64	96	154	8
4	Система разработки	Длинными столбами по простиранию	Длинными столбами по простиранию	Длинными столбами по простиранию	Длинными столбами по простиранию	Камерно - столбовая
5	Способ выемки	Буровзрывной	Буровзрывной	буровзрывной	буровзрывной	Буровзрывной
6	Технология крепления очистного забоя	Деревянными стойками	Индивидуальными гидравлическими стойками (СРВ)	Индивидуальными гидравлическими крепями XDY -1T2 (КНР)	Гидравлическими крепями GK1600/16/24 (КНР)	Деревянными стойками
7	Способ транспортирования угля	Эмалированные рештаки	Эмалированные рештаки	Эмалированные рештаки	Скребковый конвейер	Эмалированные рештаки
8	Производительность труда. т/чел	3,0	4,5	4,9	11,6	20,4
9	Годовая добыча, тыс.т/год	75	72	115	170	134
10	Эксплуатационные потери, %	20	17	22	18	26

- Обработка угольных пластов с использованием средств комплексной механизации в бассейне Куангнинь, применяется на шахтах ХеЧам, Зыонгкюй, Монгзыонг, Вангзань, Наммау, где в качестве отбойки угля применяется комбайн, а для крепления и управления кровлей механизированная крепь, при этом потери угля составляют от 18 до 30% [6, 21, 26, 27]. На шахте Зыонгкюй при отработке лавы 11 с длиной лавы 145м (рис. 1.19) в горно-геологических условиях: мощность угольного пласта 3,4м, угол падения пласта 19° , крепость угля по Протодяконову М.М. $f = 1 \div 2,0$, плотность угля $1,57 \text{ т/м}^3$, добыча угля из очистного забоя составила 415000 тыс.тонн в год, а производительность труда достигала 13,2 тонн на человека за смену [26].

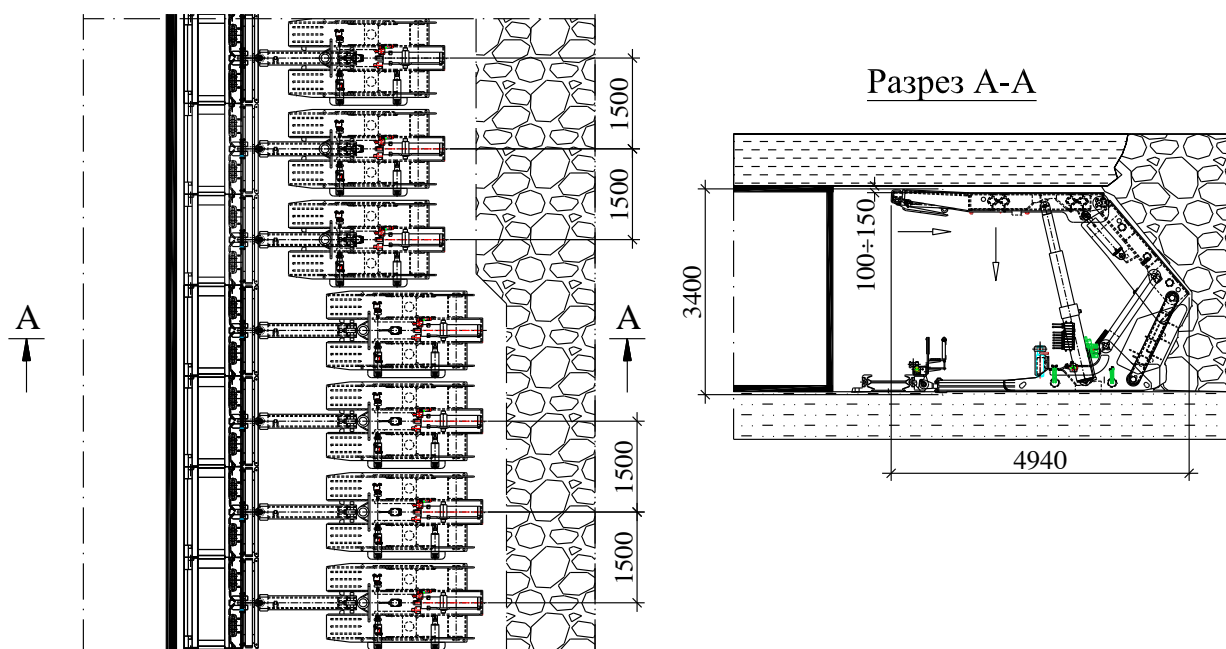


Рис. 1.19 - Схема очистного забоя оснащенного механизированным комплексом *ZYG3200* на шахте Зыонгкюй

На шахте ХеЧам при отработке лавы 14-2 (на Рис 1.20) с длиной лавы 135м в горно-геологических условиях: мощность пласта 2,3м, угол падения пласта 15° , использовании средства комплексной механизации, среднесуточная добыча угля из очистного забоя составляла 1300т., а производительность труда достигла 10-16 тонн на человека за смену [22, 28].

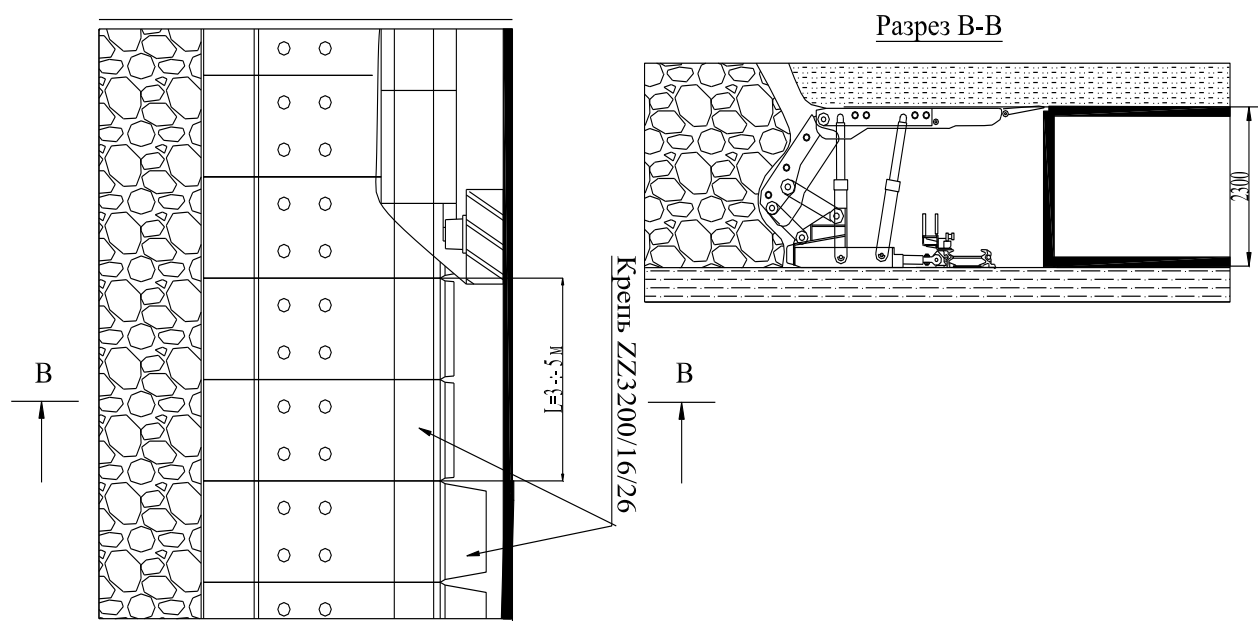


Рис. 1.20 - Схема очистного забоя, оборудованного комплексом ZZ3200/16/26 на шахте Хечам

На шахтах бассейна Куангнинь используются варианты системы разработки длинными столбами по простиранию, которые характеризуются следующими параметрами: длина столбов по простиранию составляет от 800 - 1000 м, оптимальная длина лавы от 100 до 250 м. Между столбами оставляют целики угля шириной 10 - 30м. Эта система разработки широко применяется на шахтах Вьетнама, где имеются благоприятные горно-геологические и горнотехнические условия залегания угольных пластов

С 2002 по 2005г на шахте «Хечам» применяли и испытывали технологию с выемкой угля комбайном MG-200W1 и креплением очистного забоя передвижными гидравлическими стойками XDY- JF/ LI/T2/120J2. При этом были достигнуты следующие показатели: среднегодовая добыча составила 512,5 тыс.тонн, а производительность труда находилось в пределах 5,16 т/смену. Однако, при отработке лавы №13.2-2, пласта 13.2, которая имеет слабоустойчивую почву, его применение привело ко многим трудностям, поэтому не были достигнуты проектные показатели, а комплекс пришлось демонтировать. С 2005 по 2015 год на шахте «Хечам» также успешно прошли испытания механизированной технологии добычи угля, очистной забой оборудован комплексом: комбайн MG 150/375-W, механизированная крепь ZZ3200/16/26, -

скребковый конвейер SGZ - 630/2x110. Нагрузка на очистной забой составила 388000 т/год, а производительность труда 9,5 - 11,9 т/чел.

С 2007 по 2010 год на шахте «Вангзань» (рис.1.21) также успешно прошли испытания механизированной технологии добычи угля комбайном и крепью VINAALTA (производство Вьетнама). Среднегодовая добыча составила 476386 тыс тонн в год, а производительность труда достигала 8,2 – 10,4 т/чел. Также в лаве II-8-2 проводились исследования силового взаимодействия крепи VINAALTA с вмещающим породами, изучались прочностные характеристики почвы пласта, а также проводились визуальные наблюдения за состоянием призабойного пространства очистного забоя и за характером разрушения кромки угольного пласта и пород непосредственной кровли.



Рис.1.21 - Комплексно–механизированный забой с крепями VINAALTA на шахте Вангзань

В октябре 2015 года, на шахте «Дыонгкюи» впервые применили и испытали механизированную технологию добычи угля с применением комбайна MG 300/700-WDK на пласте 11-1 с высотными отметками +38 до -20 (рис.1.22). Длина лавы составляла 145 м, в которой было смонтировано 89 секций

механизированной крепи ZYG3200. Проектная мощность очистного забоя достигает 50. тыс тонн / месяц.



Рис.1.22- Комплексно–механизированный забой с комбайном MG 300/700-WDK на шахте «Дыонгкюи»

В последние годы для угольного бассейна Куангинь были закуплены механизированные комплексы из Китая, России, Украины, Японий и Словении, проходившие опытно-промышленные испытания с целью внедрения в производство. В основном при отработке наклонных угольных пластов средней мощности применяется ручной труд, поэтому угольная промышленность стоит на пороге внедрения современной технологии и комплексной механизации.

1.4. Анализ зарубежного и российского опыта применения высокоэффективных технологий добычи угля

Создание высокопроизводительных угольных шахт с высокоэффективными технологиями добычи угля нового технико-экономического уровня является одним из важнейших направлений реформирования угледобывающей отрасли стран.

Высокоэффективные технологии добычи угля подземным способом в основном базируются на технологии отработки полезного ископаемого длинными столбами по простиранию, восстанию и падению.

Создание средств комплексной механизации очистных работ повысило эффективность системы разработки длинными столбами и они в последнее время получили наибольшее распространение во всех угледобывающих странах.

Данная технология может успешно применяться и быть весьма эффективной для определенных благоприятных горно-геологических и горнотехнических условий:

- длина выемочного столба должна находиться в пределах 2,5 – 3,5 км;
- длина очистного забоя 250- 400 м;
- запасов угля в пределах выемочного участка 2-7 млн.т;
- мощность пласта от 3 до 7,5 м; угол падения находится в пределах 3- 6°.

В настоящее время Китай является страной с самой высокой производительностью добычи угля в мире, с общей добычей угля в 2016 году 3360 млн.т. На угольных шахтах в Китае действуют свыше 2000 очистных забоев с уровнем механизации выемки 50% [29, 30, 31]. В 2005 году при отработке угольного пласта мощностью 3,5 м и углом падения 16° на шахте «shanxi shen тшшои» из лавы длиной 360м оборудованной механизированным комплексом DBT и комбайн JOY6LS500 за год было добыто 6,5 млн.т. В 2014 году на шахте «Huai beitaо» (рис.1.23), при отработке угольного пласта мощностью 2,84 м и углом падения 22°, из лавы длиной 130м оборудованной механизированным комплексом и комбайном MG200-475W за год было добыто 1,05 млн.т,

производительность труда достигала 29,1 т/чел и коэффициент отработки достигал 97%.

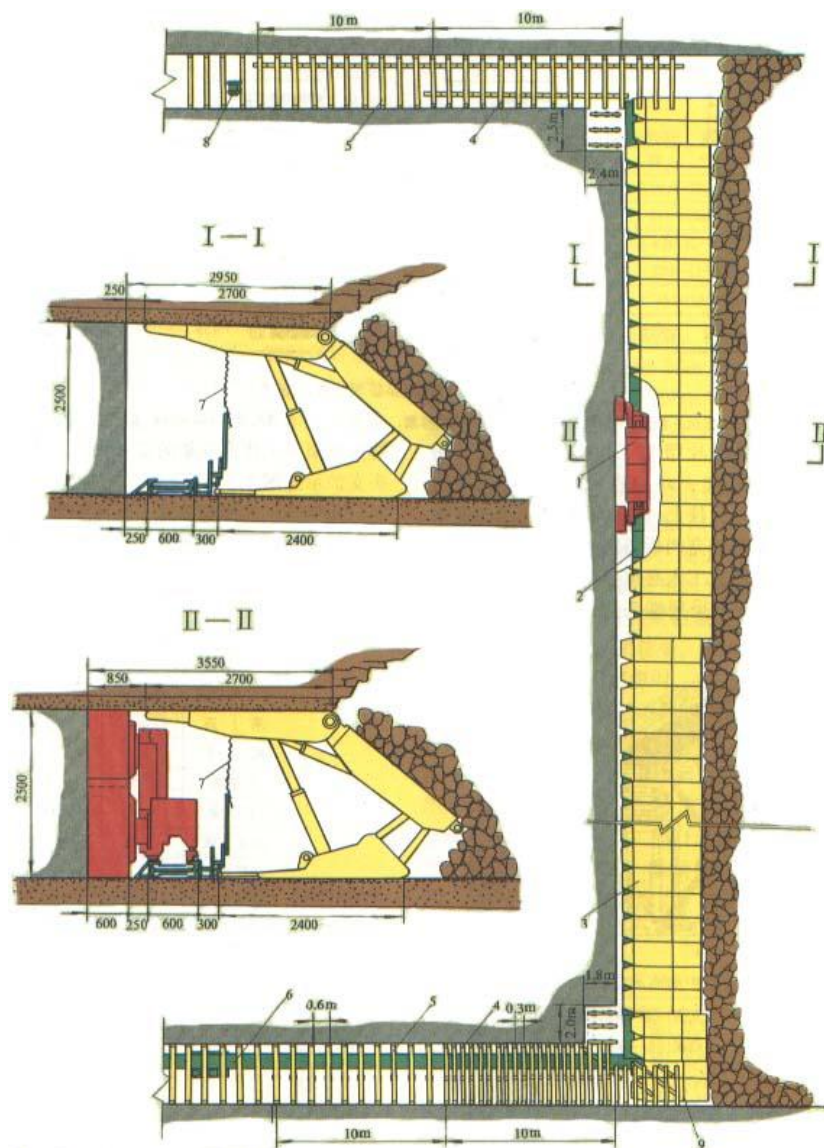


Рис. 1.23 - Технологическая схема отработки угольного пласта шахте «Nuai beitaoshan»

В угольной промышленности ФРГ применяется весьма затратная бесцеликовая технология подготовки и отработки выемочных участков с тяжелопрофильными рамными способами сооружения выработок и специальными мероприятиями по их охране (рис.1.24).

Попытка перехода в экспериментальном порядке от арочных рамных систем крепления и охраны выработок, примыкающим к длинным КМЗ, к трапецевидным традиционным анкерным системам сооружения и охраны выработок при бесцеликовой технологии успехом не увенчалась.

Кроме того, в угольных шахтах Германии при разработке наклонных угольных пластов от 20° до 25° используется струговая установка GH1600 с скоростью резания $v_p = 3,6 \text{ м/с}$ для сравнения у комбайна скорость выемки угля может достигать $v_p = 10-15 \text{ м/мин}$, поэтому есть смысл отрабатывать данной техникой наклонные пласты, при грубых расчетах добыча может составить от 1000-2000 т/см [29, 32].

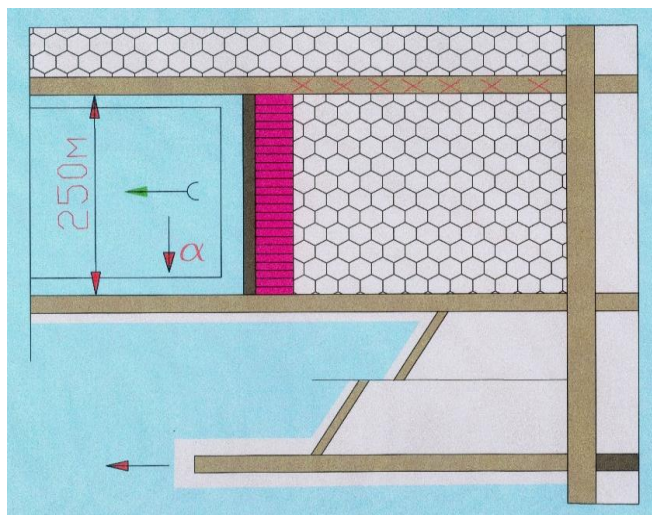


Рис.1.24 - Германская тяжелопрофильная бесцеликовая система подготовки и отработки выемочного участка

Россия – страна с передовой горнодобывающей промышленностью, обладает вторым по величине запасами угля в мире: 173 млрд (первыми США: 263 млрд). Объем общей добычи угля в 2017 году составил 408.9 млн.т.

В 2005г на шахте «Распадская» был достигнут рекорд, когда из лавы № 5а-6-16 и № 4-6-2 оборудованной механизированным комплексом «Распадская 2» было добыто за месяц 500000 т [33].

Технологическая схема разработана на основе результатов исследований и опыта ведения горных работ на передовых зарубежных шахт. При этом принята наиболее распространенная и высокопроизводительная система разработки пластов длинными столбами.

В июне 2016 на шахте «В.Д. Ялевского» из лавы № 50-02, оборудованной очистным комбайном нового поколения Eickhoff SL 900 и механизированными крепями DBT, за месяц было добыто 1,05 млн.т [34, 35].

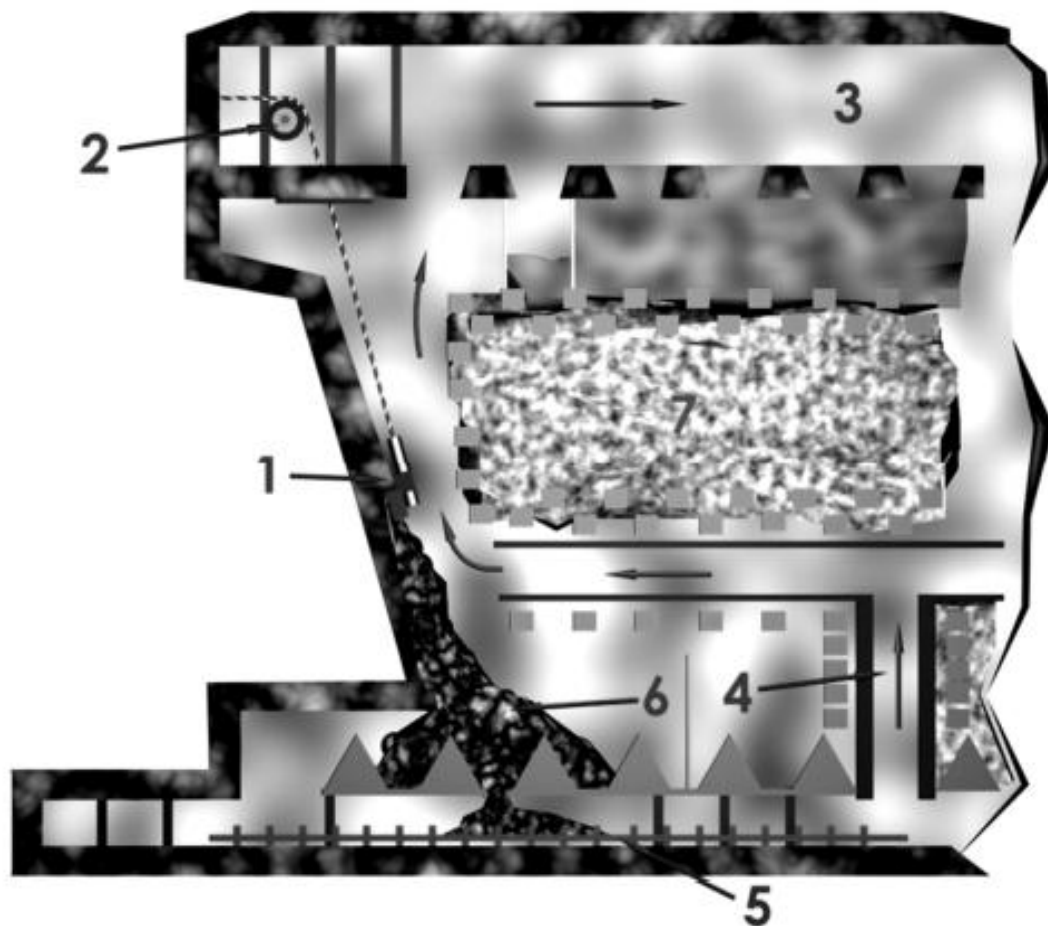
В мае 2017 на шахте Котинская из лавы длиной 400 м, оборудованной механизированным комплексом и комбайн Eickhoff SL 900, за месяц было добыто 1500000 т [36].

Достичь столь высокой эффективности отработки выемочного участка возможно только за счет отработки запасов залегающих в благоприятных горно-геологических условиях и при использовании современной горной техники на горном предприятии.

Шахта будет рентабельным горным предприятием при условии, если цена 1т реализуемого угля будет выше затрат на его добычу.

Следовательно, можно констатировать, что все разведанные балансовые запасы угля должны быть разделены по критерию экономической эффективности их добычи, при использовании современной техники и передовой технологий.

Запасы наклонных угольных пластов не пригодные к эффективной отработке длинными столбами по простиранию, могут быть отработаны рентабельно с использованием камерно-столбовой системы разработки или сплошной системе разработки по схеме лава-этаж (на рис. 1.25)



1- комбайн; 2- лебедка; 3- вентиляционный штрек; 4- печь; 5- конвейерный штрек; 6- отбитый уголь; 7- выработанное пространство

Рис.1.25- Сплошная система разработки с прямолинейным забоем без магазинного уступа

В рамках государственной программы «Недра России» разработана технология и созданы малогабаритные мобильные средства комплексной механизации (комплексы 1КМКЛ, 2КМКЛ) на рис.1.26 предназначены для высокопроизводительной отработки пологих и наклонных угольных пластов с мощностью от 1,9 до 3,2 м и от 1,3 до 2,2 м короткими лавами (от 20 до 50 м) постоянной или переменной длиной в сложных горно-геологических условиях на участках с ограниченными запасами (50 – 300 тыс. т и выше) угля [30, 37].

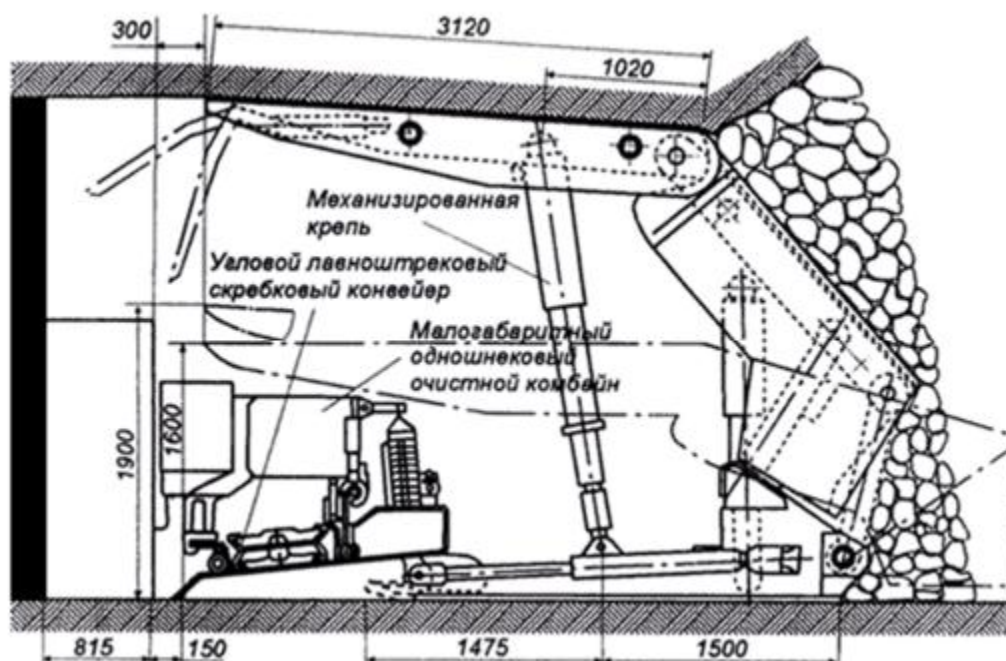


Рис. 1.26 - Очистной механизированный комплекс 1КМКЛ

Очистные механизированные комплексы 1КМКЛ и 2КМКЛ соответствуют самому современному техническому уровню: они характеризуются высокой надежностью, легкой управляемостью, мобильностью, высокой степенью унификации, универсальностью, простотой технического обслуживания, высокой энерговооруженностью, низкой стоимостью.

Расположение аппаратуры управления комплексами за пределами выемочного столба или с расстоянием 300 – 400 м от лавы, применение способа зарубки комбайном в “лоб” забоя, допускает существенно снизить трудоемкость и безопасность работ на сопряжениях.

Результаты промышленных испытаний комплекса 2КМКЛ показали, что коротколавная технология выемки угля является конкурентоспособной по отношению к длинным КМЗ при отработке запасов угля, залегающих в благоприятных горно-геологических условиях, и не имеет конкуренции при

отработке запасов в сложных горно-геологических условиях, а также на участках ограниченных размеров.

Основными различиями применения системы разработки длинными столбами при ведении очистных работ короткими лавами, является то, что штреки сохраняемые для повторного использования в качестве вентиляционных, имеют узкофункциональную направленность для выдачи исходящей вентиляционной струи и второго запасного выхода из лавы, поэтому имеют сечение $4,5 \text{ м}^2$ в свету и значительно реже до $6,0 \text{ м}^2$.

Конвейерные штреки проводятся сечением $8-12 \text{ м}^2$ в свету, потому что они являются многофункциональными выработками, в их назначение входит: подача свежей струи воздуха в лаву; транспорт угля из лавы; доставка оборудования и материалов.

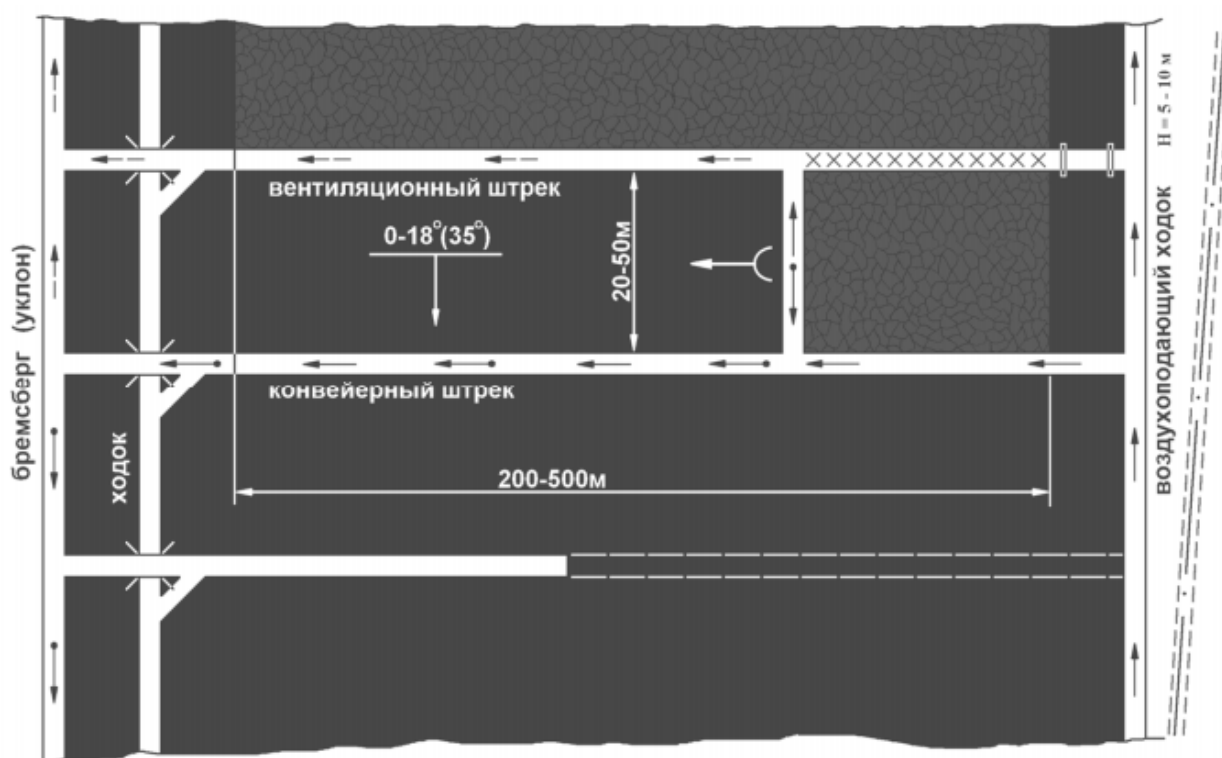


Рис. 1.27- Схема подготовки и система разработки короткими лавами

Лавы длиной от 30 до 50 м, как правило, рекомендуется применять при отработке выемочных столбов с длиной 200 – 500 м, но не исключается применение и при большей длине, особенно при отработке пластов в сложных горно–геологических условиях.

Подготовка выемочных столбов при применении коротколавной технологии осуществляется по бесцеликовым схемам путем проведения одинарных выемочных штреков многофункционального и узкофункционального назначения.

Ниже приведенные технологии отличающиеся незначительными затратами на приобретение оборудования, мобильностью и высокой адаптивностью к изменению горно-геологических условий, что позволяет вести высокоэффективную отработку угольных пластов.

Однако, выше описанные результаты высокоэффективной отработки угольных пластов скорее исключение. Как в России, так за рубежом (США, Канада, Австралия, Китай) более 50% шахт, которые работают с годовой добычи до 1 млн.т.

Создание высокоэффективной технологии отработки наклонных угольных пластов средней мощности, пока находится на стадии разработки и внедрения.

В России в связи с отсутствием технологических решений и эффективных средств добычи, при отработке наклонных и крутонаклонных угольных пластов многие шахты были закрыты, а Прокопьевско-Киселевский район Кузнецкого бассейна и Челябинский бассейн, также по этим причинам были закрыты.

Необходимо отметить, что в мировой практике положительной отработки наклонных угольных пластов с необходимым уровнем безопасности и добычей более 1 млн.т угля в год из очистного забоя отсутствует [38, 39].

Применение для отработки наклонных угольных пластов механизированных комплексов, предназначенных для ведения очистных работ в пологих лавах связано с рядом особенностей и проблем, обусловленных: использованием и разворотом секций механизированной крепи и лавного конвейера, с формированием нависающего забоя угольного пласта; скатыванием по лаве кусков угля и породы, с проникновением их в рабочее пространства, что может привести к травмированию обслуживающего персонала; проблемами доставки по лаве материалов и оборудования и других.

Попытки российских и зарубежных научно-исследовательских и конструкторских организаций по решению вопросов безопасной выемки наклонных угольных пластов, путем усовершенствования очистного оборудования и навески защитных устройств от скатывающихся кусков угля и породы, и ограждения проходов для людей не привело к положительным результатам.

В Германии для реализации высоких требований к механизированным комплексам приспособленным для работы в условиях наклонных угольных пластов привела к тому, что очистное оборудование стало тяжелым, дорогим, с

большим объемом тяжелого ручного труда, и как следствие неконкурентоспособным.

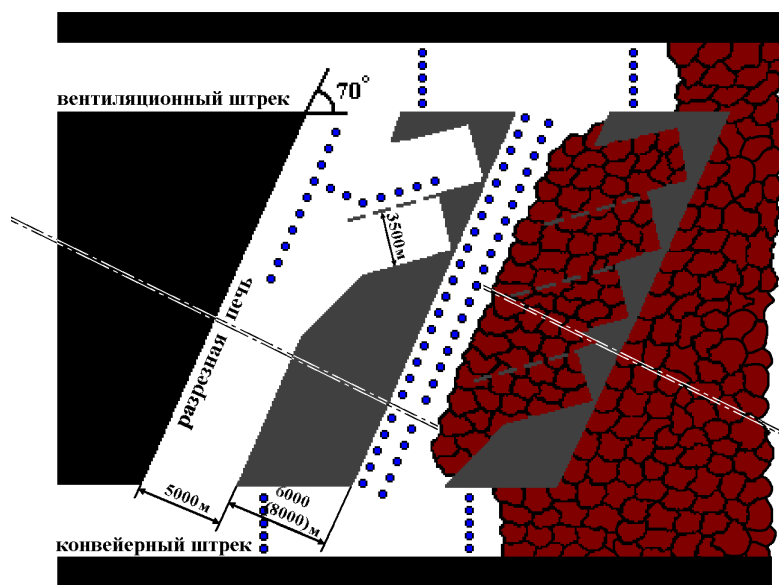


Рис.1.28 - Погашение целиков угля камерно-столбовой системой на шахте “Распадская”

Проведенный анализ показывает, с одной стороны, перспективность камерно-столбовых систем разработки, а с другой – существенное различие горно-геологических условий месторождения угля во Вьетнаме от рассмотренных ранее.

1.5. Постановка задачи высокоэффективной и безопасной отработки наклонных угольных пластов средней мощности для угольных шахт Вьетнама.

Для отработки наклонных угольных пластов разработаны совместно с Ханойским институтом горной науки и технологии (ХИГНиТ) и корпорации «Винакоми» варианты технологических схем и технических средств добычи, которые применяются в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий отработки конкретного месторождения.

В качестве базового объекта исследования приняты наклонные пласты средней мощности Куангнинского угольного бассейна.

На основе анализа состояния технологий отработки и мирового опыта наклонных угольных пластов средней мощности, на угольных предприятиях Вьетнама, определены перспективные направления подземной угледобычи и подтверждена актуальность дальнейшего исследования современной технологии добычи угля с диагональным расположением линии очистного забоя и использованием в качестве крепления и управления горным давлением самопередвигающихся шарнирных крепей.

Анализ научно-технической литературы и обобщение информации по опытно-промышленным испытаниям новых технологий на шахтах провинции «Винакомин» свидетельствует о следующем:

На шахтах Вьетнама, России и в передовых угледобывающих странах мира разработаны технологические схемы и средство комплексной механизации и апробированы на этапе промышленной эксплуатации многие варианты технологии отработки наклонных угольных пластов.

В настоящее время можно выделить несколько перспективных направления развития технологий отработки наклонных угольных пластов средней мощности:

1. Отработки по длиннолавной технологии в благоприятных горно-геологических условиях, с расположением очистного забоя по простиранию ($\alpha \leq 25^0$) и с использованием специальных якорных устройств от сползания вниз механизированной крепи;

2. С отработкой этажа очистными забоями по падению ($\alpha \geq 30 \div 35^0$) с использованием щитовых агрегатов;

3. С расположением очистного забоя по простиранию ($\alpha \leq 30 \div 35^0$) и мощностью пласта до 1,5 м с использованием комбайнов Темп или Комсомолец;

4. С диагональным расположением линии горных выработок и выемкой угля БВР.

5. С диагональным расположением линии очистной забоя с использованием самопередвигающихся шарнирно-оградительных крепей;

6. Камерно-столбовая система разработки с подготовкой выемочного блока диагональными скатами с выемкой камер по простиранию и отработкой междукammerного целика заходки по восстанию или падению

Из шести вариантов для отработки наклонных угольных пластов средней мощности для Куангнинского угольного бассейна являются 4, 5 и 6 варианты.

При отработке запасов Куангнинского угольного бассейна необходимо осуществить интегрированный подход к их классификации и разделении их на пригодные к отработке традиционными способами и 67% запасов пригодных к отработке нетрадиционными технологиями.

Во Вьетнамской угольной промышленности отсутствуют нормативные документы, определяющие параметры и требования безопасности к камерно-столбовой системе отработки, нет практики и критериев расчета параметров данной технологии, в связи с чем разработка типового проекта на отработку этажа является актуальной задачей.

Внедрение данных технологий позволяет обеспечить:

1. Значительное сокращение первоначальных капитальных затрат на приобретение оборудования и подготовку выемочного блока;

2. Повышение нагрузки на очистной забой и эффективное использование средств комплексной механизации при диагональном расположении линии очистного забоя;

3. Мобильность и высокая адаптивность камерно-столбовой технологии к сложным горно-геологическим условиям, позволит эффективно вести отработку выемочных полей незначительных размеров по простиранию;

4. Применение одного вида оборудования на подготовительных и очистных работах, минимальным объемом или полным отсутствием работ по креплению и управлению кровлей, позволяет значительно уменьшить капитальные затраты.

На основе анализа горно-геологических условий угольных месторождений Вьетнама и длительного опыта их отработки, а также перспективы развития подземной угледобычи в передовых угледобывающих странах мира следует, что для определенных горно-геологических и горнотехнических условий, наиболее

перспективной технологией при отработке наклонных угольных пластов средней мощности, будет являться камерно-столбовая технология и диагональная технология с управлением горным давлением в очистном забое самопередвигающимися крепями с шарнирными соединениями.

Камерно-столбовая технология с использованием средств механизации является новым видом технологии очистных работ, перспективным при углах падения от 15° до 25° и незначительных размерах этажа по простиранию.

Диагональная технология - это новое решение по эффективной и безопасной отработке наклонных угольных пластов (25° – 35°) средней мощности с использованием самопередвигающихся шарнирных крепей и диагональным расположением линии очистного забоя.

Из анализа перспектив развития угольной промышленности Вьетнама следует, что резерв повышения эффективности подземной разработки наклонных угольных пластов средней мощности лежит в комплексном использовании различных технологий, адаптированных к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям, с применением камерно-столбовой технологии и выемкой угля длинными лавами с диагональным расположением линии очистного забоя.

В этих условиях особую значимость и актуальность приобретает научная задача по обоснованию инновационных пространственно-планировочных решений по высокоэффективной отработке наклонных угольных пластов средней мощности, позволяющая использовать в подготовке шахтного поля, выявленные зависимости и закономерности диагонального расположения линии очистной забоя и параметров камерно-столбовой технологии.

Выводы:

1. Одной из важнейших задач, стоящих перед угольной промышленностью Вьетнама, является дальнейшее совершенствования существующих технологии добычи угля и создание современных технических средств, с целью повышения технико-экономического уровня развития шахт. В связи с бурным развитием народного хозяйства СРВ (рост ВВП в 2018 составит 6,3%), растет потребление угля промышленностью и энергетикой.

При этом уровень добычи угля с 2016 по 2025гг подземным способом должен вырасти с 46% до 90% и составить 63,1 млн.т, а уровень добычи

открытым способом будет снижаться с 44% до 10% и будет колебаться в пределах 8 млн.т к 2025 году.

2. Для угольной промышленности СРВ остается серьезной проблемой добыча угля с наклонных угольных пластов средней мощности, в которых сосредоточено 24,03% (4,42 млрд.т) от общих балансовых запасов угля.

3. Горно-геологические условия залегания наклонных угольных пластов средней мощности весьма сложные, что затрудняет применения высокоэффективных технологий и средств комплексной механизации добычи угля.

4. При отработке наклонных угольных пластов средней мощности на шахтах СРВ в основном (95%) применяется буровзрывной способ отбойки угля и погрузкой его вручную на средства транспорта, с полным отсутствием механизированных крепей по управлению горным давлением в лаве.

5. В мировой практике отсутствуют положительные примеры высокоэффективной отработки наклонных угольных пластов средней мощности, так как все знания и внимание сосредоточены на длинотавные системы разработки по технологии “шахта-лава”, “шахта-пласт”.

6. Необходимы серьезные исследования и инвестиции в разработку новых технологий добычи угля при отработке наклонных угольных пластов средней мощности, залегающих в неблагоприятных горно-геологических условиях, а также в разработке теоретических основ в области пространственной ориентации сложных систем и создания высокоэффективных средств комплексной механизации.

2. Конструирование высокопродуктивных, ресурсосберегающих и безопасных технологий подготовки и ведения очистных работ для отработки наклонных угольных пластов средней мощности

2.1. Конструирование технологических схем отработки наклонных угольных пластов средней мощности по камерно-столбовой системе с выемкой междукammerного целика БВР

На основе анализа передовых технологий отработки пологих и наклонных угольных пластов средней мощности, применяемых на угольных шахтах в странах с развитой горнодобывающей промышленностью: России, Китая, США, Канады, Казахстана, Германии, Польши, Индии, Румынии и др., можно констатировать, что до настоящего момента не созданы современные технологические схемы, а также средства выемки угля и крепления очистного забоя при отработке наклонных угольных пластов средней мощности, а использование разработанных технологий не дает ощутимого эффекта, из-за отсутствия научно обоснованных проектно-технологических решений связанных со сложными специфическими горно-геологическими и горнотехническими условиями залегания угольных пластов.

В передовых горнодобывающих странах мира, таких как Австралия, ЮАР, США несмотря на широкое применение длинно-лавных технологий добычи угля, камерно-столбовые системы разработки в общей структуре подземной добычи занимают более 40% [18, 41, 42]. Около 65% добычи США приходится на камерно-столбовые системы разработки, в ЮАР - 92,5%. Широкое применение камерно-столбовой системы разработки в США и ЮАР объясняется меньшими первоначальными затратами на приобретение очистного оборудования по сравнению с оборудованием для длинных очистных забоев и его высокой мобильностью [43, 44].

В настоящее время в России, а также в других угледобывающих странах для разработки угольных месторождений с высокими технико-экономическими показателями, основным направлением является использование длинностолбовых систем разработки, характеризующихся ведением очистных работ в длинных лавах с применением механизированных комплексов, оборудованных передвижными гидрофицированными крепями. Однако, область применения

механизированных комплексов с длинными очистными забоями значительно ограничена горно-геологическими условиями и эффективна только при работе в благоприятных условиях. В остальных случаях в зависимости от сложности горно-геологических условий, сложной конфигурации участков, сложности строения, ограниченных по простиранию и падению выемочных участков, запасы шахтных полей должны отрабатываться высокоэффективными нетрадиционными технологиями. Эффективная отработка угольных пластов в сложных горно-геологических условиях с камерно-столбовой системой осуществляется в передовых угледобывающих странах: США, Австралия, России, Польши, Индии, ЮАР... Решению этой проблемы посвящены работы таких учёных А.С. Крашкина, А.П. Судоплатова, Ю.Д. Торфа, Ю.Н. Кунецова, В.В. Мельника, Честера Хаффа, А.В. Ремезова, С.И. Калинина, Б.П. Агудалина, В.И. Сарычева, В.Н. Каретникова, Ю.В. Степанова, В.А. Потапенка, В.К. Сидорчука, Б.В. Цыплакова...[43- 51].

В связи с ранее проведенными исследованиями, значительные запасы угля (в пределах 67%) в бассейне «Куангинь» расположены в зонах геологических нарушений и на участках шахтных полей с ограниченными размерами по простиранию, которые целесообразно отрабатывать камерно-столбовой системой разработки. Основным преимуществом данной технологии является ее способность приспосабливаться под сложные горно-геологические условия залегания угольных пластов и ограниченные технологические параметры выемочного поля, не приемлемых к выемке длинновыми системами.

В этой связи закономерностью является разработка технологических схем с короткими очистными забоями. Основной особенностью и преимуществом является упрощенное или полное отсутствие работ по креплению и удержанию кровли от обрушения.

В последние годы на шахтах Вьетнама ведутся научные исследования по внедрению камерно-столбовой системы разработки с отбойкой угля буровзрывным способом, которая находит все более широкое применение на шахтах бассейна Куангинь. Достоинством данной технологии является – низкие первоначальные затраты и невысокая себестоимость угля по сравнению с длинновыми технологиями. Основным недостатком камерно-столбовой системы

разработки с выемкой междукammerного целика БВР, являются большие потери угля в целиках, которые иногда могут достигать 45-50% [13, 18,52,53,54, 55].

Совместно с отраслевым институтом ХНИГиТ была разработана технология подготовки и отработки наклонных и крутонаклонных угольных пластов средней мощности, с использованием камерно-столбовой системы разработки и выемкой междукammerного целика БВР.

На шахте Уонгби были проведены опытно промышленные исследования технологии по отработке пласта 8 с применением камерно-столбовой системы разработки. В пределах шахтного поля угольный пласт 8 нарушен многочисленными взбросами, количество и амплитуда которых увеличивается с глубиной. Мощность пласта колеблется от 1,2÷ 6,22 м, средняя мощность 3,5 м, угол падения 30-45⁰, на отдельных участках достигает до 50⁰. Угольный пласт сложного строения, имеются прослойки глинистого сланца, а также расщепление на отдельные пачки. Выкопировка экспериментального участка с плана горных выработок пласта 8 на шахте Уонгби приведена на рис.2.1 [23].

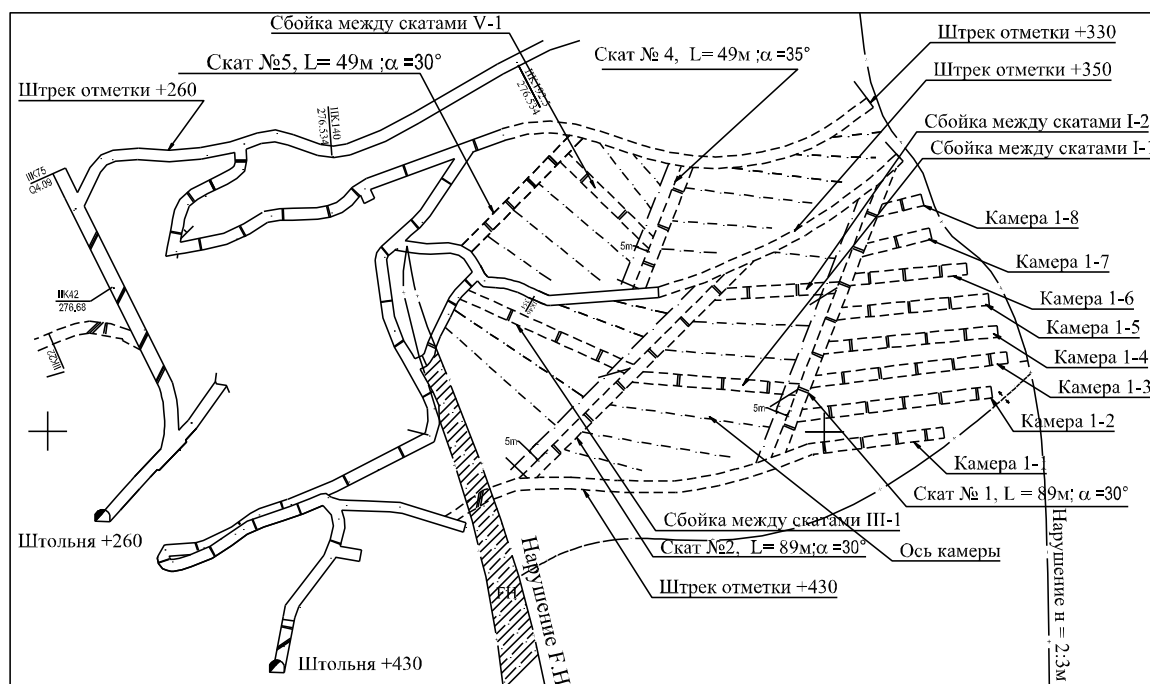


Рис.2.1 - Выкопировка экспериментального участка с плана горных работ пласта 8 шахты Уонгби

Непосредственная кровля угольного пласта 8 характеризуется среднеустойчивостью и представлена алевролитом средней крепости, который располагается равномерно по всей площади пласта мощность от 2,1 до 5,0 м, с

пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 56,35$ МПа. Основная кровля угольного пласта 8 представлена песчаниками мощностью от 5,5 до 24,3 м, средняя 14,9 м, при этом предел прочности на сжатие достигает ($\sigma_{сж} = 142,68$ МПа), основная кровля характеризуется как устойчивая. Физико-механические характеристики горных пород шахтного поля «Уонгби» приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1- Физико-механические характеристики горных пород шахтного поля Уонгби

Типа пород	Соппротивление сжатию $\sigma_{сж}$, МПа <u>мин -мак</u> сред	Соппротивление растяжению $\sigma_{рас}$, Мпа <u>мин -мак</u> сред	Плотность вес, г/см ³ , <u>мин -мак</u> сред	Угол внутреннего трения, град <u>мин -мак</u> сред
галечник	<u>30,9 ÷ 272,1</u> 144,7	<u>45,4 ÷ 96,0</u> 67,5	<u>2,49 ÷ 2,76</u> 2,61	<u>30,0 ÷ 34,0</u> 31,5
песчасник	<u>20,8 ÷ 257,7</u> 142,6	<u>3,2 ÷ 43,8</u> 17,3	<u>2,32 ÷ 3,49</u> 2,66	<u>28,0 ÷ 36,3</u> 31,5
алевролит	<u>6,72 ÷ 195,7</u> 56,3	<u>1,9 ÷ 46</u> 9,2	<u>2,25 ÷ 3,08</u> 2,68	<u>32,0 ÷ 36,3</u> 33,8
аргиллит	<u>5,6 ÷ 59,5</u> 23,6	<u>1,3 ÷ 15,4</u> 4,7	<u>2,06 ÷ 3,34</u> 2,65	<u>26,3 ÷ 34,1</u> 29,2

Подготовку участка для камерно-столбовой системы начинают с проведения штреков и углеспускных скатов. Расстояние между штреками определяется высотой горизонта (или этажа) и находится в пределах 60-70м.

От конвейерного штрека у границы участка проводят восстающие параллельные выработки под углом 30^0 , (диагональные скаты) с расстоянием между ними 60м, что соответствует длине будущих камер. По простиранию выемочное поле ограниченной длины (190м) разделяется на три блока длиной по 60 м. Для проветривания скатов и камер, а также доставки материалов и оборудования, скаты соединяются сбоями. Технологическая схема подготовки и паспорта ведения очистных работ с применением камерно-столбовой системы приведена на рис.2.2.

Для камерно-столбовой системы разработки, которая проходит опытно-промышленные испытания на шахтах Куангнинского бассейна, штреки и скаты крепятся трапецевидной деревянной крепью.

направляется по эмалированным решткам к углеспускному скату и по нему на конвейерный штрек и далее по квершлагу на поверхность.

При проходке скатов и диагональных камер проветривание осуществляется вентиляторами местного проветривания, а при погашении межкамерных целиков, проветривание производится зачет общешахтной депрессии.

Рациональное расстояние между скатами по простиранию определяется на основе оптимальной координации между подготовительными и очистными работами. Время подготовки нового блока должна быть увязана со скоростью очистных работ, чтобы обеспечить бесперебойную отработку выемочного поля. Рациональное расстояние между скатами по простиранию определяется на следующем:

Промышленные запасы выемочного блока:

$$z = \gamma \cdot \eta \cdot b \cdot m \cdot (L_c \cdot \cos \beta - a), \text{ тон}$$

Тогда продолжительность выполнения работ при отработке выемочного блока составит:

$$T_{kt} = \frac{z}{Q} + t_1 = \frac{\gamma \cdot \eta \cdot b \cdot m \cdot (L_c \cdot \cos \beta - a)}{Q} + t_1, \text{ сут}$$

Где: z - промышленные запасы блока, тонн;

γ - плотность угля, т/м³;

η - коэффициент извлечения;

m - мощность пласта;

b – ширина межкамерного целика;

L_c - расстояние между скатами по простиранию;

a - ширина межкамерного целика;

β - угол между осью камер и горизонтальной плоскостью;

Q - нагрузка на очистной забой в сутки;

t_1 - продолжительность перемещение и установка оборудования в новую камеру.

Продолжительность проведения подготовительных работ при подготовке новой полосы:

$$T_{cb} = \frac{L_c \cdot \cos \beta}{v} + t_2, \text{ сут}$$

Где: v - скорость проведения камеры;

t_2 - продолжительность перемещение и установка оборудования в новой полосе.

Продолжительность очистных работ равно времени подготовительных работ:

$$T_{kt} = T_{cb}$$

$$\frac{\gamma \cdot \eta \cdot b \cdot m \cdot (L_c \cdot \cos \beta - a)}{Q} + t_1 = \frac{L_c \cdot \cos \beta}{v} + t_2$$

После преобразования получим выражения для определения расстояния между скатами:

$$L_c = \frac{\frac{\gamma \cdot \eta \cdot b \cdot m \cdot a}{Q} + t_2 - t_1}{\frac{\gamma \cdot \eta \cdot b \cdot m \cdot \cos \beta}{Q} - \frac{\cos \beta}{v}}$$

Обоснование параметров, характерных для горно-геологических условий шахты Уонгби ($\gamma = 1,6 \text{ т/м}^3$; $\eta = 0,8$; $m = 3,5 \text{ м}$; $a = 4 \text{ м}$; $t_1 = 3 \text{ сутки}$; $t_2 = 7 \text{ сутки}$; $\beta = 20^\circ - 25^\circ$; $v = 10 \text{ м/сут}$;) изменения нагрузки на забой в зависимости от ширины междукammerного целика и длины столба по простиранию были построены графики, которые представлены на рис. 2.3, рис. 2.4

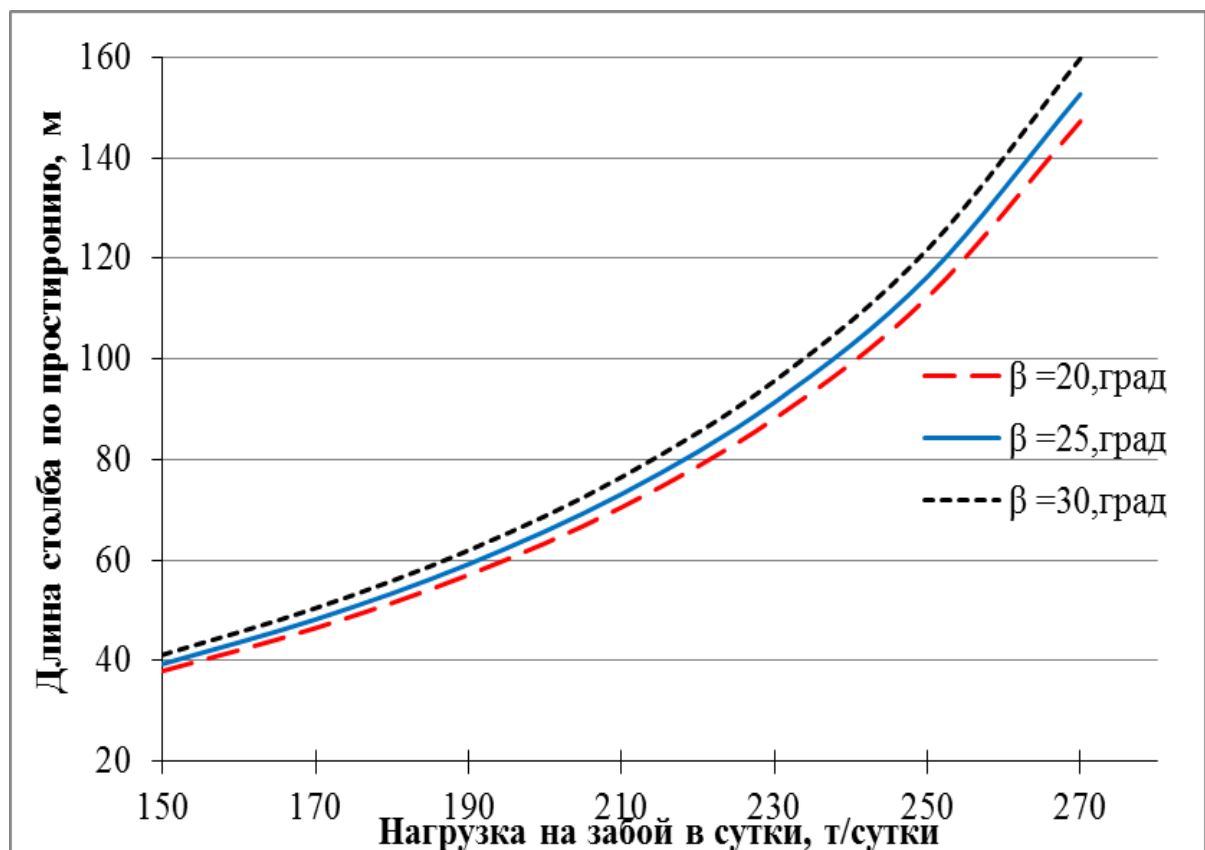
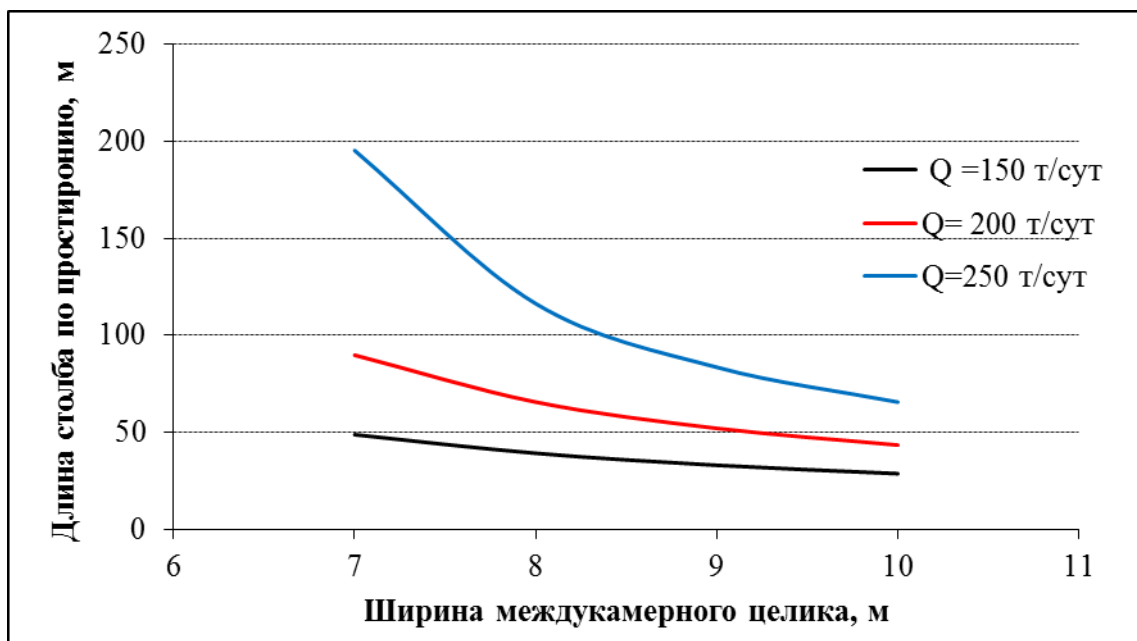
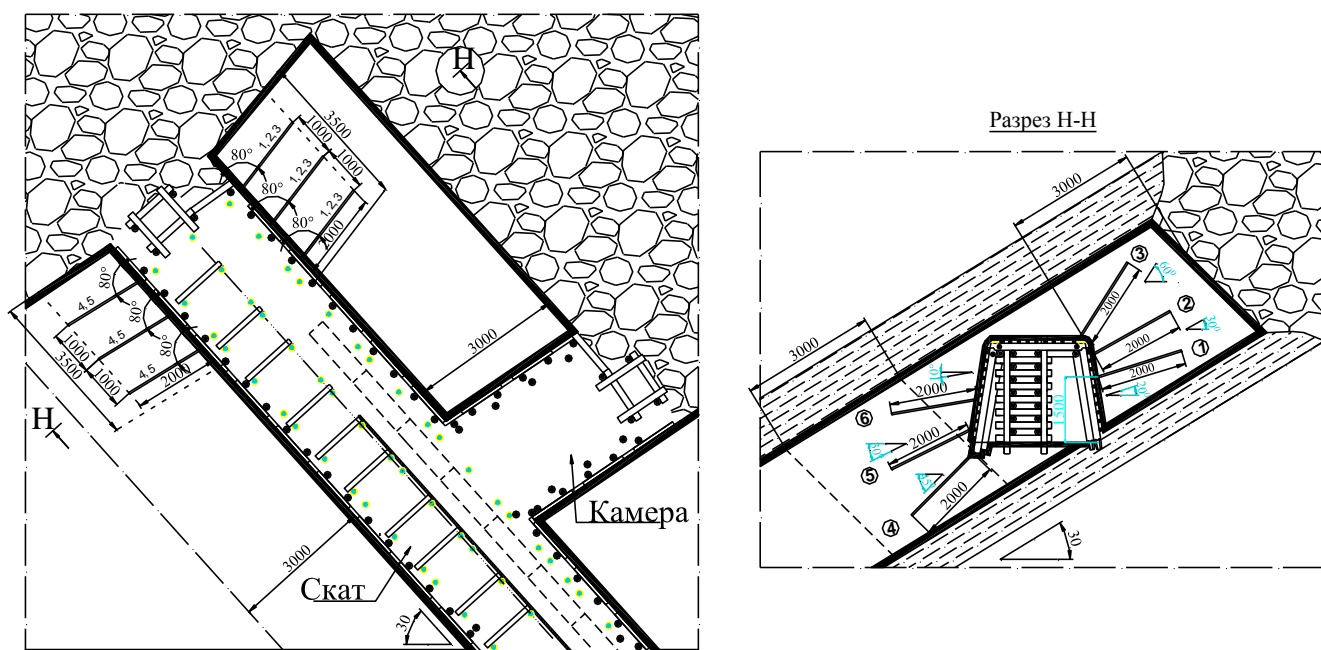


Рис.2.3 - Зависимость длины столба по простиранию от нагрузки на очистной забой и угла наклона камер относительно горизонтальной оси.



Из анализа графиков рис 2.3; 2.4 можно сделать следующий вывод, что расстояние между скатами по простиранию прямо пропорционально нагрузке на забой и обратно пропорционально ширине междускамного целика.

После извлечения угля из междукламерных целиков осуществляется погашение междукламовых целиков, примыкающих к скату (рис.2.5).



Способность поддержания стабильности и срока службы ската зависит от материала крепи и состояния горного давления. Для оценки состояния кровли и

динамики нагружения секция крепи ската, также были проведены шахтные экспериментальные исследования с целью изучения горного давления и смещения пород кровли и почвы на верху ската. На основании анализа полученных данных с электронного самопишущего прибора «LEO Record» и по результатам инструментальных исследований построен график, описывающий характер изменения смещения пород кровли в течении выемки угля в блоке.

Результаты измерений смещения пород кровли, представленные на рис.2.6 показывают, что скорость смещения кровли на скат увеличивается от 0 до 95 мм в течении 35 суток. Это значение увеличивается медленно, с амплитудой 0,5 мм в сутки, что приводит к устойчивому состоянию. Исходя из полученных результатов, возможность срока службы ската в течении 8 месяцев и не влияет на производственный процесс.

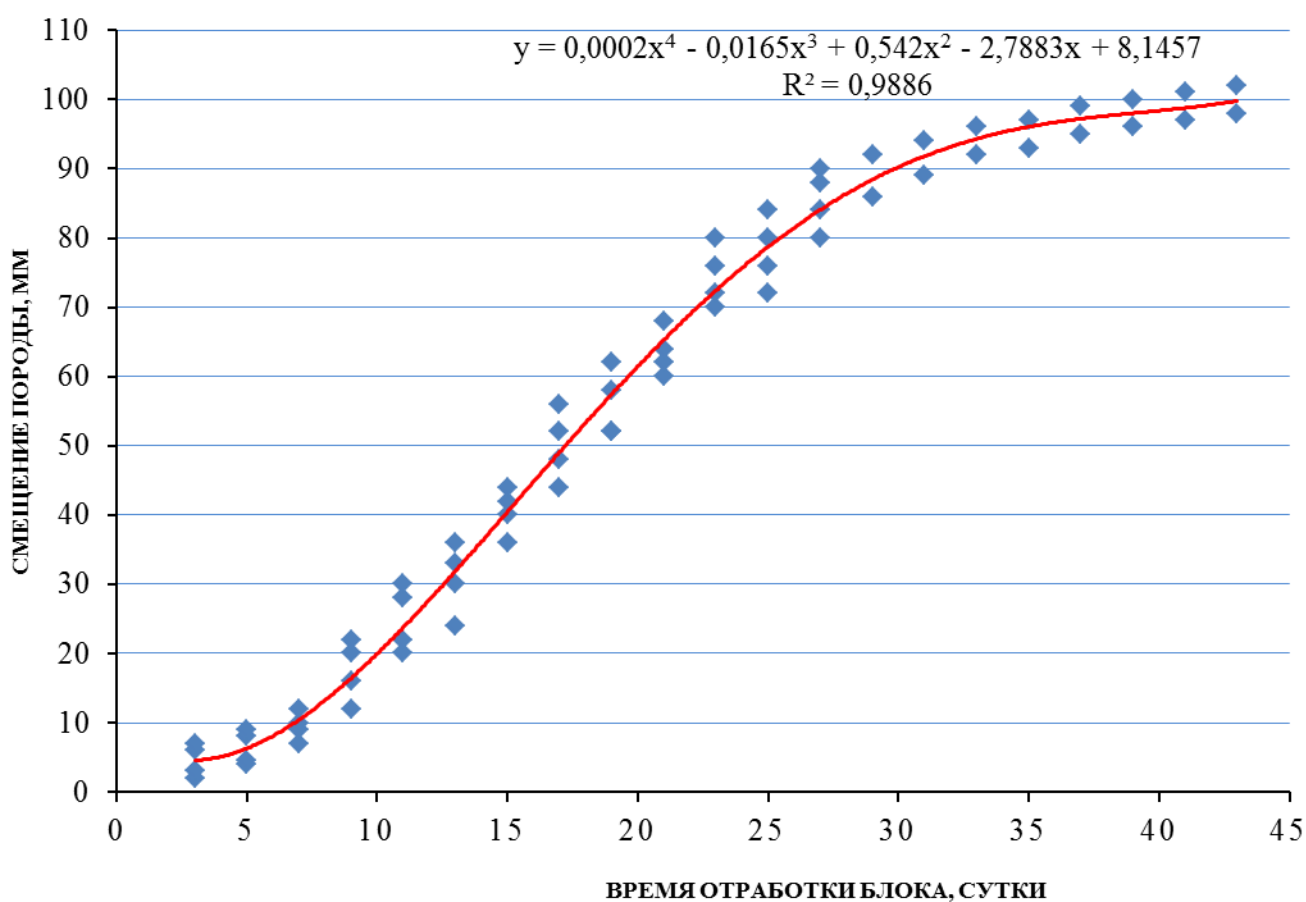


Рис.2.6 - Смещения кровли на скат

При отработке выемочного блока с использованием камерно-столбовой системы разработки с буровзрывным способом добычи угля были полученные следующие технико-экономические показатели, которые приведены в таблице 2.2.

Таблица 2.2 - Техничко-экономические показатели при отработке выемочного блока с использованием камерно-столбовой системы с БВР способом

№	Показатели	Единица	Количество
1	Мощность пласта	м	3,6
2	Угол падения	град	45
3	Плотность угля	т/м ³	1,74
4	Ширина междокамерного целика	м	8,0
5	Ширина камеры	м	3,5
6	Коэффициент крепости угля	f	1,6
7	Запасы угля в междокамерном целике	т	175,4
8	Коэффициент извлечения угля из междокамерного целика	-	0,7
10	Производственная мощность участка	т/сутки	590
13	Количество рабочих	чел/сутки	66
14	Производительность труда	т/чел	8,9
15	Потери угля по технологии	%	25

Как видно из приведенной таблицы 2.2 среднесуточная добыча угля из лавы составила 590 т/сут, (а производительность труда 8.9 т/чел). Следовательно, разработанная технология отличается мобильностью и высокой адаптивностью к изменению горно-геологических и горнотехнических условий залегания крутонаклонного угольного пласта 8.

2.2. Инновационная технология отработки наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя и использованием самопередвигающихся шарнирно - оградительных крепей.

Требование применения передовых технических решений играет важную роль в промышленной политике добычи угля в бассейне «Куангнинь», с целью повышения нагрузки и эффективности добычи угля, повышения производительности труда и снижения потерь угля, а также повышения безопасности работ и улучшение условий труда рабочих. Для отработки наклонных пластов средней мощности на шахтах бассейна «Куангнинь» использовалось значительное разнообразие вариантов систем разработки и технологий которые успешно применяются в развитых угледобывающих странах.

Корпорацией «Винакомин» на Украине были закуплены щитовые агрегаты и на шахтах Вьетнама были проведены длительные опытно-промышленные испытания агрегатов 2АНЩ, с целью возможности их широкого внедрения в производство [18, 56, 57, 58, 59]. На рис 2.7 приведена технологическая схема отработки крутонаклонного угольного пласта 12 на шахте Хонг Тхай с применением щитового агрегата 2АНЩ.

Для обоснования несущей способности крепи щитового агрегата 2АНЩ, нами были проведены исследования с помощью электронно-самопишущих манометров Leo record, которые были установлены по длине лавы на секции крепи. Из полученных данных построили график, описывающий характер изменения реакций крепи (крепь №52) по длине лавы, в зависимости от производительных процессов и времени отработки очистного забоя, который представлены на рис. 2.8.

Из приведенного на рис. 2.8 графика видно, что величина горного давления на крепь № 52 колеблется от 0 до 8,4 МПа, и стабильно находит от 2 до 7 МПа т.е. в пределах несущей способности крепи.

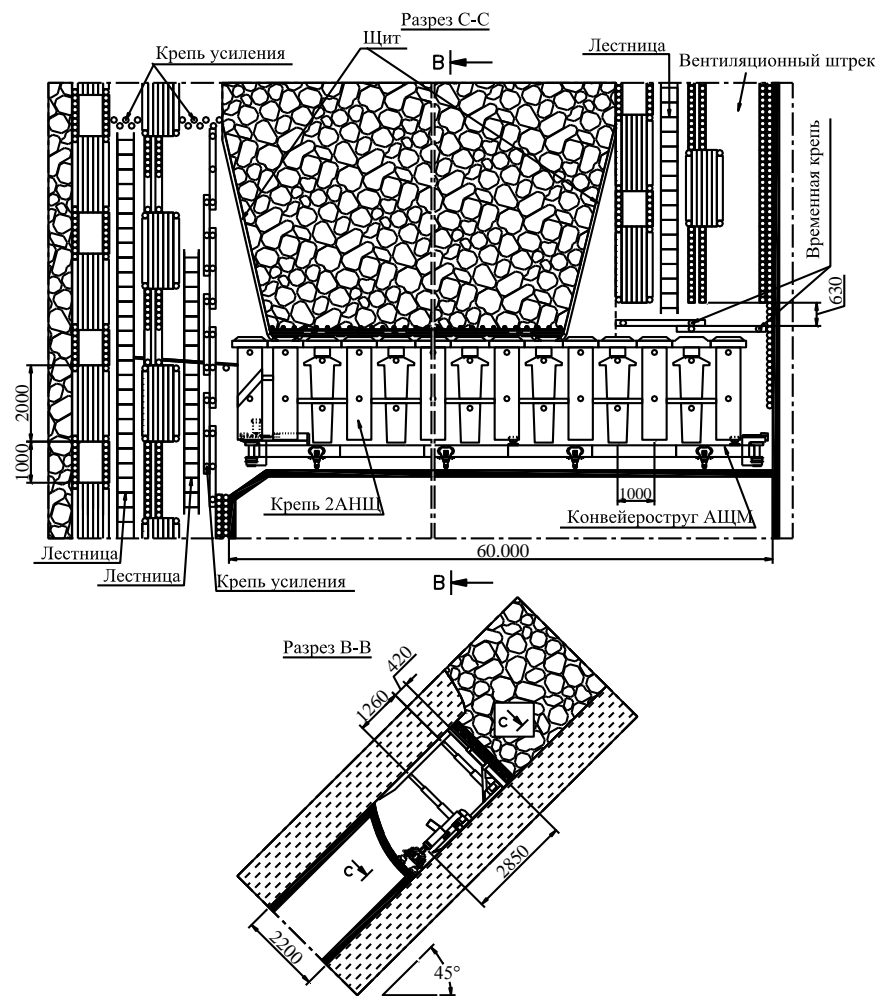


Рис. 2.7 - Технологическая схема отработки крутонаклонного угольного пласта с использованием щитового агрегата 2АНЩ на шахте Хонгтхай.

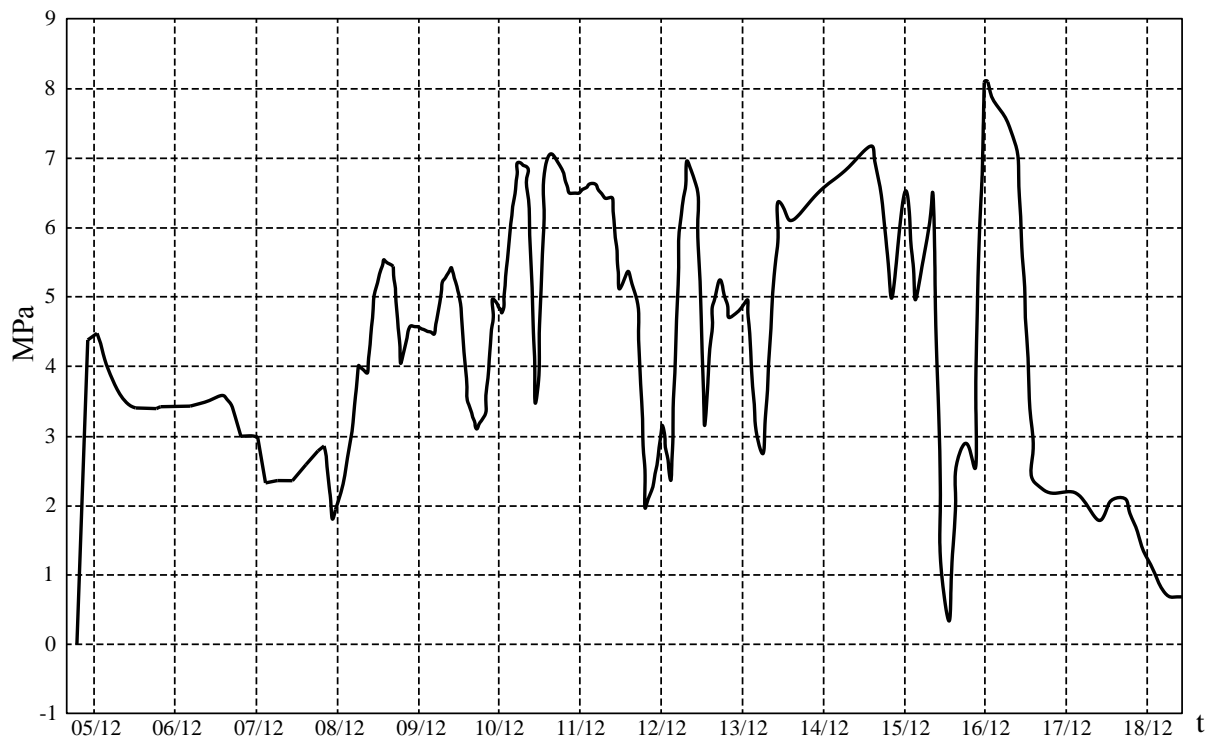


Рис.2.8 - Динамика реакции механизированной крепи 2АНЩ в забое

После 35 месяцев опытно-промышленной эксплуатации, механизированной технология при отработке пласта 12 на шахте Хонг Тхай с использованием щитового агрегата 2АНЩ были получены следующие результаты, которые приведены в табл.2.3 [60]:

Таблица 2.3- Техничко-экономически показатели работы щитового агрегата 2АНЩ

№	Показатели	Единица	Количество
1	Мощность пласта	м	2,2
2	Угол падения	град	45
3	Длина лавы	м	60
4	Длительность эксплуатации	месяц	35
5	Добыто	т	126160
6	Трудовые затраты	чел.смен	61943
7	Производственная мощность	т/год	43255
8	Среднесуточная нагрузка	т/сут	120,2
9	Производительность труда	т/чел	2,8
10	Подвигания забоя	м/сут	0,82

Как видно из приведенной таблицы 2.3 среднесуточная нагрузка на лаву колебалась в пределах 120 тон /сут, а производительность труда 2.8 т/чел. Это ниже, чем при использовании выемки угля буровзрывным способом и погрузкой его вручную на средства транспорта. Показатели достигнуты были очень низкие, это объясняются тем, что при использовании современной горной техники не были в полном объеме учтены горно-геологические условия и как следствие не был достигнут желаемый эффект.

Причины, приведшие к низкой нагрузке на лаву, объясняются следующими условиями:

- непосредственная кровля угольного пласта была представлена аргиллитом, с внедрением неправильных линз углистого сланца мощностью до 1,5 м. Это приводило в процессе передвижки крепи к отслоению и образованию куполов;
- обнажение кровли и обрушивание куполов впереди очистного забоя, а также значительные колебания мощности пласта создавали трудности для крепления и передвижки крепи.

Также выемочный участок был подвержен многочисленным мелко-амплитудным нарушениям дизъюнктивного характера и наличием ложной кровли, что влияло на устойчивость пород кровли и характер управления горным давлением в лаве. Обрушение кровли в значительной степени зависело от трещиноватости горных пород, особенно во время сезона дождей, когда вода проникала в очистной забой и ослабляло кровлю пласта, что еще более усложняло ведению очистных работ. Система «крепь-боковые породы» должна быть надежной, только в этом случае обеспечивается устойчивость кровли и почвы на больших площадях.

Нами был подготовлен инновационный проект и проведены опытно-промышленные испытания технологии, по отработке наклонных угольных пластов средней мощности, с диагональным расположением линии очистного забоя с использованием самопередвигающихся шарнирно - оградительных крепей «ZRY» Китайского производства.

В 2016 году на шахте Уонгби был подготовлен опытно промышленный участок по отработке пласта «8 –Донгвонг» с отметкой от -50 до +10. В пределах шахтного поля пласт «8 –Донгвонг» сложного строения, мощность пласта колеблется в пределах от 1,9 до 3,6м, состоит из двух угольных пачек, разделенных прослойками углистого аргиллита мощностью от 0,2 до 1,2м. Уголь падения пласта колеблется от 30⁰ до 60⁰. Уголь средней крепости $f = 1,4 - 1,7$. Непосредственная кровля представлена аргиллитом средней устойчивости, которая располагается равномерно по всей площади пласта мощность от 3,6 до 7,4м, с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 395 \text{ кг/см}^2$. Основная кровля представлена алевролитом средней крепости, мощностью от 11,9 до 18 м, предел прочности на сжатие достигает $\sigma_{сж} = 529 \text{ кг/см}^2$. Выкопировка экспериментального участка с плана горных работ пласта «8 –Донгвонг» шахты Уонгби приведена на рис.2.9 [5, 23, 56, 60].

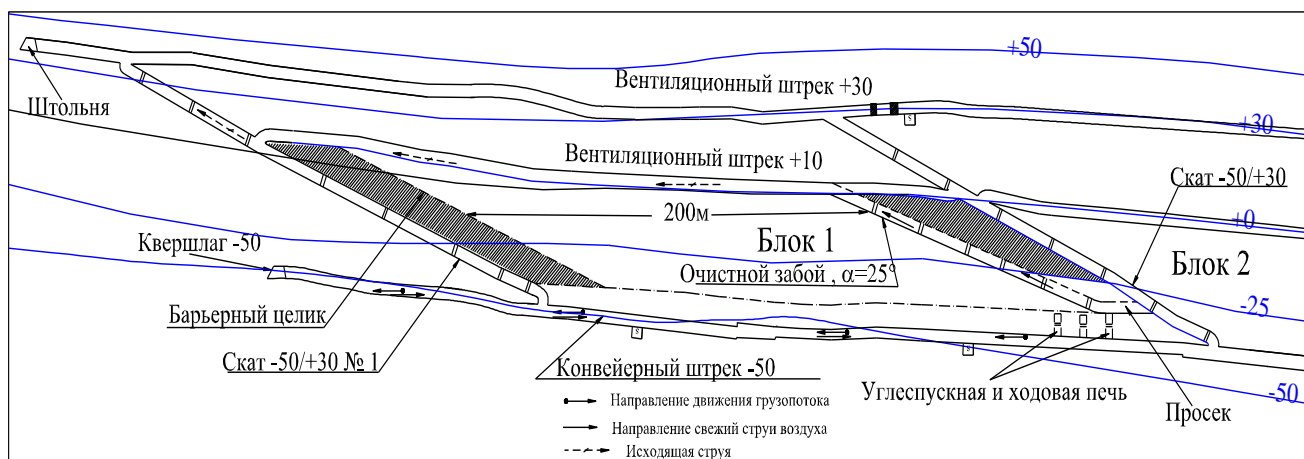
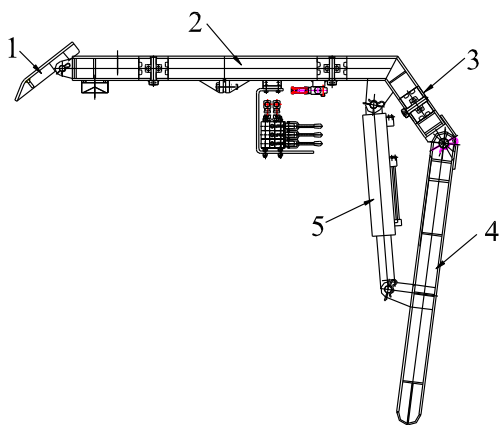


Рис.2.9 - Выкопировка экспериментального участка с план горных работ пласта “8 –Донгвонг” шахты «Уонгби»

Шарнирно-оградительные крепи «ZRY» используются для крепления очистного забоя при отработке наклонных и крутонаклонных угольных средней мощности. Структура крепи «ZRY» индивидуальная, связанная между собой шарнирными кольцами. Для контроля движения поддерживающих верхняков используются гидравлические домкраты, которые соединены со стойкой крепи. Конструкция и внешний вид крепи «ZRY» показана на рис. 2.10



а, Конструкция крепи



б, Внешний вид крепи ZRY

Рис. 2.10 - Конструкция крепи и внешний вид ZRY

1- направляющий козырёк, 2- перекрытие (поддерживающий верхняк),
3- ограждающий верхняк, 4- стойка, 5- гидравлический домкрат

Принцип работы крепи ZRY в очистном забое происходит следующим образом: каждая крепь установлена в очистном забое так, чтобы передняя часть направляющего козырька (1) опиралась на непосредственную кровлю угольного

пласта, а нижняя часть стойки (4) опиралась на почву угольного пласта, образовав при этом две основные опоры крепи. При установке крепи дополнительно на верхняки укладывается стальная сетка, чтобы предотвратить попадание кусков породы в рабочее пространство очистного забоя. Кроме того, в дополнение могут устанавливаться индивидуальные стойки, чтобы предотвратить поломку крепи при усиленном горном давлении. Принцип работы крепи ZRY в очистном забое представлен на рис. 2.11.

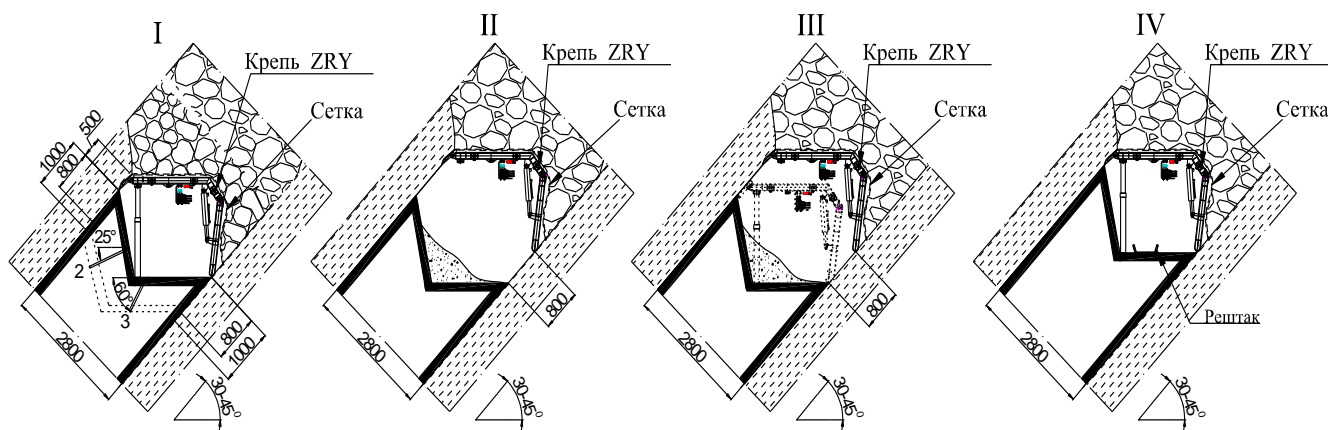


Рис. 2.11 - Последовательность выполнения выемочного цикла в очистном забое

Подготовка выемочного участка осуществляется столбом по простиранию, с диагональным расположением линии очистного забоя с использованием само передвигающихся шарнирно - оградительных крепей. Подготовку участка для данной технологической схемы начинают с проведения конвейерного и вентиляционного штрека по простиранию, от конвейерного штрека у границы участка проводят разрезную печь под углом $25^{\circ} \div 30^{\circ}$ (диагональная разрезная печь) относительно горизонта. Для соединения конвейерного штрека с лавой дополнительно проводятся углеспускная и ходовая печи. После монтажа в диагональной разрезной печи оборудования, осуществляется отбойка угля в очистном забое буровзрывным способом, с шагом выемки угля 0,8 м. После каждого цикла отбойки угля, крепи ZRY перемещаются по падению под воздействием горного давления пород кровли и собственного веса, равному шагу выемки угля 0,8 м. Технологическая схема отработки наклонного угольного пласта средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя приведена на рис.2.12.

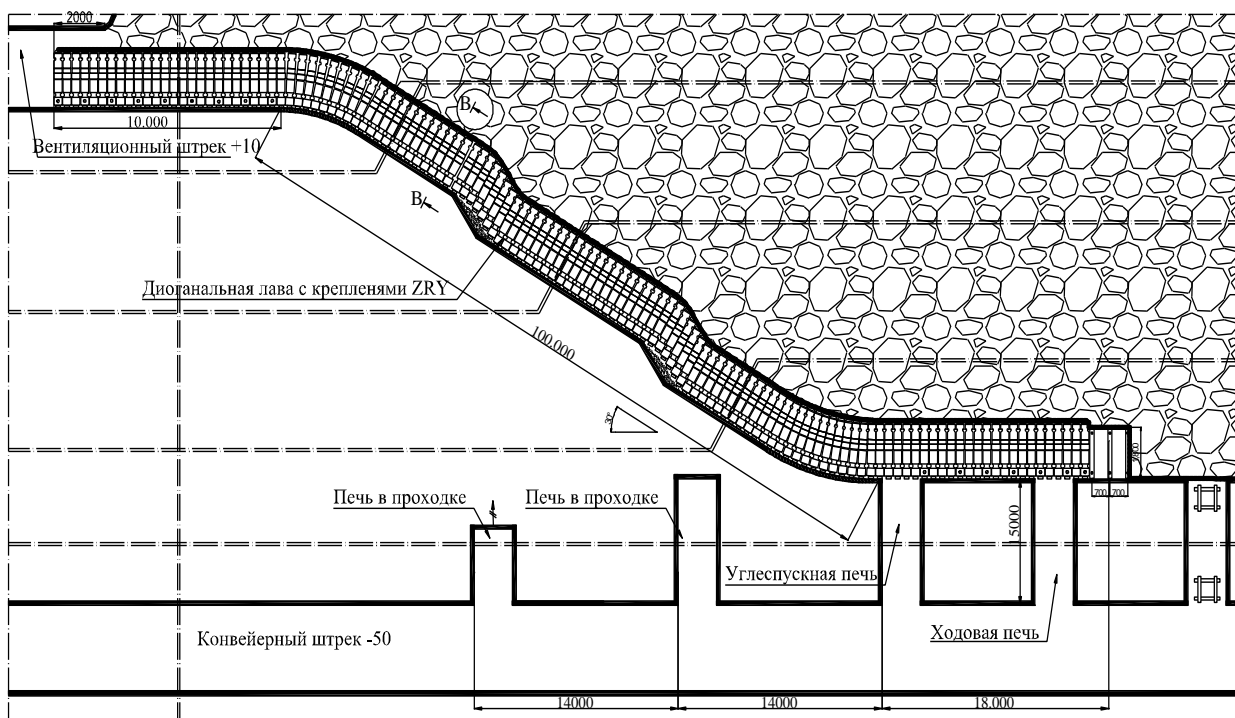


Рис.2.12 - Технологическая схема отработки наклонного угольного пласта средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя

При ведении очистных работ должен выдерживаться угол между диагональной линией очистного забоя и горизонтом равным $25 \div 30^\circ$, для обеспечения транспортирования угля по эмалированным решткам. После каждого цикла отбойки угля нижняя часть очистного забоя, примыкающая к конвейерному штреку, укорачивается, а верхняя часть, примыкающая к вентиляционному штреку удлиняется, вследствие чего осуществляется извлечение крепи в нижней части для доставки и дополнительной установки в верхней части вентиляционного штрека. На рис.2.13 представлена схема смещения очистного забоя после каждого цикла выемки угля.

Количество крепи, которую необходимо извлечь в нижней части конвейерного штрека и дополнительно, установить в верхнюю часть вентиляционного штрека находим из выражения:

$$n = \frac{v}{l \cdot \operatorname{tg} \alpha_{\text{накл}}} = \frac{0,8}{0,35 \cdot \operatorname{tg} 30} = 3,95 \text{ выбрать } n = 4 \text{ крепи.}$$

где: v - шаг движения лавы после каждого цикла выемки угля, м;

l - расстояние между крепями в лаве, м;

$\alpha_{\text{накл}}$ - угол диагонального положения линии очистного забоя, град.

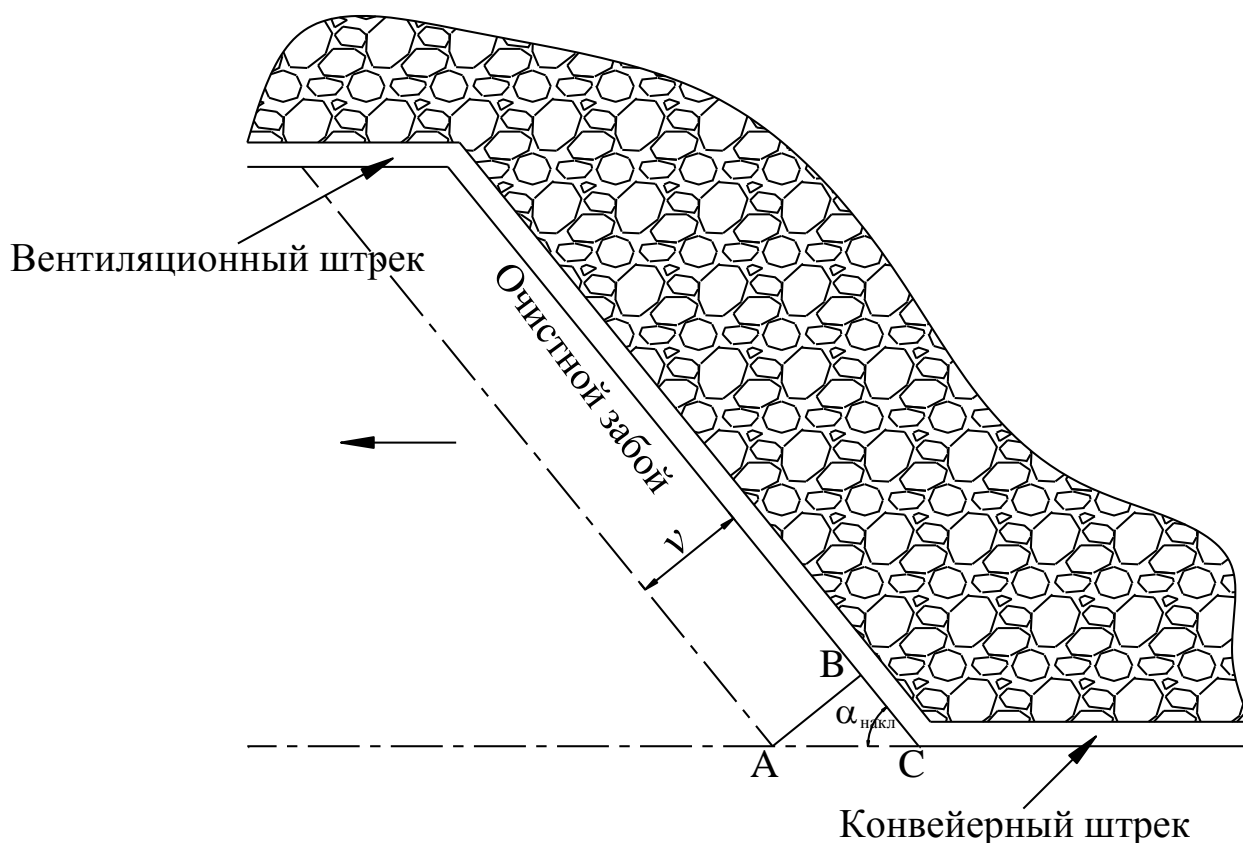


Рис.2.13 - Схема смещения очистного забоя после цикла выемки угля

Для транспортировки угля в диагональном очистном забое и углеспускной печи используют эмалированные решетки. Уголь, отбитый при помощи БВР, направляется по эмалированным решеткам к углеспускной печи и по нему на конвейерный штрек. Выемка угля в очистном забое производится ступенчато, при этом каждая ступень составляет около 33 м.

Порядок ведения очистных работ и технологические параметры выемочного участка при отработке наклонного угольного пласта средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя приведен на рис.2.14.

Для оценки состояния кровли и динамики нагружения секции крепи на шахте Уонгби на пласте «8 –Донгвонг», в течении длительного времени были проведены шахтные экспериментальные исследования по изучению напряженно-деформированного состояния массива горных пород выемочного участка. На основании анализа полученных данных и по результатам инструментальных исследований построен график, описывающий характер изменения нагрузки на крепь конвейерного штреха по длине выемочного столба.

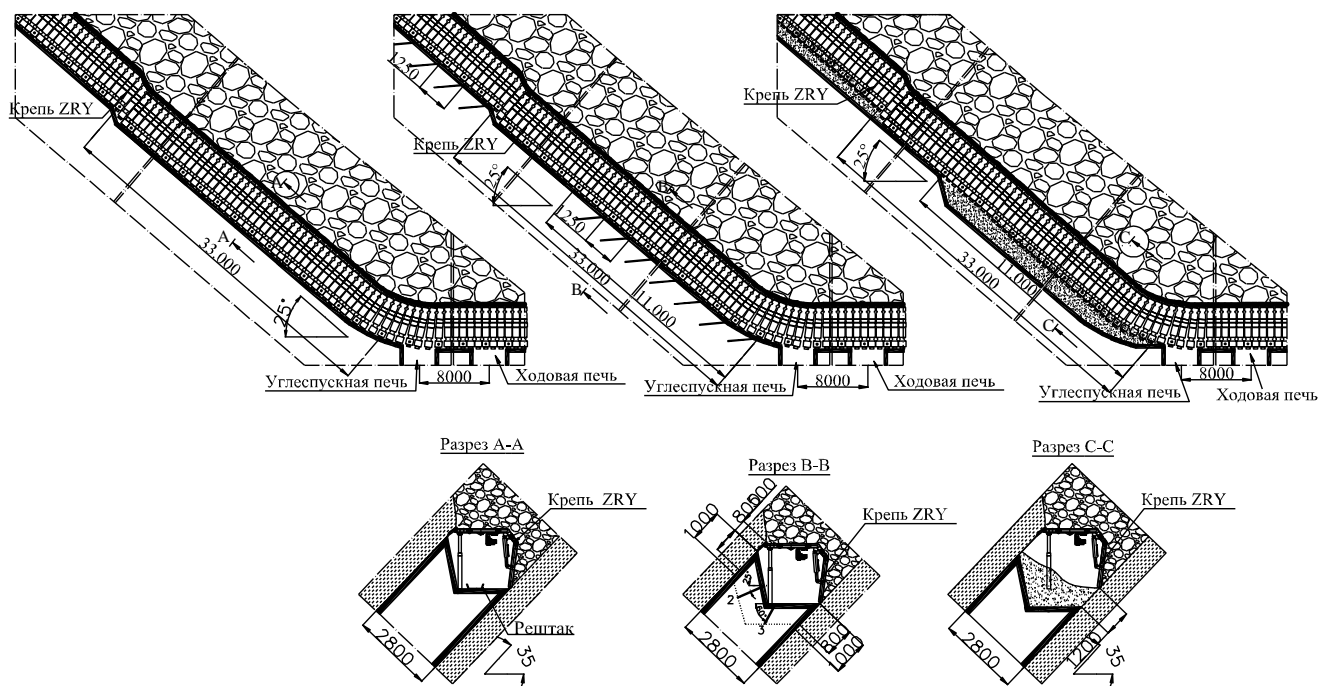


Рис.2.14 - Порядок ведения очистных работ и технологические параметры выемочного участка с диагональным расположением линии очистного забоя

Результаты измерений смещения пород кровли, представленные на рис.2.15 показывают, что скорость смещения кровли на конвейерном штреке увеличивается, когда расстояние от замерных станций до очистного забоя уменьшается. Это значение увеличивается медленно на расстоянии > 30 м, и резко возрастает на расстоянии от 2 до 10 м до забоя.

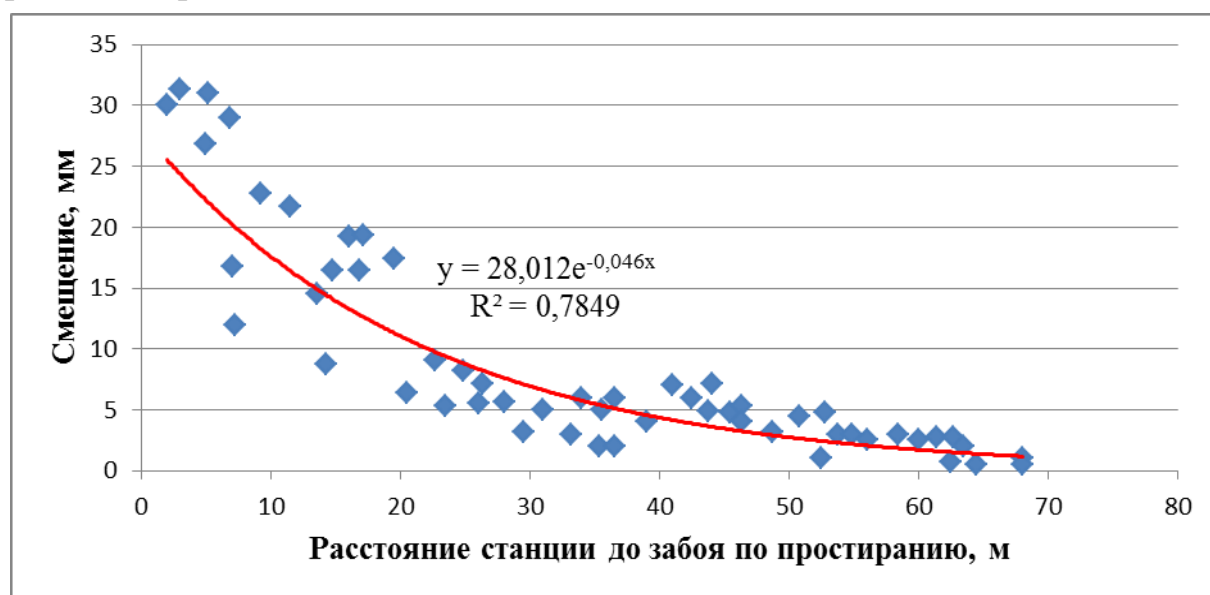


Рис.2.15 - Смещение кровли на конвейерный штрек

Результаты измерений опорного горного давления впереди очистного забоя по длине конвейерного штрека представлены на рис.2.16.

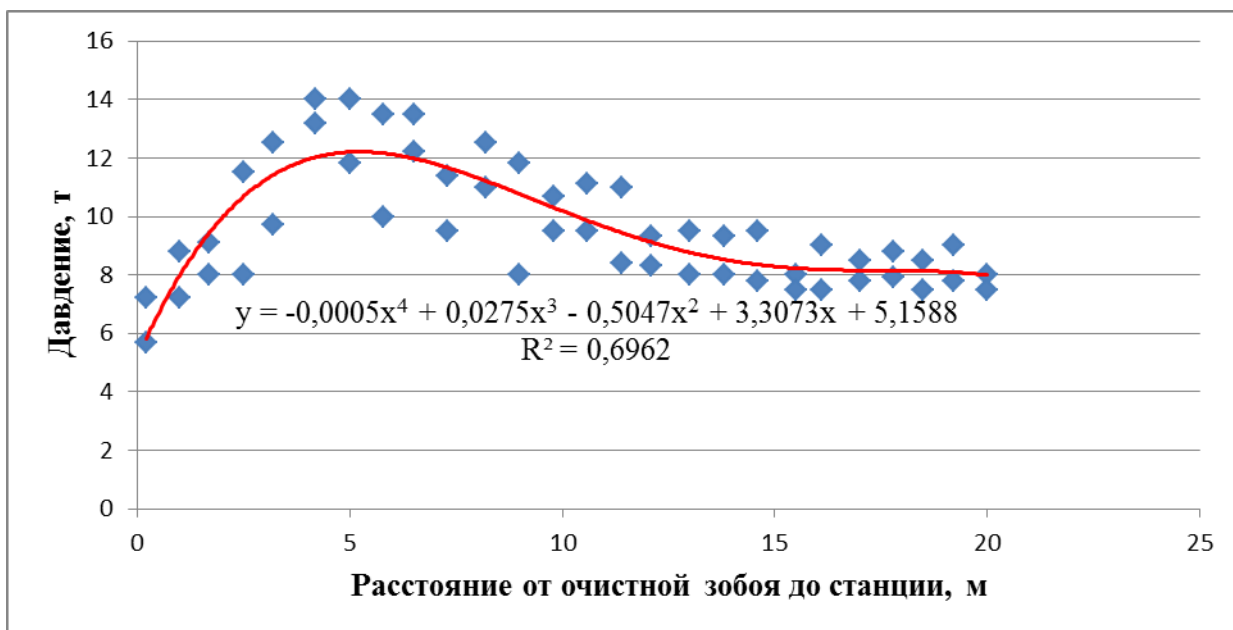


Рис.2.16 - Характер формирования горного давления впереди очистного забоя по длине конвейерного штрека

Обработка результатов исследований методом математической статистики (рис.2.16), показывает, что кривая, построенная по результатам шахтных исследований, достаточно объективно аппроксимируется уравнением вида:

$$y = -0.0005x^4 + 0.0275x^3 - 0.5047x^2 + 3.3073x + 5.1588$$

где: y – горное давление, МПа;

x – расстояние от очистного забоя, м;

Коэффициент корреляции очень высокий, что говорит о большой тесноте связи между исследуемыми параметрами.

Из рис.2.16 видно, что опорное горное давление на крепь конвейерного штрека по простиранию выемочного участка меняется неравномерно. Максимум опорного горного давления расположен на расстоянии от 3-6м впереди лавы и составляет от 12 - 14 тонн и на расстояние 20м от забоя опорное горное давление приближается к исходному, что не противоречит ранее проведенным исследованиям [13, 61, 62, 63, 64]. Следовательно, с целью сохранения штрека в рабочем состоянии, необходимо на сопряжении лавы со штреком от 3 до 6 м ставить крепь усиления.

За время проведения опытно-промышленной эксплуатации технологии с диагональным расположением линии очистного забоя при отработке пласта «8 – Донгвонг», на шахте Уонгби, с использованием шарнирно-оградительных крепей,

были получены следующие технико-экономические результаты, которые приведены в табл.2.4 [23, 60]:

Таблица 2.4- Техничко-экономические показатели работы выемочного участка на шахте Уонгби

№	Показатели	Единица	Количество
1	Мощность пласта	м	2,8
2	Угол падения	град	35 – 45 ⁰
3	Плотность угля	т/м ³	176
4	Угол диагонального расположения линии очистного забоя	град	25 ⁰
5	Длина лавы	м	100
6	Шаг выемки угля	м	0,8
7	Производственная мощность	т/год	130.000
8	Среднесуточная нагрузка	т/сут	478
9	Производительность труда	т/чел	6,1

Как видно из приведенной табл.2.4 среднесуточная добыча угля из лавы составила 478 тон/сут, а производительность труда 6,1 т/чел. При использовании выемки угля буровзрывным способом и частичной погрузкой его вручную на средства транспорта, технико-экономический показатели довольно высокие. Это говорит о перспективности предлагаемой технологии.

Применение традиционных технологических схем разработки наклонных угольных пластов средней мощности и средств механизации с буровзрывным способом добычи не соответствует в должной мере современным требованиям повышения безопасности и производительности добычи угля в лаве. Поэтому необходимы рациональные решения по созданию и внедрению комплексно-механизированной отработки запасов наклонных угольных пластов средней мощности бассейна Куангнинь безвзрывным способом.

На основе анализа передовых технологий отработки наклонных угольных пластов средней мощности с современным средством комплексной механизации, применяемых на шахтах Китая, России, Индии и др. Учитывая специфические горно-геологические условия залегания наклонных угольных пластов средней мощности Куангниньского угольного бассейна, для отработки угольных пластов средней мощности с углом падения от 30⁰ до 35⁰, автором была разработана инновационная технологическая схема по отработке запасов выемочных полей с

использованием системы разработки с диагональным расположением линии очистного забоя и выемкой угля очистными комбайнами с использованием шарнирно - оградительных крепей «ZRY» (рис 2.17). Перемещение комбайна осуществляется посредством канатной системы подачи. Управление комбайном ручное или с дистанционного пульта управления. Комбайн работает по односторонней схеме, снизу вверх в уступе забоя с шарнирно - оградительной крепью «ZRY», без конвейера, с самотечной выгрузкой угля из рабочего пространства с помощью эмалированных рештаков, устанавливаемых за комбайном. Крепи ZRY перемещаются по падению под воздействием горного давления пород кровли и собственного веса, равному шагу выемки угля комбайна.

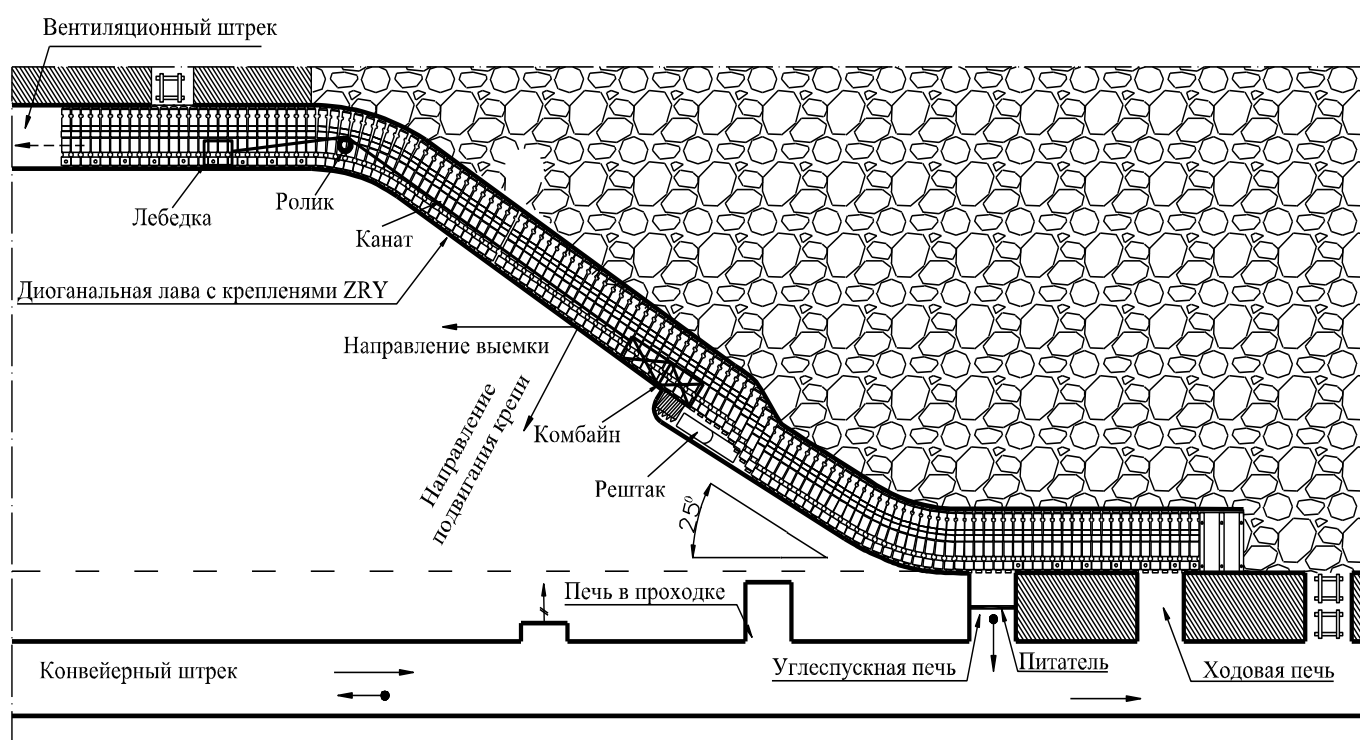


Рис.2.17 - Технологическая схема отработки наклонного угольного пласта средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя и выемкой угля очистным комбайном

2.3. Технологические решения по использованию камерно-столбовой системы разработки при отработке наклонных угольных пластов средней мощности на шахтах месторождения Куангнинь.

Для отработки наклонных угольных пластов средней мощности используется значительное разнообразие вариантов систем разработки в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий залегания угольных пластов. До настоящего времени отсутствует технологическая схема, которая могла бы быть универсальной для всех шахт Куангнинского угольного бассейна [13, 15, 17, 18].

В бассейне «Куангнинь» применение традиционных технологических схем разработки наклонных угольных пластов средней мощности и средств механизации с буровзрывным способом добычи не соответствует в должной мере современным требованиям повышения безопасности и производительности добычи угля в лаге. Поэтому возникает необходимость по внедрению комплексно-механизированной отработке запасов наклонных угольных пластов средней мощности бассейна Куангнинь, на основе инновационных и качественных технологических решений, направленных на стратегию развития угольной отрасли СРВ.

В то время, когда работу угольной промышленности финансировало государство Вьетнама и корпорация Винакомин, неэффективность отработки нарушенных и сложного строения угольных пластов, а также участков ограниченных размеров по простиранию и падению, покрывалась результатами деятельности хорошо работающих угольных шахтных предприятий, но и тогда работа отрасли в целом была нерентабельной.

В настоящее время за рубежом и во Вьетнаме ведутся научные и опытно-промышленные исследования по внедрению современных технологий отработки наклонных угольных пластов средней мощности.

Горно-геологические условия залегания наклонных угольных пластов средней мощности Куангниньского угольного бассейна характеризуется сложностью, разнообразием и значительной изменчивостью в их залегании, даже в пределах выемочного участка. Поэтому выбор подготовки и системы разработки зависит от ряда геологических, горнотехнических и организационных факторов, определяющих эти условия.

Как было проанализировано выше, горно-геологические условия залегания наклонных угольных пластов средней мощности Куангиньского угольного бассейна характеризуются сложностью и разнообразием. Значительные запасы угля в бассейне «Куангинь» расположены в зонах геологических нарушений, на участках шахтных полей с ограниченными запасами, которые целесообразно отрабатывать камерно-столбовой системой разработки.

При применении камерно-столбовой технологии на пологих пластах средней мощности в передовых угледобывающих странах достигается высокая эффективность добычи угля: меньшие первоначальные затраты способствуют широкому применению камерно-столбовой технологий отработки пологих угольных пластов, высокая мобильность самоходного оборудования способствует отработке неудобных запасов угля (на участках шахтных полей с ограниченными запасами) с высокой эффективностью.

Камерно-столбовая система различается многообразием разработанных вариантов и классифицируется нами следующим образом, представлена на Рис. 2.18.[43,55, 65, 66, 67].

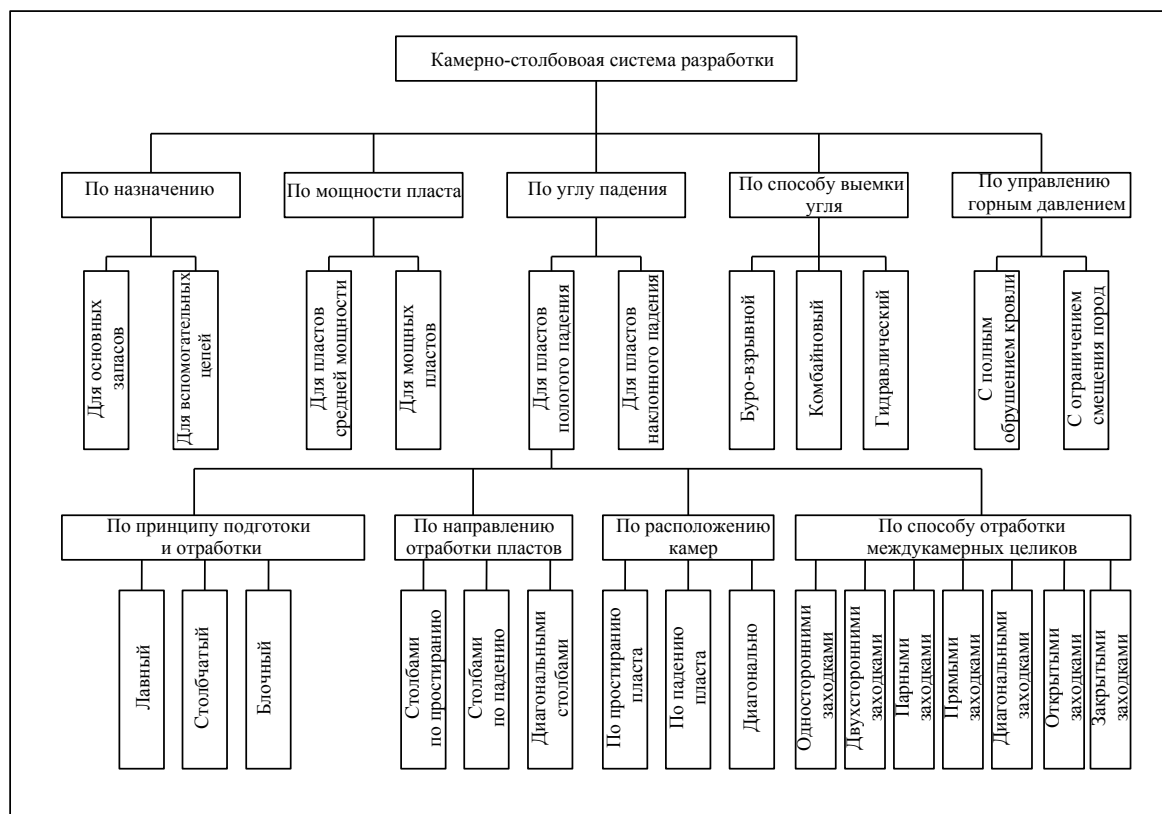


Рис.2.18 - Классификация камерно-столбовой системы разработки

Основными направлениями дальнейшего развития камерно-столбовой системы разработки являются совершенствование технологии выемки угля

пластов и разработка принципиально новых технических средств, позволяющих увеличить нагрузку на очистной забой. Данные перспективные направления представлены на рис. 2.19 [65, 68].

Рис.2.19 - Перспективные направления развития камерно-столбовой системы разработки

Учитывая специфические горно-геологические условия залегания наклонных угольных пластов средней мощности Куангиньского угольного бассейна, автором были разработаны рекомендация и варианты технологических схем по отработке запасов выемочных полей с использованием камерно-столбовой системы разработки с выемкой угля буровзрывным способом или проходческими комбайнами.

1. Для разработки угольных пластов средней мощности с углом падения от 20^0 до 35^0 с использованием камерно-столбовой системы разработки с выемкой угля буровзрывным способом. Технологическая схема представлена на рис.2.20.

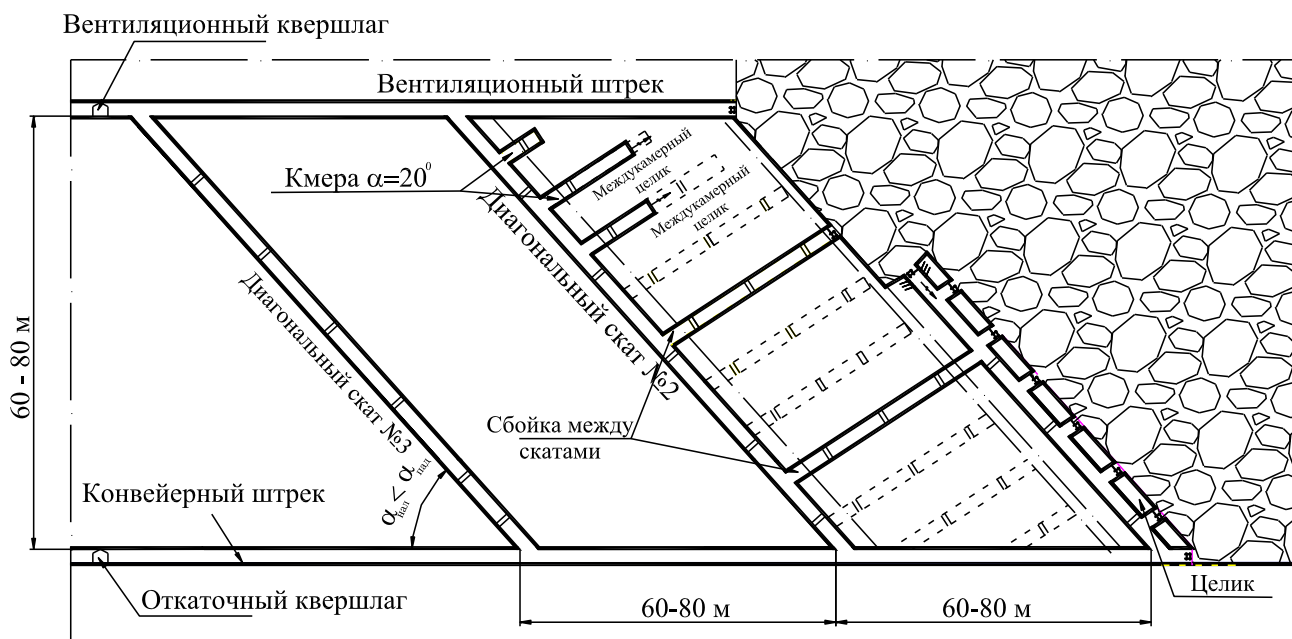


Рис.2.20 - Технологическая схема с использованием камерно-столбовой системы разработки с выемкой угля буровзрывным способом

2. Для отработки угольных пластов средней мощности с углом падения от 15^0 до 20^0 с использованием камерно-столбовой системы разработки с выемкой угля проходческими комбайнами. Очистные работы проводятся в две стадии. Сначала уголь извлекают в камерах шириной 3 – 5 м и длиной до 150 м, как в подготовительных выработках, затем отрабатывают столб между камерами (междукамерный целик) шириной 5 – 15 м проведением заходок шириной 3 – 5 м. Уголь от комбайна транспортируется конвейером, оборудуемым в камере в процессе её проведения. Камеры крепятся обычно анкерной крепью, а при погашении целиков заходками последние не крепятся. Способ крепления камер и плотность установки крепи выбираются в зависимости от горно-геологических условий.

Камеры проводятся точно по маркшейдерскому направлению, поскольку при уменьшении ширины столба возможно его преждевременное разрушение, а при увеличении ширины столба камера может попасть в зону повышенного горного давления или длина заходок может превысить безопасные размеры. Допускается отклонение камеры от проектного направления не более чем на 2 м.

При обратном ходе комбайна погашаются междукamerные целики отдельными заходками, которые располагаются под углом к оси камеры, близким к 90^0 , насколько позволяют габариты комбайна. Это сводит к минимуму время нахождения комбайна под обнаженной кровлей заходки и обеспечивает минимальные потери угля при максимальной защите работающих. Между заходками оставляются подзавальные целики угля для поддержания пород непосредственной кровли в период выемки угля.

При отработке угольных пластов средней мощности с углом падения пласта от 15^0 до 18^0 целесообразно применять технологию погашения междукamerных целиков восстающими заходками и нисходящим порядком отработки полос. Технологические схемы с использованием камерно-столбовой системы разработки с выемкой угля комбайном и расположением камер по простиранию и заходок по восстанию с укладкой металлической сетки на почву пласта и оставлением предохранительной пачки угля или подзавальных целиков представлены на рис.2.21, рис.2.22

При отработке угольных пластов средней мощности с углом падения пласта от 18^0 до 20^0 рекомендуется применять восходящий порядок отработки с погашением междукamerных целиков заходками по падению. Технологические схемы камерно-столбовой системы разработки при углах падения пласта от 18^0 до 20^0 с закладкой выработанного пространства представлены на рис.2.23, рис.2.24.

До пуска очистного забоя должна быть пройдена первая выемочная камера на всю длину выемочного блока, а вторая выемочная камера должна быть пройдена не менее чем на половину её длины [69, 70, 71] .

Проветривание работ: забои камер и заходок проветриваются вентиляторами местного проветривания. Каждая отработанная полоса изолируется перемычкой, возводимой в устье выемочной камеры у транспортной выработки.

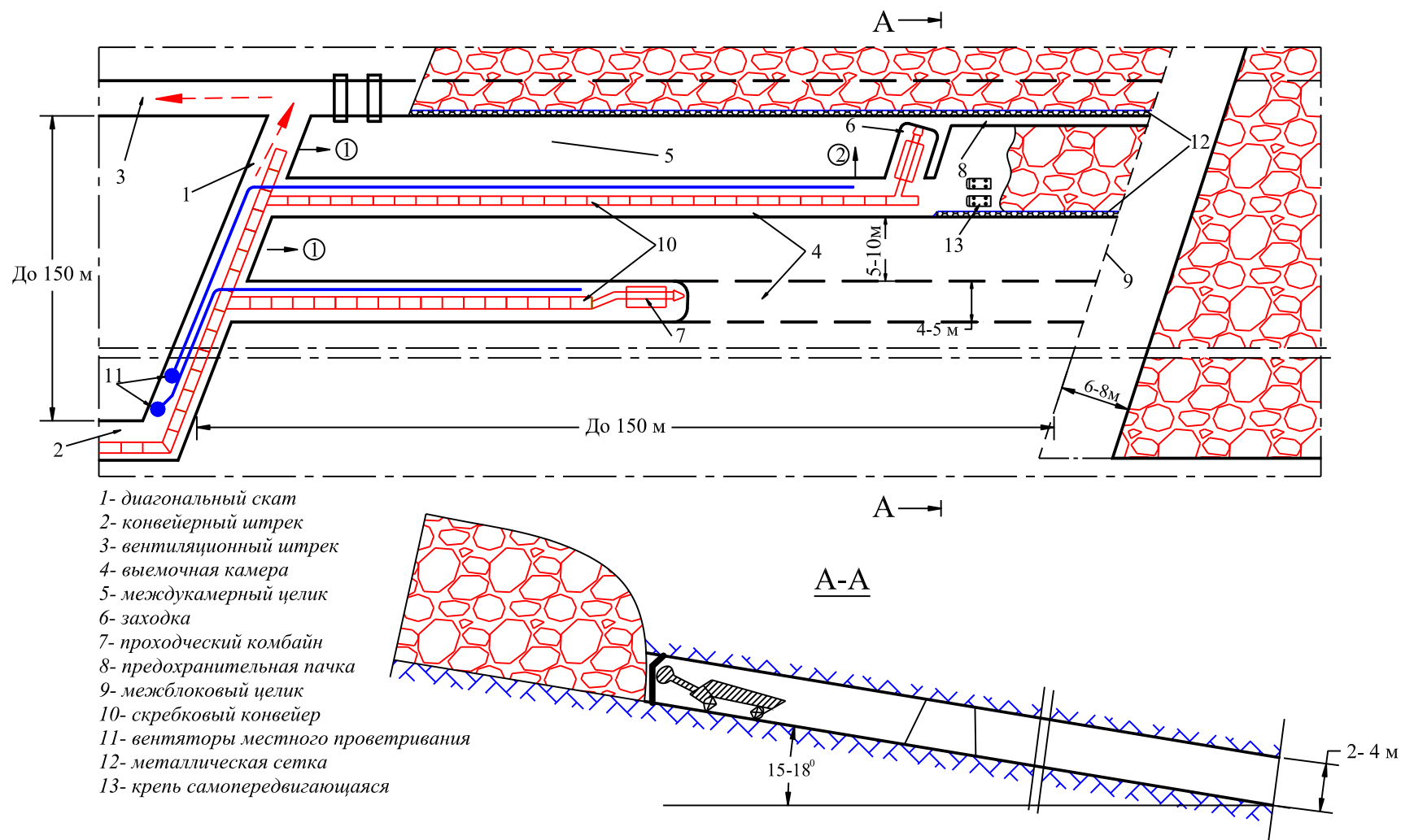


Рис. 2.21 - Технологическая схема с использованием камерно-столбовой системы разработки при углах падения пласта от $15-18^{\circ}$ и выемкой угля проходческими комбайнами с расположением камер по простиранию и заходок по восстанию с укладкой металлической сетки на почву пласта и оставлением предохранительной пачки угля

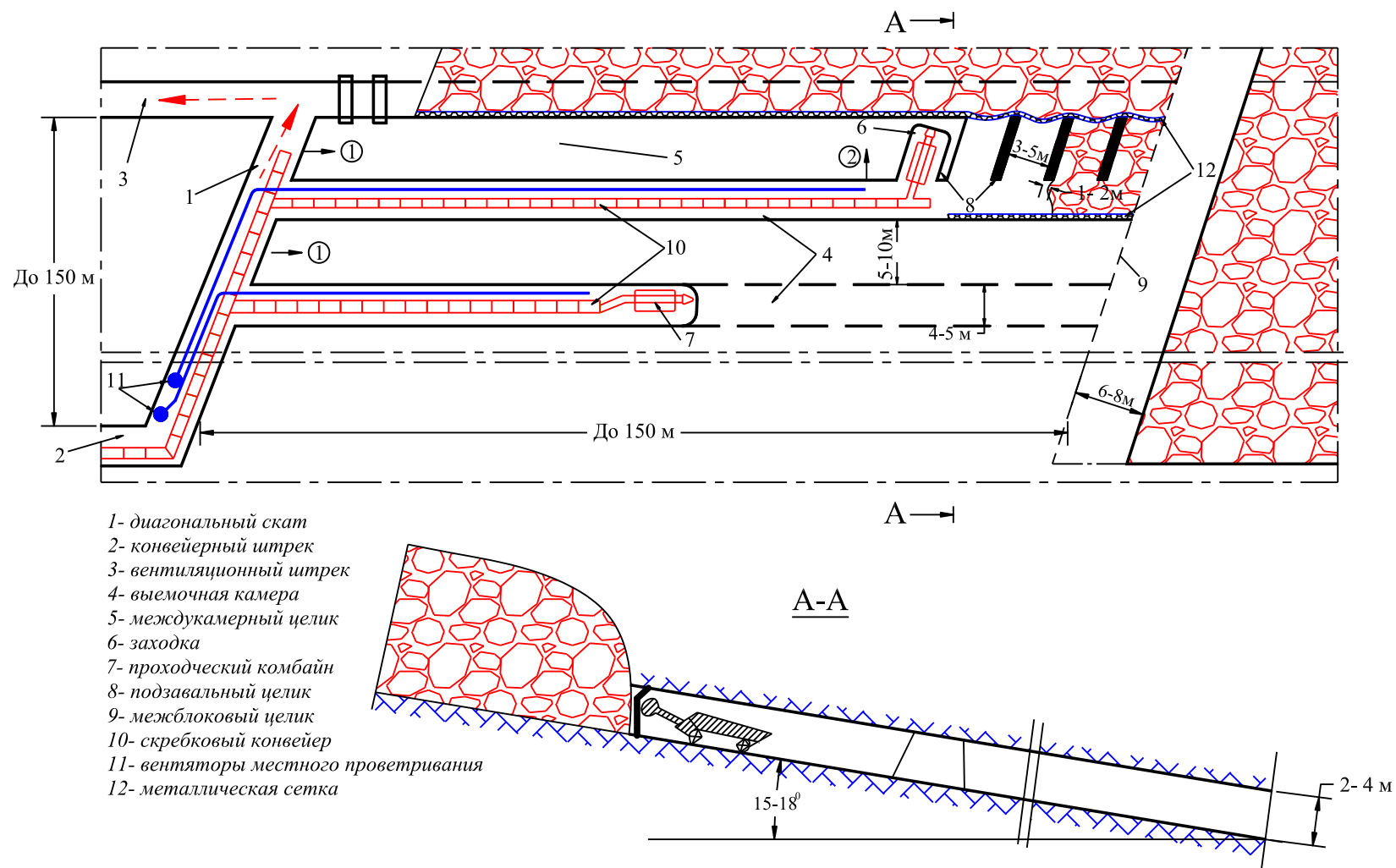


Рис.2.22 - Технологическая схема с использованием камерно-столбовой системы разработки при углах падения пласта от $15-18^{\circ}$ и выемкой угля проходческими комбайнами с расположением камер по простиранию, а заходок по восстанию с укладкой металлической сетки на почву пласта и оставлением подзавальных целиков

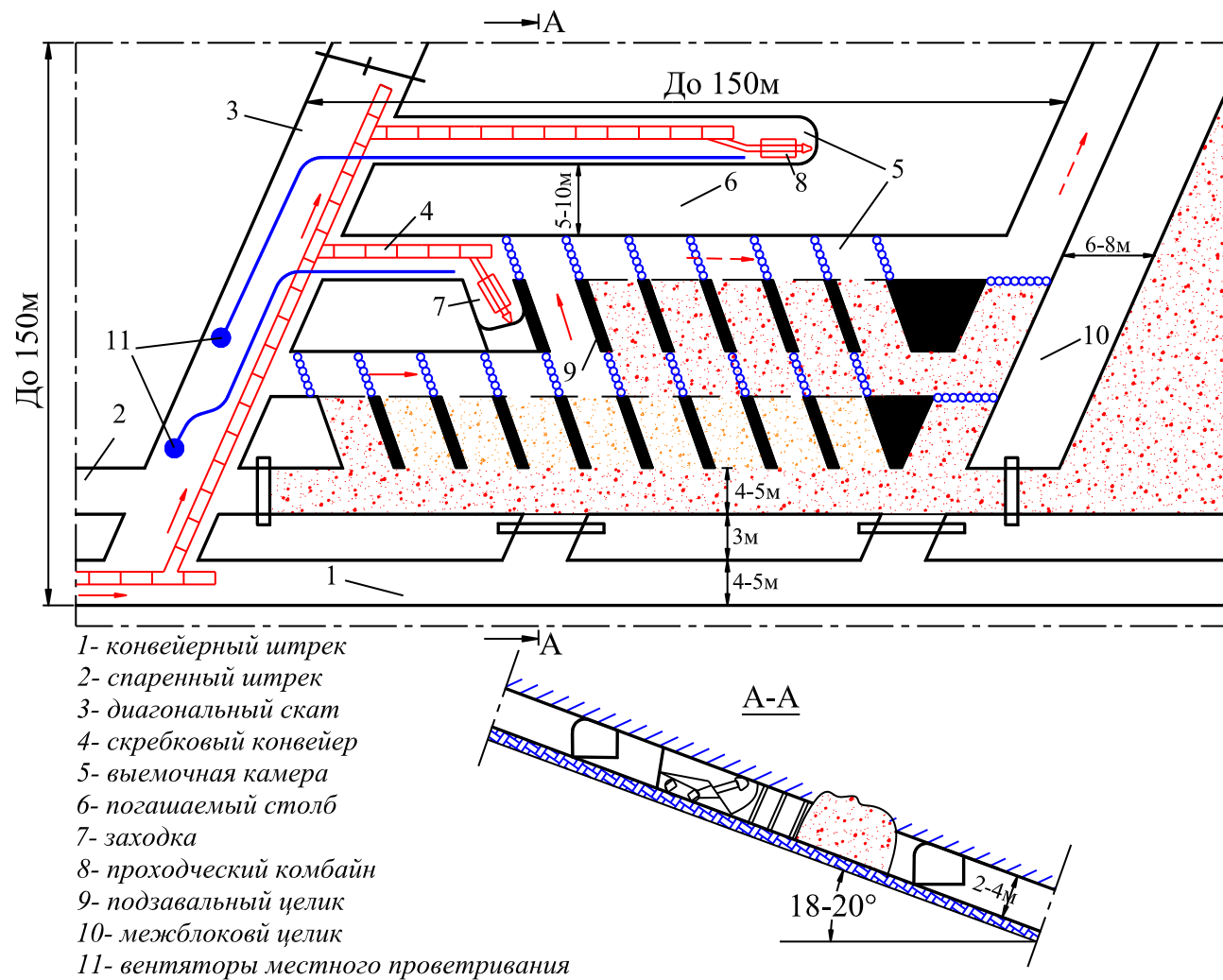


Рис. 2.23 - Технологическая схема с использованием камерно-столбовой системы разработки при углах падения пласта от $18-20^0$ и выемкой угля проходческими комбайнами с расположением камер по простиранию и заходов по падению с закладкой выработанного пространства

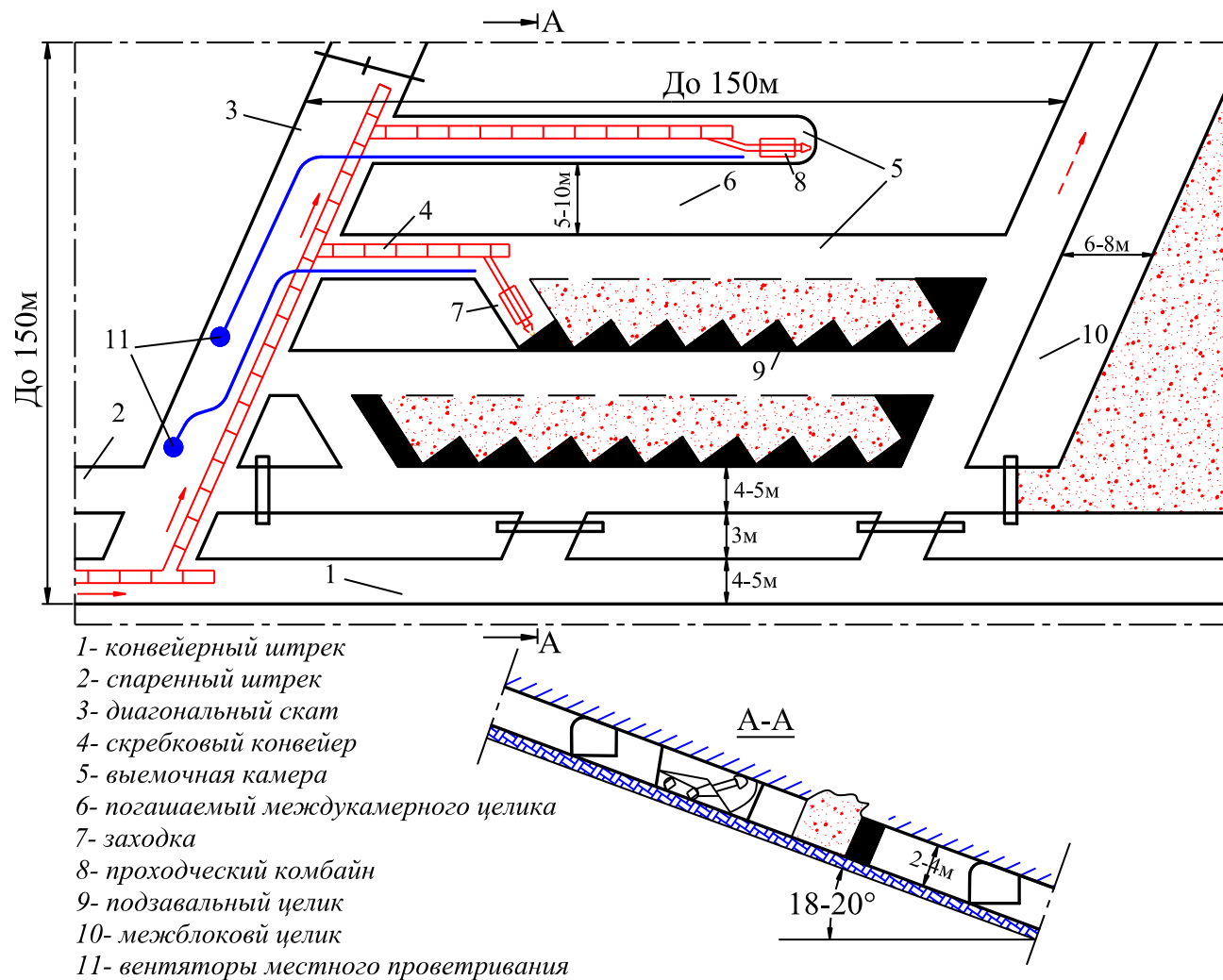


Рис. 2.24 - Технологическая схема с использованием камерно-столбовой системы разработки при углах падения пласта от $18-20^{\circ}$ и выемкой угля проходческими комбайнами с расположением камер по простиранию и заходов по падению с закладкой выработанного пространства

На основании проведенного анализа технологии отработки наклонных угольных пластов средней мощности на шахтах Вьетнам, а также мирового опыта подземной угледобычи и разработанных технологических схем, нами были разработаны направления технологии и блок-схема выбора системы разработки наклонных угольных пластов средней мощности Куангнинского угольного бассейна, которые приведены на рис.2.25 и рис.2.26.

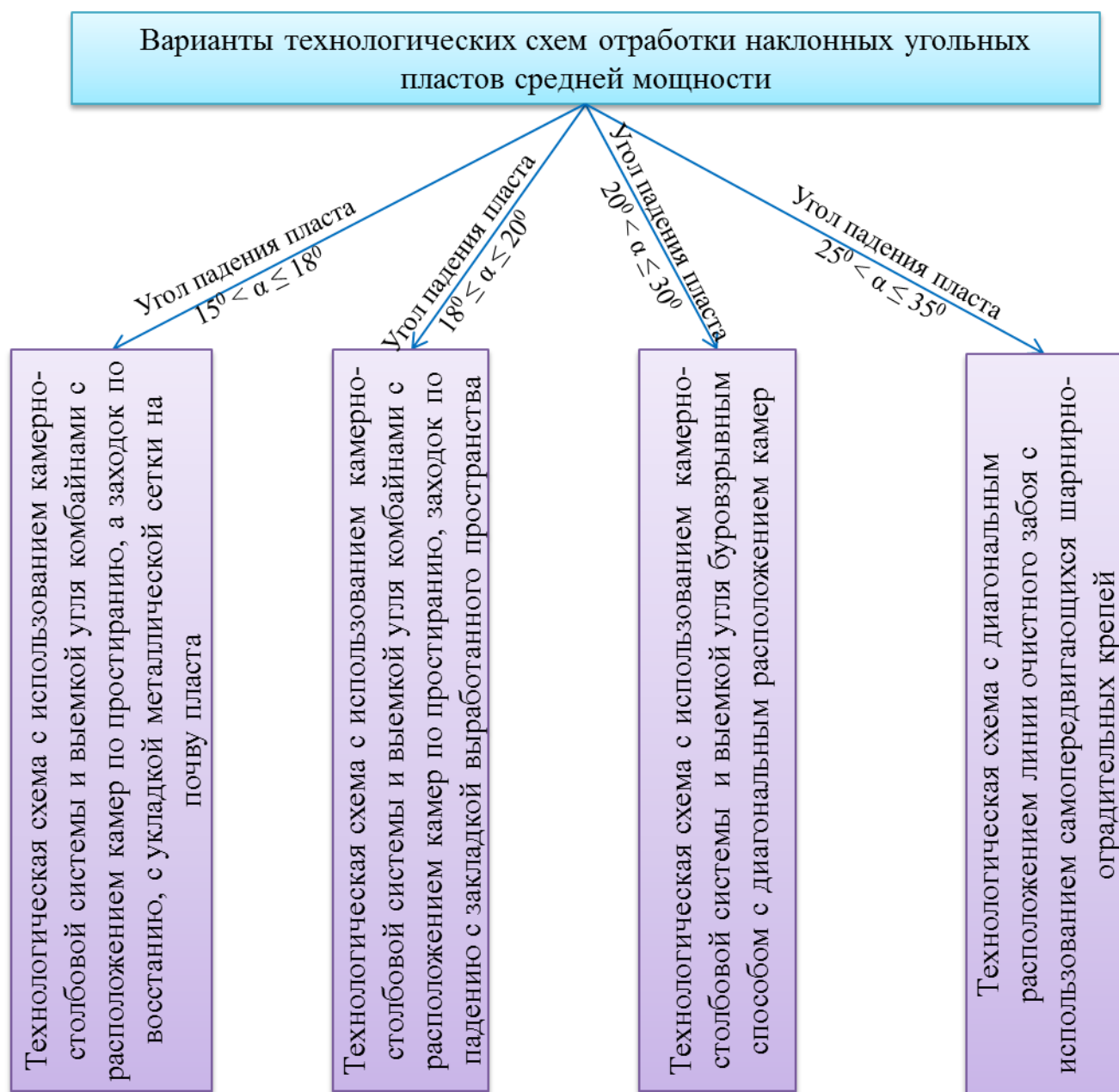


Рис. 2.25 - Направление технология отработки наклонных угольных пластов средней мощности Куангнинского угольного бассейна

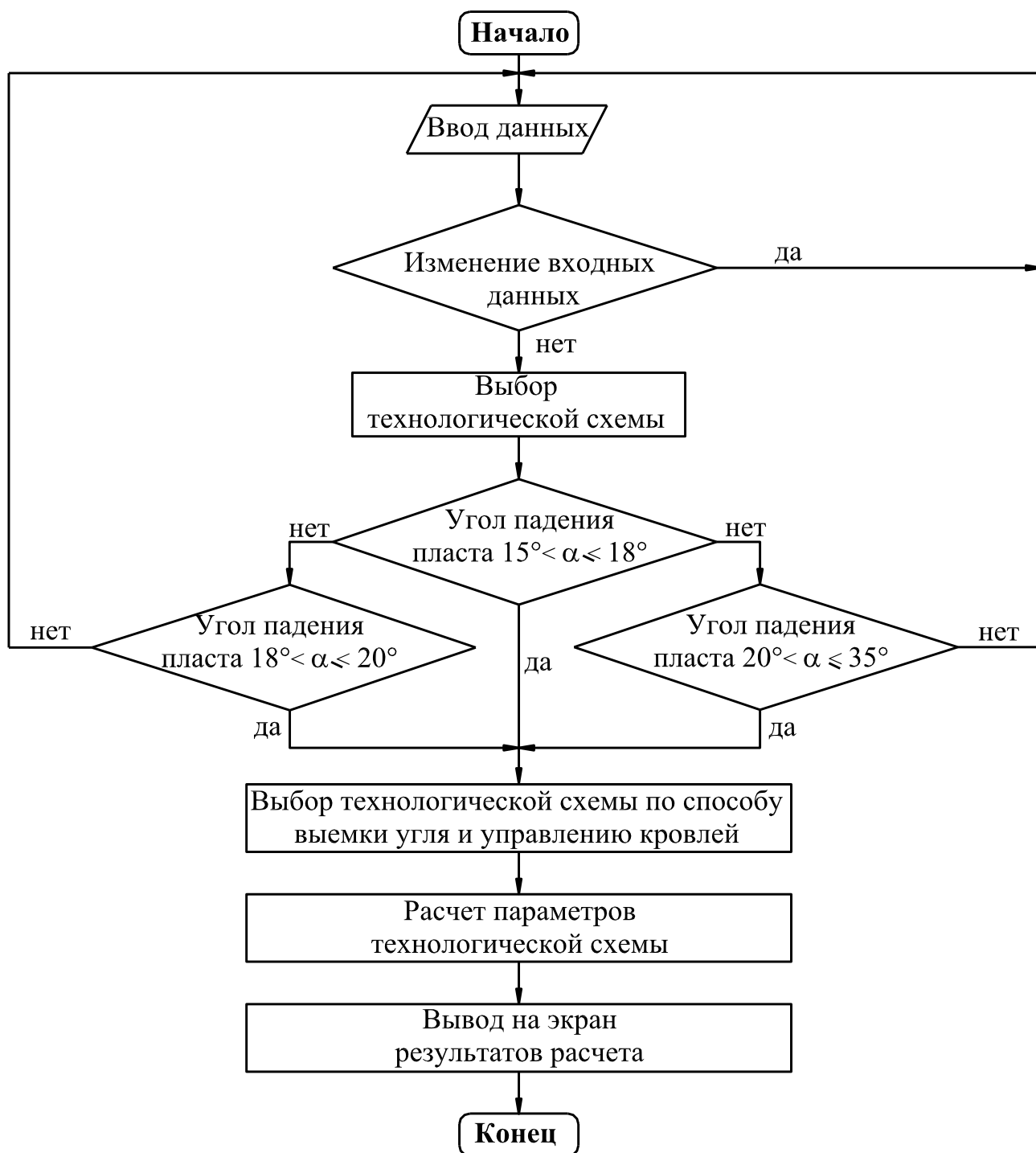


Рис.2.26 - Блок-схема алгоритма выбора системы разработки наклонных угольных пластов средней мощности

Выводы

1. Учитывая специфические горно-геологические условия залегания наклонных угольных пластов ($15^0 \leq \alpha \leq 35^0$) средней мощности, нами были разработаны рекомендации и варианты технологических схем по отработке блоков с использованием камерно-столбовой системы разработки.
2. Оптимизация горных работ при отработке наклонных угольных пластов средней мощности, при ограниченных запасах в выемочном поле, осуществлена на основе аналитических и шахтных экспериментов, путем рационализации пространственно-планировочных решений, применения камерно-столбовой системы разработки с оптимальными размерами предохранительных целиков по факторам управления горным давлением и уровню потерь угля.
3. Разработана технологическая схема отработки наклонных угольных пластов с диагональным расположением линии очистного забоя и предложены технические решения по креплению очистного забоя самопередвигающимися шарнирно-оградительными крепями объединенных в общую кинематическую связь.

3. Аналитические исследования по обоснованию параметров технологии отработки наклонных угольных пластов средней мощности Куангинского угольного бассейна.

3.1. Аналитические исследования по обоснованию оптимального угла разворота горных выработок в зависимости от угла падения пласта.

Один из основных элементов технологической схемы отработки наклонных угольных пластов средней мощности камерно-столбовой системой разработки заключается, в диагональном расположении линии горных выработок (рис. 3.1) относительно горизонтальной плоскости в зависимости от угла падения пласта, с целью создания благоприятных условий для транспортирования угля конвейером и передвижения комбайна при проведении наклонных горных выработок [56].

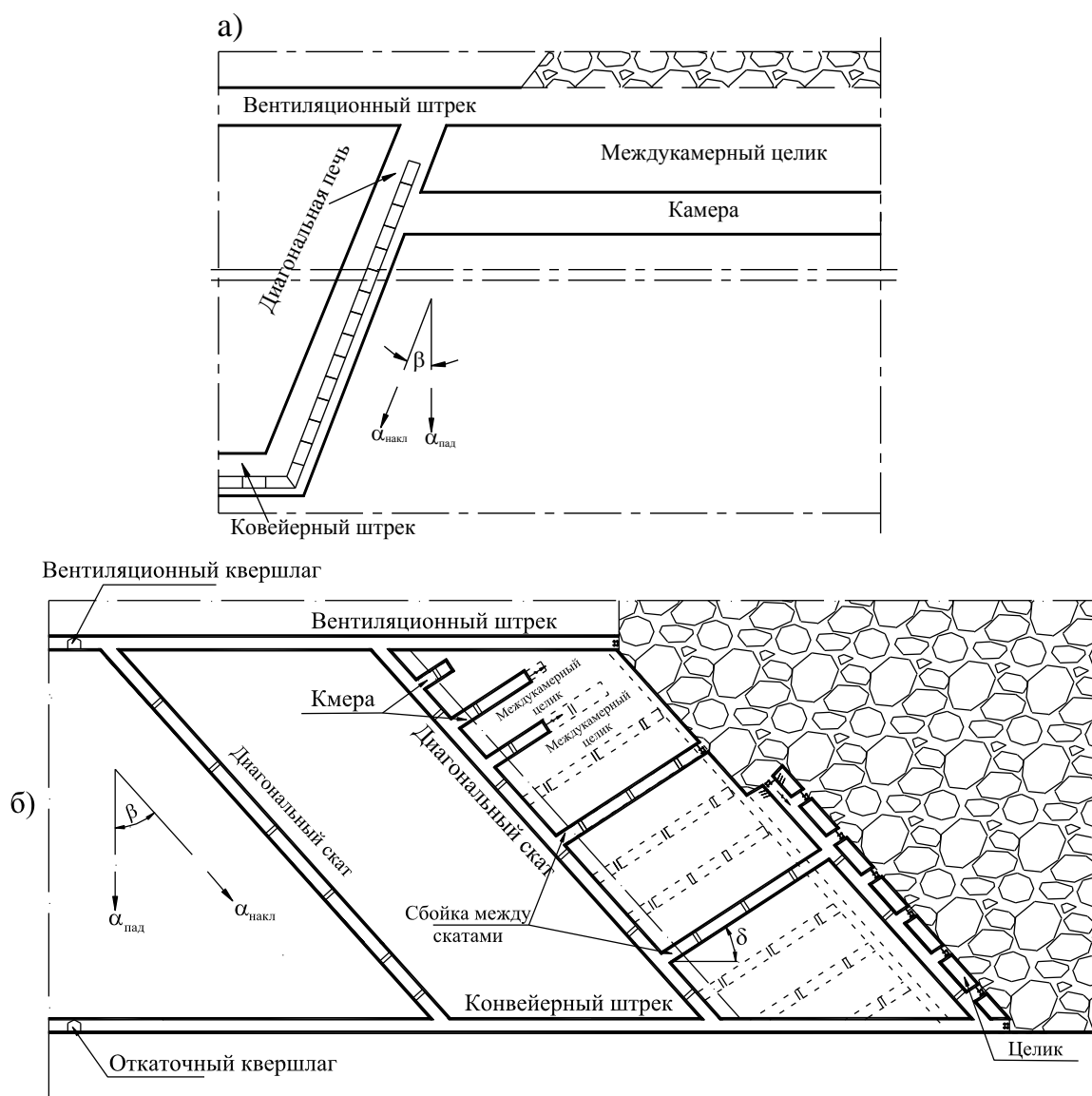
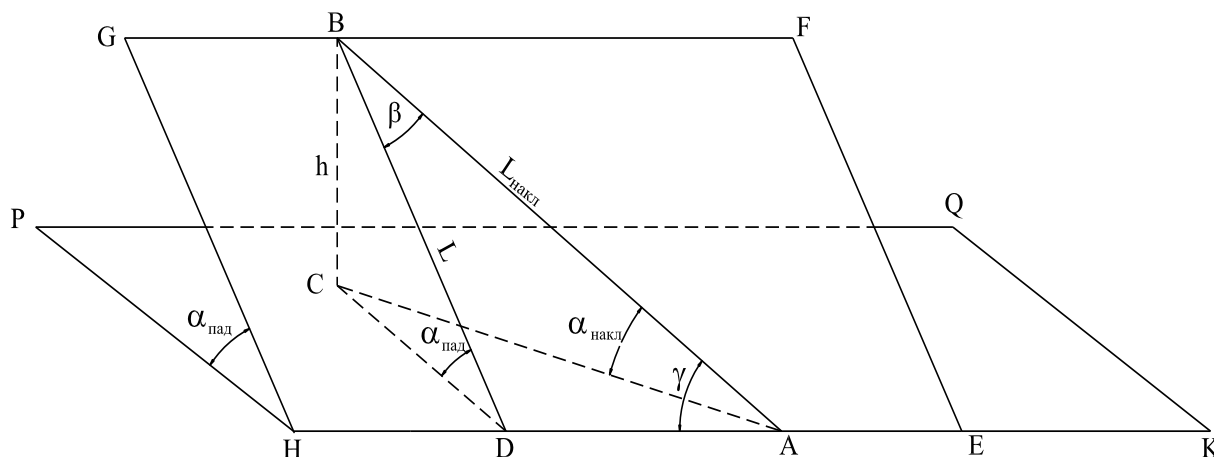


Рис. 3.1 - Технологическая схема для подготовки и отработки наклонных угольных пластов средней мощности камерно-столбовой системой

Для обоснования оптимального угла разворота горных выработок в зависимости от угла падения пласта (рис.3.1) и выведения аналитического выражения, отражающих связь между изменением угла наклона горной выработки и забоя ($\alpha_{\text{накл}}$) от угла диагонального положения горных выработок (γ) при различных углах падения пластов, нами была составлена и рассмотрена схема (рис. 3.2).



EFGH – плоскость пласта; *KQPH* – горизонтальная плоскость; *EH*, *FG* – линия проектирования; *EF*, *HG* – линия падения; *h* – вертикальная высота этажа; *L* – наклонная длина этажа; $\alpha_{\text{пад}}$ – угол падения пласта; $\alpha_{\text{накл}}$ – угол наклона угольного пласта; γ – угол диагонального положения горных выработок;

Рис.3.2 - Схема для расчета зависимости уменьшения угла наклона горной выработки и наклона забоя от угла диагонального положения горных выработок при различных углах падения пласта

Из прямоугольного треугольника *BCD*, определяется вертикальная высота этажа:

$$h = L \cdot \sin \alpha_{\text{пад}} \quad (3.1)$$

Из прямоугольного треугольника *ABD*, определяется новая длина горной выработки:

$$L_{\text{накл}} = \frac{L}{\sin \gamma} \quad (3.2)$$

Из прямоугольного треугольника *ABC*, определяется угол наклона горной выработки:

$$\sin_{\text{накл}} = \frac{h}{L_{\text{накл}}} \quad (3.3)$$

Следовательно, для обоснования связи между углом падения пласта ($\alpha_{\text{пад}}$) и углом наклона горной выработки $\alpha_{\text{накл}}$, приравняв выражения (3.2) и (3.3), формула имеет вид :

$$\sin \alpha_{\text{накл}} = \frac{L \cdot \sin \alpha_{\text{пад}}}{L \sin \gamma} \quad (3.4)$$

Проанализировав значение входящих в формулу (3.4) величин и произведя преобразования, в окончательном виде получим формулу, которая обеспечивает связь между углом наклона горной выработки и падения угольного пласта ($\alpha_{\text{накл}}$ и $\alpha_{\text{пад}}$), которую удобнее будет записать следующем виде:

$$\sin \alpha_{\text{накл}} = \sin \alpha_{\text{пад}} \cdot \sin \gamma, \quad (3.5)$$

На основании полученного аналитического выражения (3.5) и принятых углов падения пластов $\alpha_{\text{пад}}$, согласно классификации ХИГНиТ ($15^\circ, 20^\circ, 25^\circ, 30^\circ, 35^\circ$), нами были проведены вычисления, которые приведены в таблице 3.1 и на основании которых были построены кривые отражающие связь между изменением угла наклона горной выработки $\alpha_{\text{накл}}$ от угла диагонального его положения γ , град при различных углах падения пластов $\alpha_{\text{пад}}$, которые показаны на рис.3.3.

Таблица 3.1- Расчетные значения угла наклона горных выработок от угла диагонального расположения горных выработок относительно горизонтальной плоскости.

$\alpha_{\text{пад}} = 15^\circ$		$\alpha_{\text{пад}} = 20^\circ$		$\alpha_{\text{пад}} = 25^\circ$		$\alpha_{\text{пад}} = 30^\circ$		$\alpha_{\text{пад}} = 35^\circ$	
$\alpha_{\text{накл}}$	γ	$\alpha_{\text{накл}}$	γ	$\alpha_{\text{накл}}$	γ	$\alpha_{\text{накл}}$	γ	$\alpha_{\text{накл}}$	γ
.	0	0.00	0	.00	0	0.00	0	0.00	0
1.29		1.71	5	2 11	5	2.50	5	2.87	5
.58	10	3.40	1	4.21	1	4.98	10	5.72	10
3.84	15	5.08	15	6.28	15	7.44	15	8.54	5
5.08	20	6.72	2	8.31	2	9.85	20	11. 1	20
6 28	25	8.31	25	10.29	25	12.20	25	14 3	25
7.44	30	9.8		12.20	30	14.48	3	16.67	30
8.54	35	11.31	3	14.03	35	16.67	35	19.21	35
9.58	4	2.70	40	15 76	40	18.75	40	21.63	40
10.5	45	14.00	45	17.39	45	20.70	45	23.93	45
11.	50	15.19	50	.89	50	22.52	50	26.06	50
12.24	55	16.2	55	20.25	5	24.18	55	28.02	55
12.95	60	17.23	60	21.47	60	25.66	60	29.78	60
13.57	65	18.06	65	2 52	65	26. 5	65	31.32	65
14.08	70	8.75	7	23.40	70	28.02	70	32.61	70
14.48	75	19.29		24.09	75	2 88	75	33.64	75
14.77	0	19.68	80	24.59	80	29.50	0	34.39	80
14.94	85	19.92	85	24.90	85	9.87	85	34.85	85
1 00	90	20.00	90	25.00	90	0 00	90	35. 0	90

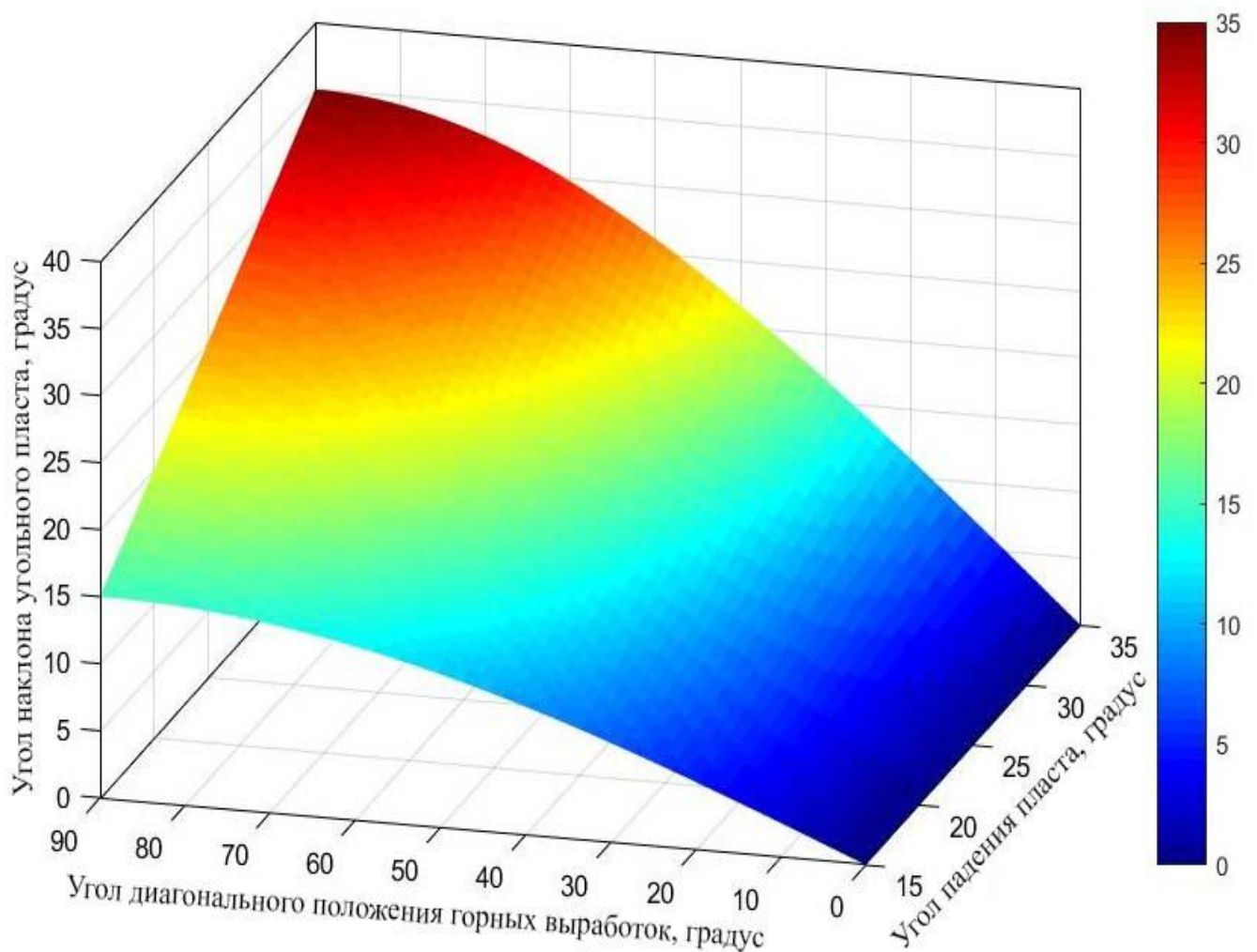


Рис.3.3 – Зависимость изменение угла наклона горной выработки $\alpha_{\text{накл}}$ от угла его диагонального положения γ при различных углах падения пластов $\alpha_{\text{пад}}$

При угле падения угольного пласта $30 \div 35^\circ$ необходимо диагональный скат провести под углом 25° по отношению к горизонту, при этом угол диагонального положения горной выработки составит 58° (при угле падения пласта $\alpha_{\text{пад}} = 30^\circ$) или 47° (при угле падения пласта $\alpha_{\text{пад}} = 35^\circ$).

Для обоснования изменения длины выработки от угла диагонального положения горных выработок в зависимости от угла падения пласта на основании аналитического выражения $L_{\text{накл}} = L / \sin \gamma$ был построен предел изменения длины выработки, который показан на рис.3.4.

На основании установленных закономерностей изменения диагонального положения линии горных выработок (скатов, печей) в зависимости от угла падения угольного пласта, позволяют производить пространственно-

планировочные решения по раскройке этажа, с целью повышения эффективности отработки выемочных блоков, в зависимости от принятой технологической схемы, зависящей от горно-геологических условий и принятых средств комплексной механизации.

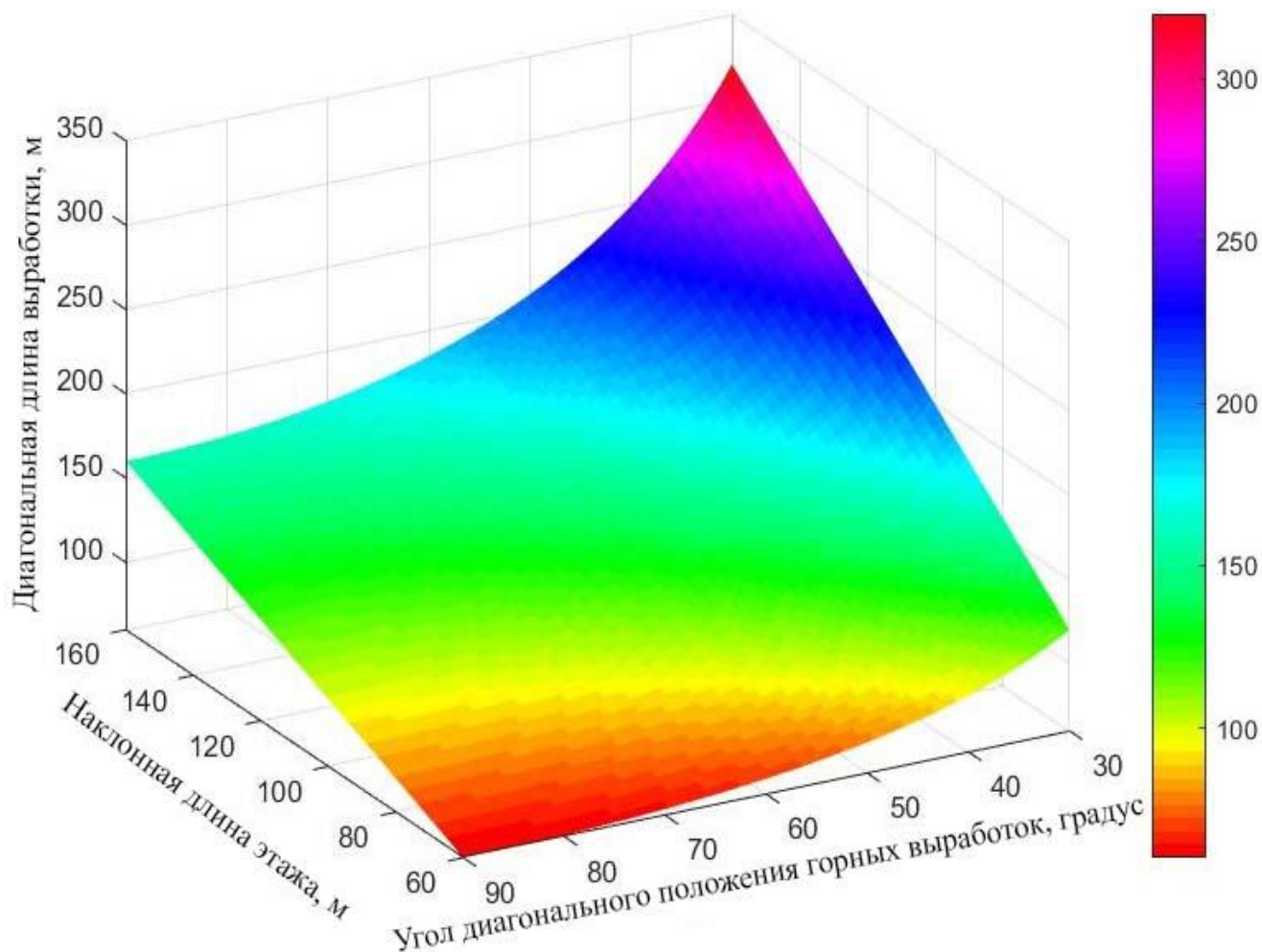


Рис.3.4 - Зависимость изменения длины горной выработки от угла его диагонального положение при различных углах падения пласта

3.2. Аналитические исследования по обоснованию параметров предохранительной пачки угля при использовании камерно-столбовой системы разработки с выемкой угля буровзрывным способом.

При отработке наклонных и крутонаклонных пластов средней мощности на шахтах бассейна Куангнинь с использованием камерно-столбовой системы разработки и выемкой угля буровзрывным способом, эффективность её применения заключается в том, что необходимо точно определять параметры технологические в зависимости от глубины разработки, угла падения и мощность пласта, а также устойчивости кровли и принятого порядка управления горным давлением. В связи с этим, для повышения эффективности и достижения присущих ей высоких показателей, необходимо проведение натурных наблюдений и вычисление большого объёма массива данных, - по изучению опасности внезапных обрушений нависающего угольного массива, влияния глубины разработки, залегания угольного пласта, а также определению деформации и несущей способности ленточных угольных целиков с различными размерами.

При отработке пласта камерно-столбовой системой разработки различают понятие о целиках-столбах (междукамерных целиках), которые погашаются из камер обратным ходом, о предохранительных целиках угля, оставляемых на границе каждого междукамерного целики. Во всех случаях предохранительные целики угля необходимы для обеспечения минимального сдвижения подрабатываемых пород кровля в действующих забоях в течение необходимого времени и безопасности работ.

От размеров предохранительных целиков и поперечного сечения горных выработок соотношения их размеров, площади отработанных участков, залегания угольного пласта, глубины горных работ, а также от характера и величины деформация горных пород в значительной степени зависит сложность расчетных схем, по определению размеров оставленных угольных целиков.

Задача расчета предохранительных целиков требует решения следующих вопросов:

- расчет несущей способности предохранительных целиков угля;
- определение нагрузки, действующей на предохранительный целик;
- выбор коэффициента запаса прочности.

Для оценки прочности предохранительных целиков, первый метод, который предложил Турнер показал, что предохранительный целик несет нагрузку от веса всей вышележащей толщи пород, поэтому для проверки прочности угольных целиков может быть использовано условное уравнение [72-78]:

$$\frac{s_{ц}}{S_p} > \frac{\gamma \cdot H}{\sigma_{сж}} \quad (3.6)$$

где: $s_{ц}$ - суммарная площадь предохранительных целиков, м;

S_p - суммарная площадь разработки, м;

γ – плотность пород, МН/м;

H - глубина разработки, м;

$\sigma_{сж}$ - предел прочности на сжатие, Мпа.

На основе гипотетического использования Турнера в своей работе академик Л.Д. Шевяков развил метод расчета междукammerных целиков [72-74]. В своих исследованиях Л.Д. Шевяков ввел в условие прочности Турнера коэффициент запаса и коэффициент формы, а также предложил конкретные формулы для расчета ленточных и столбчатых междукammerных целиков. Расчетная схема Л. Д. Шевяков представлена на рис. 3.5, рис. 3.6.

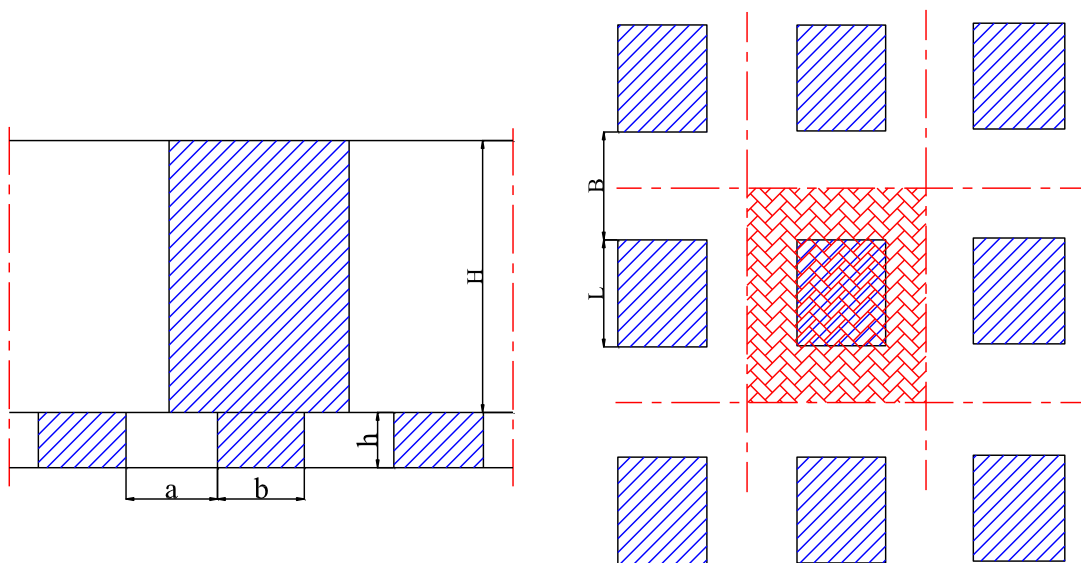


Рис.3.5 - Схема нагружения столбчатого междукammerных целиков

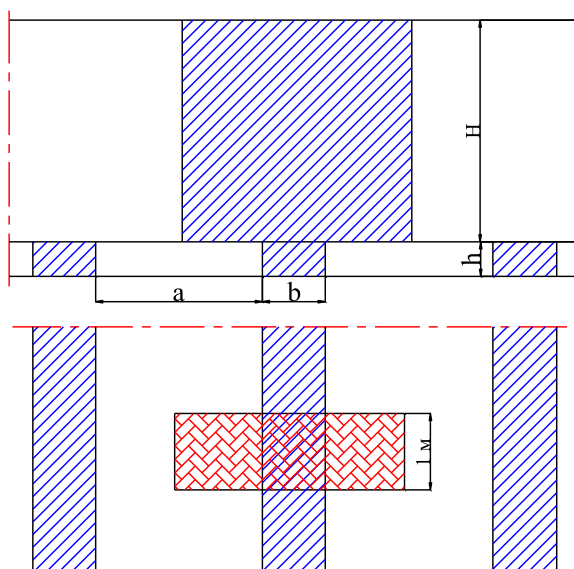


Рис.3.6 - Схема нагружения ленточного целика

По гипотезе Л.Д. Шевякова, который рекомендует вести расчет ленточных опорных целиков при горизонтальном залегании месторождения. Расчет ширины ленточного целика на прочность при большом количестве достаточно длинных камер и целиков по методу Л. Д. Шевякова производится на основе положенного давления на целик, равному весу всей толщи пород над целиком до земной поверхности [72, 73].

Междукамерные целики, при отработке наклонных угольных пластов, испытывают не только вес налегающей толщи пород, которая определяет основную нагрузку на целики, но и силы бокового давления, составляющие которых на контакте «целик-кровля» формируют нормальные и касательные напряжения (рис.3.7) [79, 80].

Исходя из результатов шахтных наблюдений и теоретических исследований, угол падения угольного пласта усиливает совместное действие напряжения сохраняя устойчивость целиков, либо обуславливает сдвиг по наклонной разнородной поверхности массива горных пород.

Тогда нагрузка на целик определяется:

$$P = P_v \cdot \cos \alpha + P_H \cdot \sin \alpha = \gamma \cdot H \cdot (\cos \alpha + \lambda \cdot \sin \alpha); \text{ Т/м}^2$$

Где: λ – коэффициент бокового давления в зависимости от коэффициента

Пуассона: $\lambda = \frac{\mu}{1 - \mu}$

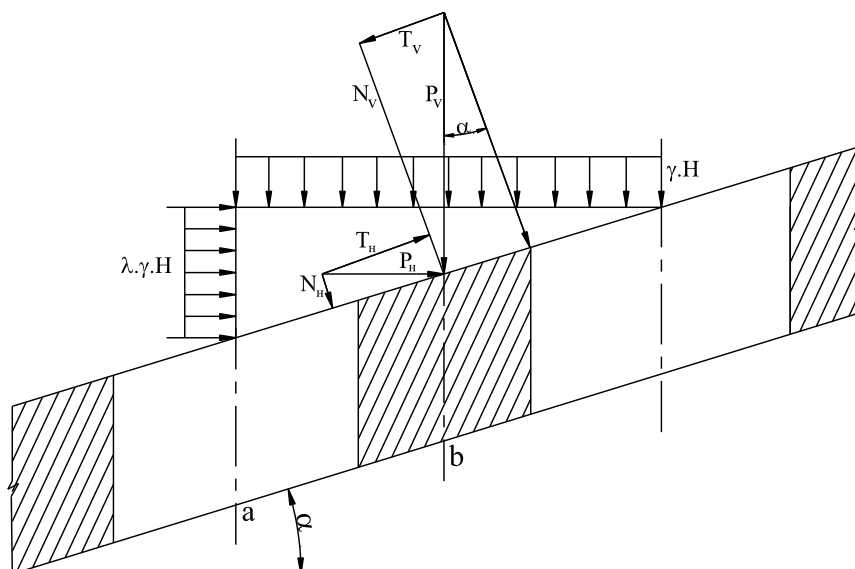


Рис.3.7 - Схема распределения нагрузок на целики при наклонном падении пласта

При отработке наклонных и крутонаклонных угольных пластов средней мощности на шахтах в бассейне Куангнй камерно-столбовой системой разработки с выемкой междукammerного целика БВР (рис. 3.8), по методике Л.Д. Шевякова произведен контрольный расчет ленточных целиков, учитывающий влияние угла падения угольного пласта.

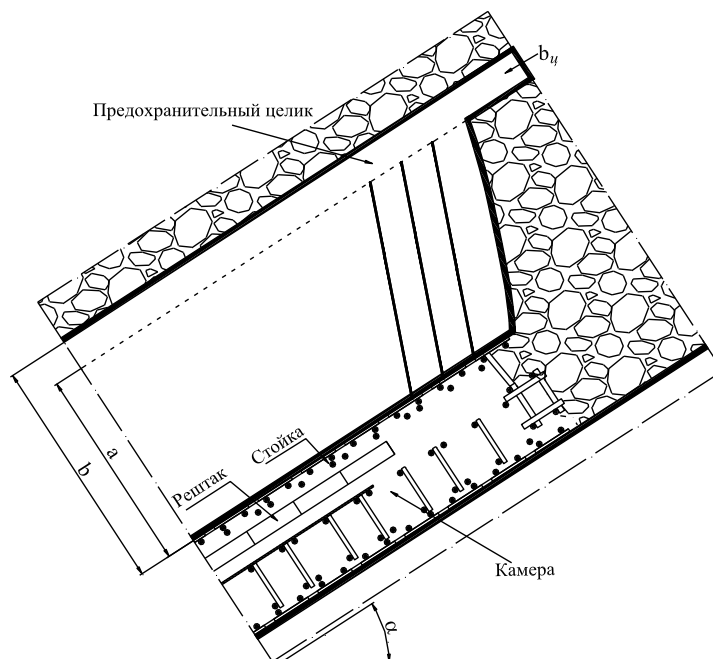


Рис. 3.8 - Схема расчета предохранительного целика

Нагрузка на целик составляет:

$$P = \gamma_{\Pi} \cdot H \cdot (\cos \alpha + \lambda \cdot \sin \alpha) \cdot (a + b_{\text{ц}}) \cdot l + \gamma_y \cdot m \cdot (\cos \alpha + \lambda \cdot \sin \alpha) \cdot b_{\text{ц}} \cdot l; \quad (3.7)$$

Где: $b_{\text{ц}}$ – ширина предохранительного целика, м;

a – полезная ширина вынимаемого междукammerного целика, м;

l – длина камеры, м;

H – глубина от поверхности до целика, м;

m – мощность пласта, м;

γ_{Π} – средняя плотность породной толщи до поверхности, т/м³;

γ_y – средняя плотность угля, т/м³;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности угля в целике, Мпа;

α – угол падения пласта, градус;

λ – коэффициент бокового давления.

Ширина предохранительного целика определена так, чтобы удовлетворялось условие: $\frac{\sigma_{сж}}{n} \geq \frac{P}{s_{ц}}$

Где: $s_{ц}$ – площадь предохранительной пачки, м;

n – коэффициент запаса прочности, $n = 1 \div 3$;

P – нагрузка на предохранительный целик, т.

Тогда получим:

$$\frac{\sigma_{сж}}{n} = \frac{\gamma_{\Pi} \cdot H \cdot (\cos \alpha + \lambda \cdot \sin \alpha) \cdot (a + b_{ц}) \cdot l + \gamma_y \cdot h \cdot (\cos \alpha + \lambda \cdot \sin \alpha) \cdot b_{ц} \cdot l}{b_{ц} \cdot l}$$
$$b_{ц} = \frac{a \cdot \gamma_{\Pi} \cdot H}{\frac{\sigma_{сж}}{(\cos \alpha + \lambda \cdot \sin \alpha) \cdot n} - \gamma_{\Pi} \cdot H - \gamma_y \cdot m} = \frac{a}{\frac{\sigma_{сж}}{n \cdot \gamma_{\Pi} \cdot H \cdot (\cos \alpha + \lambda \cdot \sin \alpha)} - \frac{\gamma_y \cdot m}{\gamma_{\Pi} \cdot H} - 1} \quad (3.8)$$

В целом целики должны обеспечивать безопасность ведения горных работ, а также при неблагоприятных условиях необходимо будет принимать определенные меры предосторожности. В расчетах коэффициент запаса прочности является главным фактором для обоснования ширины предохранительных угольных целиков. В этом случае ширина предохранительных угольных целиков будет определяться по выше приведенной формуле при условии, что коэффициент запаса прочности $n=1$ и $n=2$ [81, 82].

Для горно-геологических условий Куангниньского угольного бассейна основным видом угля является антрацит, плотность которого колеблется от 1.6 ÷ 2.0 т/м³, средняя 1,7 т/м³.

Вмещающие породы представлены песчаниками, алевролитами, мелкозернистыми песчаниками и аргиллитами, плотность которых в массиве колеблется от 2.0 ÷ 3.0 т/м³, средняя 2,6 т/м³.

Результат расчета зависимости ширины предохранительных угольных целиков для горно-геологических условий Куангнинского угольного бассейна от

глубины горных работ и углов падения пласта $\alpha_{\text{пад}}$ (25^0 , 30^0 , 35^0) при использовании камерно-столбовой системы и выемкой угля буровзрывным способом при отработке наклонных угольных пластов средней мощности, представлены в таблице 3.2 и на рис.3.9.

Таблица 3.2 - Результаты ширины предохранительных угольных целиков в зависимости от угла падения пласта при $n = 1$ и $n = 2$ и глубины ведения горных работ.

$\alpha = 25^0$			$\alpha = 30^0$			$\alpha = 35^0$		
H	$b_{\text{ц}} (n = 1)$	$b_{\text{ц}} (n = 2)$	H	$b_{\text{ц}} (n = 1)$	$b_{\text{ц}} (n = 2)$	H	$b_{\text{ц}} (n = 1)$	$b_{\text{ц}} (n = 2)$
60	0,4	0 77	60	0,47	0,73	60	0,44	0,69
80	0,67	1,07	80	0, 4	1,02	80	0,60	0,95
100	0,87	1,40	100	0 2	1,33	100	0,77	1,24
120	1,07	1,77	120	1,02	1,67	120	0,95	1,55
140	1,29	2,17	140	1,2	2 04	140	1,14	1,89
160	1,52	2,61	160	1,43	2,45	160	1,34	2,27
180	1,76	3,11	180	1,66	2,90	180	1,55	2,68
200	2,03	3,67	200	1,91	3,41	200	1,77	3,13
220	2,31	4,30	220	2,17	3,98	220	2,01	3,63
240	2,61	5,0	240	2,44	4,62	240	2,26	4,19
260	2,93	5,84	260	2,74	5,34	260	2,53	4,82

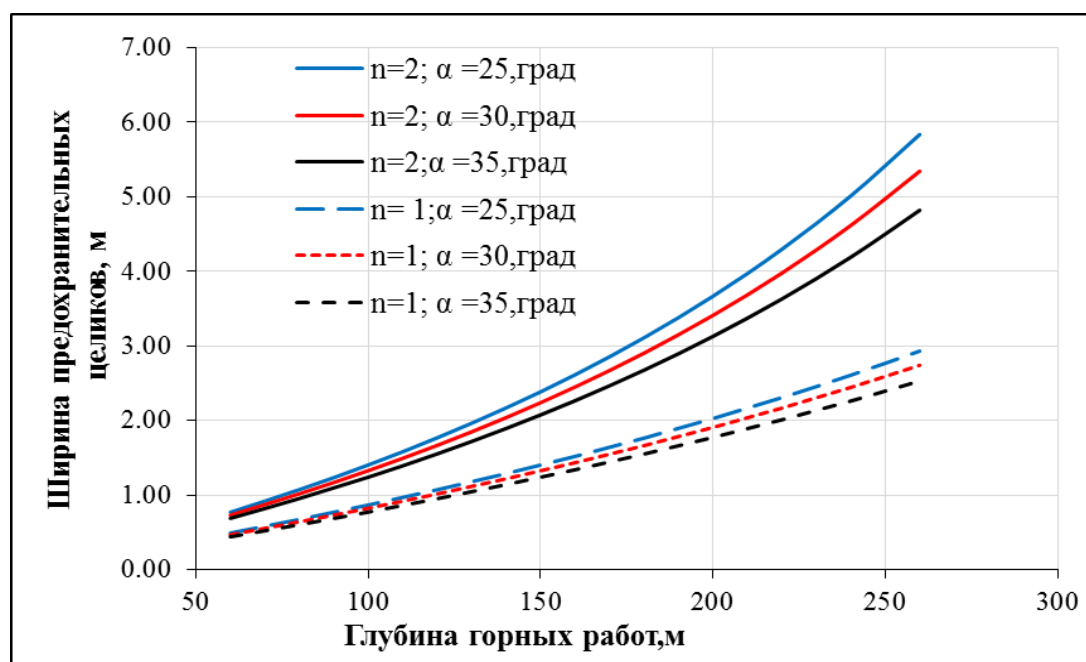


Рис.3.9 - Зависимость ширины предохранительного целика от глубины ведения горных работ при различных коэффициентах запаса прочности угольного целика и угла падения пласта.

Из таблицы 3.2 и приведенного графика рис.3.9 следует, что ширина предохранительного целика в основном зависит от глубины горных работ и угла падения пласта. При увеличении глубины горных работ при отработке угольных пластов и использованием камерно-столбовой системы с выемкой угля буровзрывным способом допустимая ширина предохранительного целика тоже увеличивается, наоборот при уменьшении угла падения допустимая ширина предохранительного целика тоже уменьшается, при $H=120$ м ($\alpha = 25^\circ$, $b_{ц} = 1,07$ м; $\alpha = 30^\circ$, $b_{ц} = 1,02$ м; $\alpha = 35^\circ$, $b_{ц} = 0,95$ м).

На основании полученного аналитического выражения (3.8) для условий шахт бассейна Куангнинь с глубиной ведения горных работ 120м и принятыми различными размерами ширины вынимаемого междукammerного целика, а ($a= 5$ м, 6 м, 7 м, 8 м). С помощью программы Microsoft Excel проведены вычисления, которые представлены в таблице 3.3 и построены кривые, характерно отражающие зависимость ширины предохранительного целика от предела прочности угля на сжатие при различной ширине междукammerного целика, которые показаны на рис. 3.10.

Таблица 3.3 - Расчет ширины предохранительных угольных целиков при различных размерах вынимаемого междукammerного целика

a= 5 м		a= 6 м		a= 7 м		a= 8 м	
$\sigma_{сж}$	$b_{ц}$	$\sigma_{сж}$	$b_{ц}$	$\sigma_{сж}$	$b_{ц}$	$\sigma_{сж}$	$b_{ц}$
8	2,24	8	2,68	8	3,13	8	3,58
9	1,89	9	2,27	9	2,65	9	3,03
10	1,64	10	1,97	10	2,30	10	2,62
11	1,45	11	1,74	11	2,03	11	2,31
12	1,29	12	1,55	12	1,81	12	2,07
13	1,17	13	1,41	13	1,64	13	1,87
14	1,07	14	1,28	14	1,50	14	1,71
15	0,98	15	1,18	15	1,38	15	1,57
16	0,91	16	1,09	16	1,27	16	1,46
17	0,85	17	1,02	17	1,19	17	1,36
18	0,79	18	0,95	18	1,11	18	1,27

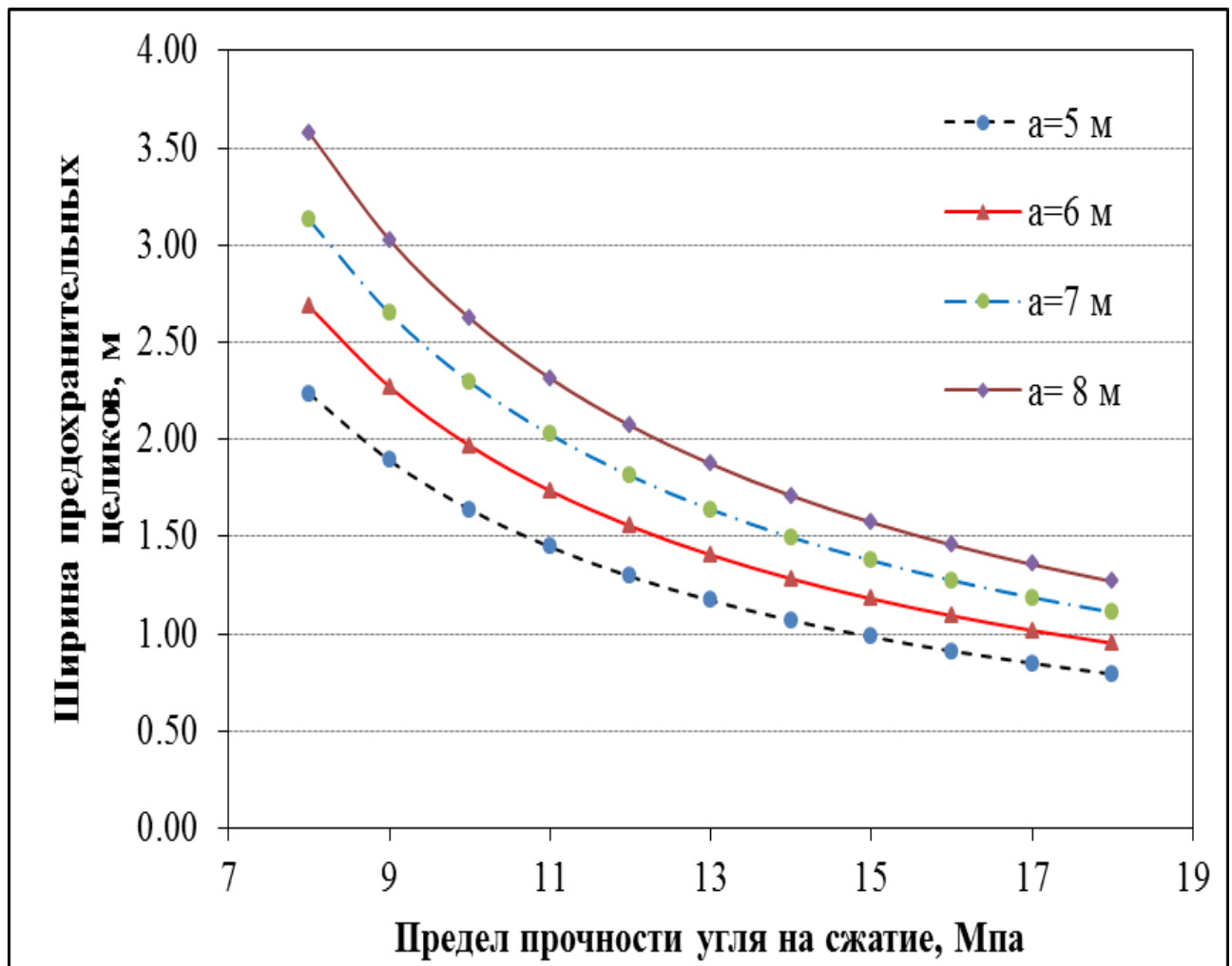


Рис. 3.10 - Зависимость ширины предохранительного целика от предела прочности угля на сжатие при различных размерах вынимаемого междукammerного целика.

Из приведенного графика видно, что с увеличением предела прочности угля на сжатие, ширина предохранительного целика уменьшается при одних и тех же значениях междукammerного целика, при $\sigma_{сж}=17$ МПа ($a=6$ м, $b_{ц}=1,02$ м и $a=7$, $b_{ц}=1,19$ м), это связано с увеличением горного давления.

Для расчета ширины предохранительного целика нами был разработан программный модуль (рис. 3.11), который позволяет в автоматизированном режиме в зависимости от ширины междукammerного целика, а также при различной мощности угольного пласта и различных углах падения пластов определять его параметры.

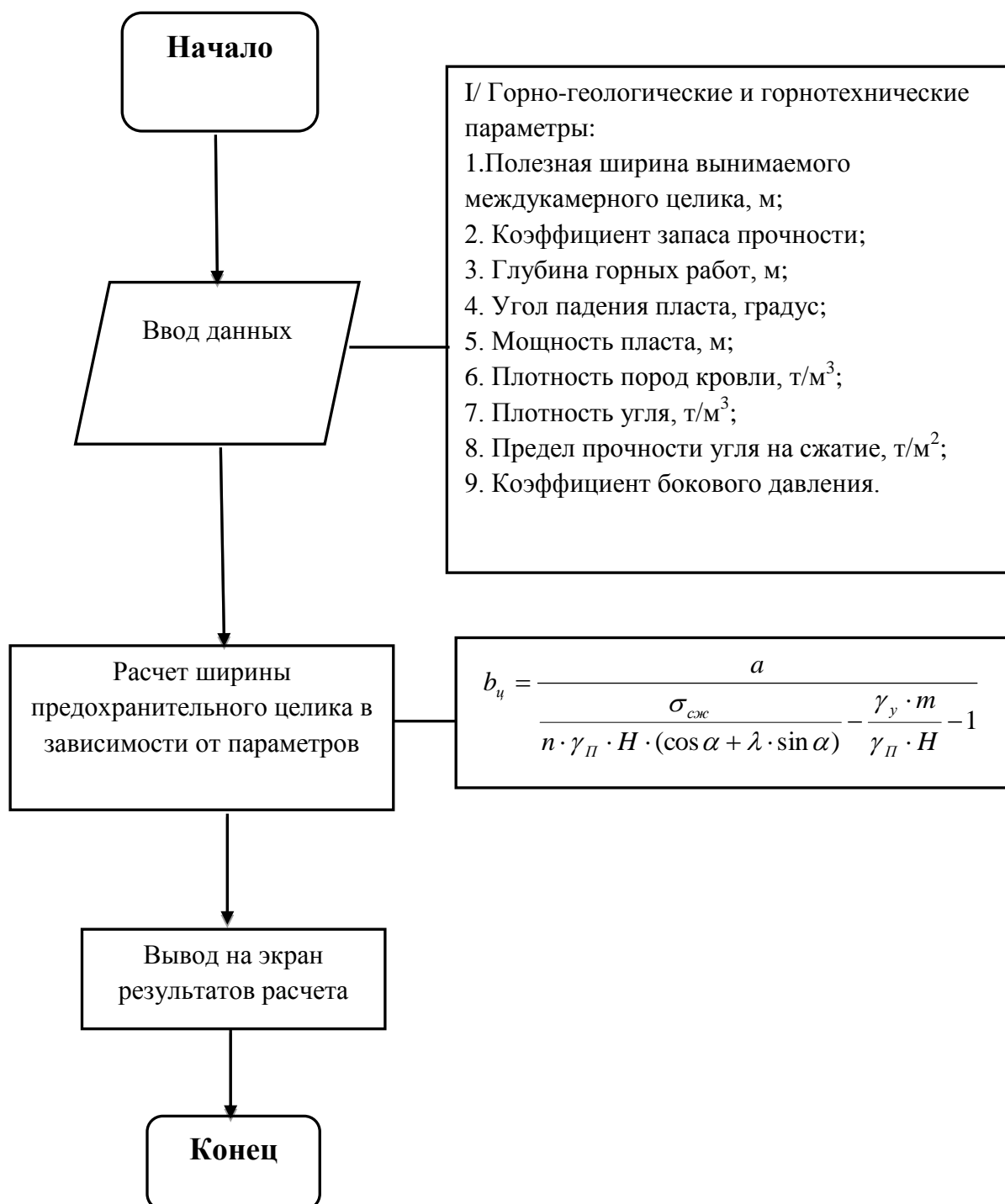


Рис.3.11 - Блок-схема по определению параметров предохранительного целика

При отработке наклонных угольных пластов средней мощности с использованием камерно-столбовой системы разработки на шахтах бассейна Куангнинь для определения ширины междукammerного целика нами была использована гипотеза проф. В.Д. Слесарева на основе теории балок и плит. Тогда горное давление определяется балансом нагрузки кровли на обнаженную площадь

и предела прочности на изгиб непосредственной кровли, на основе ниже приведенного выражения:

$$q \cdot b^2 = \sigma_u \cdot h_{\text{нп}}^2$$

Где: q - нагрузка кровли, т/м²;

b - ширина междукammerного целика, м;

σ_u – предел прочности на изгиб непосредственной кровли, т/м²;

$h_{\text{нп}}$ - высота непосредственной кровли, м.

Однако на практике нужно учитывать влияние коэффициента поперечной деформации и коэффициента ползучести пород основной кровли при изгибе и коэффициента запаса прочности, тогда $b = f(\sigma_u, h_{\text{нп}}, \xi, \mu, n)$ и определяется из выражения:

$$b = \xi_u \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot \sigma_u \cdot h_{\text{нп}}}{n \cdot \gamma \cdot (1 - \mu^2)}}, \text{ м}$$

Где: ξ_u - коэффициент ползучести пород основной кровли при изгибе;

μ - коэффициент поперечной деформации;

n - коэффициент запаса прочности;

σ_u – предел прочности на изгиб непосредственной кровли, т/м²;

$h_{\text{нп}}$ - высота непосредственной кровли, м;

γ - плотность пород кровли, т/м³.

Для горно-геологических условий угольного бассейна Куангнинь с исходными данными: предел прочности на изгиб непосредственной кровли $\sigma_u = 1 \div 7$ Мпа, высота непосредственной кровли $h_{\text{нп}} = 2 \div 16$ м, коэффициента поперечной деформации $\mu = 0,25 \div 0,3$, коэффициента ползучести пород основной кровли при изгибе $\xi_u = 0,5 \div 0,8$, коэффициента запаса прочности $n = 1 \div 3$, плотность пород кровли $\gamma = 2,7$ т/м³, были проведены расчеты и построены зависимости ширины междукammerного целика от высоты непосредственной кровли при различных пределах прочности на изгиб пород непосредственной кровли, которые представлены на рис. 3.12.

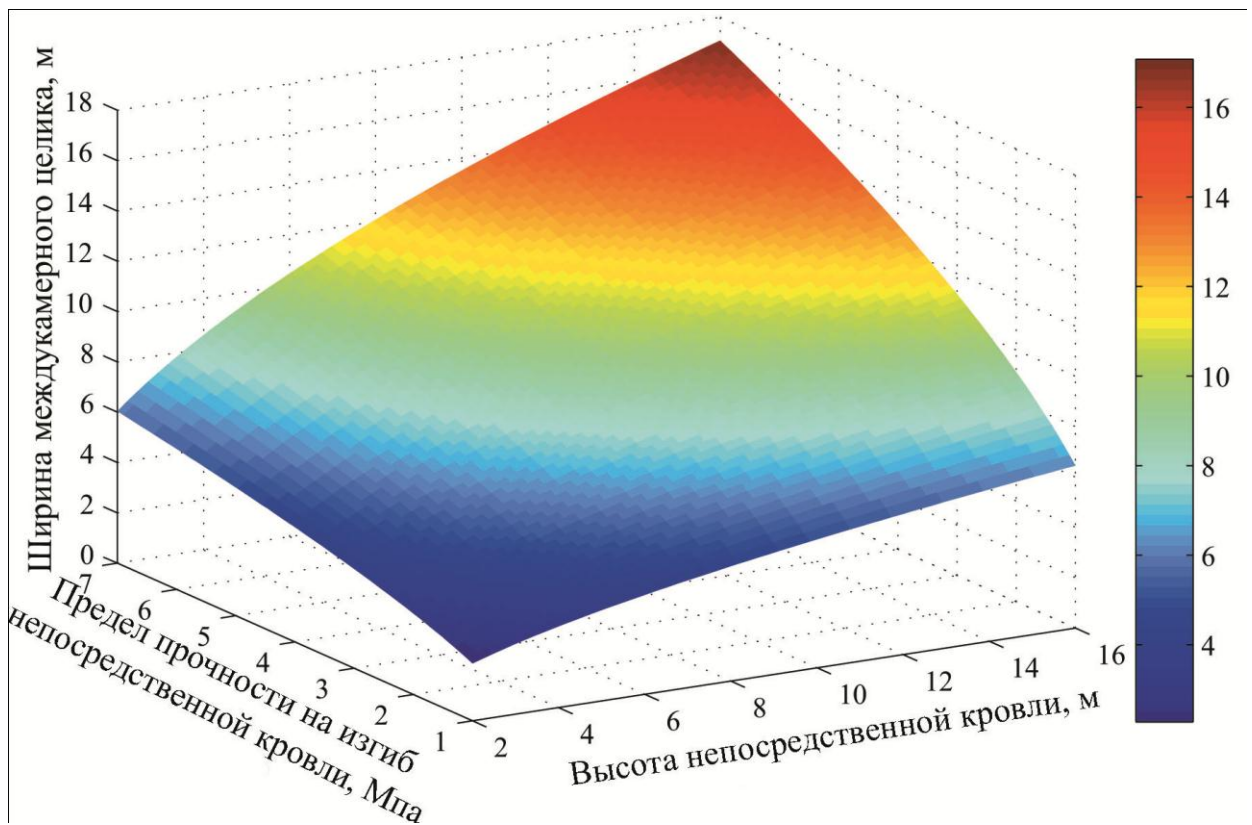


Рис.3.12 - Зависимость ширины межкамерного целика от высоты непосредственной кровли при различных пределах прочности на изгиб непосредственной кровли

Из рис.3.12 следует, что влияние фактора мощности непосредственной кровли, и её предела прочности на изгиб влияет на ширину межкамерного целика. С тем же значением высоты непосредственной кровли, при увеличении предела прочности на изгиб непосредственной кровли ширина межкамерного целика тоже увеличивается, и с тем же значением предела прочности на изгиб непосредственной кровли, при увеличении высоты непосредственной кровли ширина межкамерного целика тоже увеличивается.

Для условий отработки наклонных угольных пластов средней мощности Куангнинского угольного бассейна с использованием камерно-столбовой системы разработки и выемкой угля буровзрывным способом при мощности непосредственной кровли ($h_{\text{нп}} = 3 \div 8$ м) и пределом прочности на изгиб непосредственной кровли ($\sigma_u = 2,5 \div 5,5$ МПа) ширина межкамерного целика находится пределах от 5 до 11м.

Из приведенного анализа расчета ширины межкамерного целика нами была составлена блок-схема к расчету межкамерного целика, которая приведена на рис.3.13.

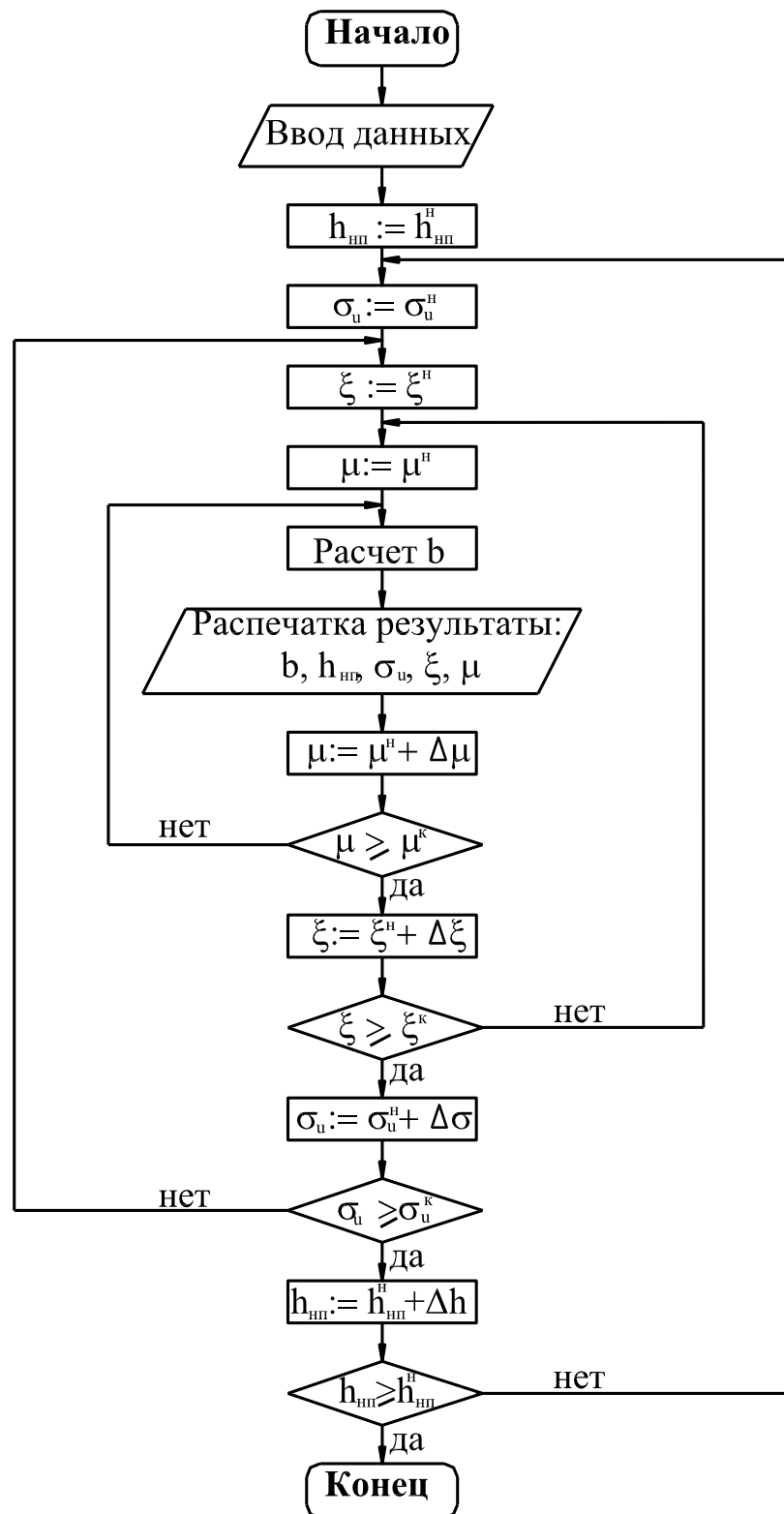


Рис.3.13 - Блок-схема к расчету междукammerного целика.

Для возможности проведения значительных объемов расчетом, нами был разработан программный модуль, (рис.3.14), который позволяет в автоматизированном режиме определять ширину междукammerного целика и предохранительного угольного целика от различных горно-геологических параметров.

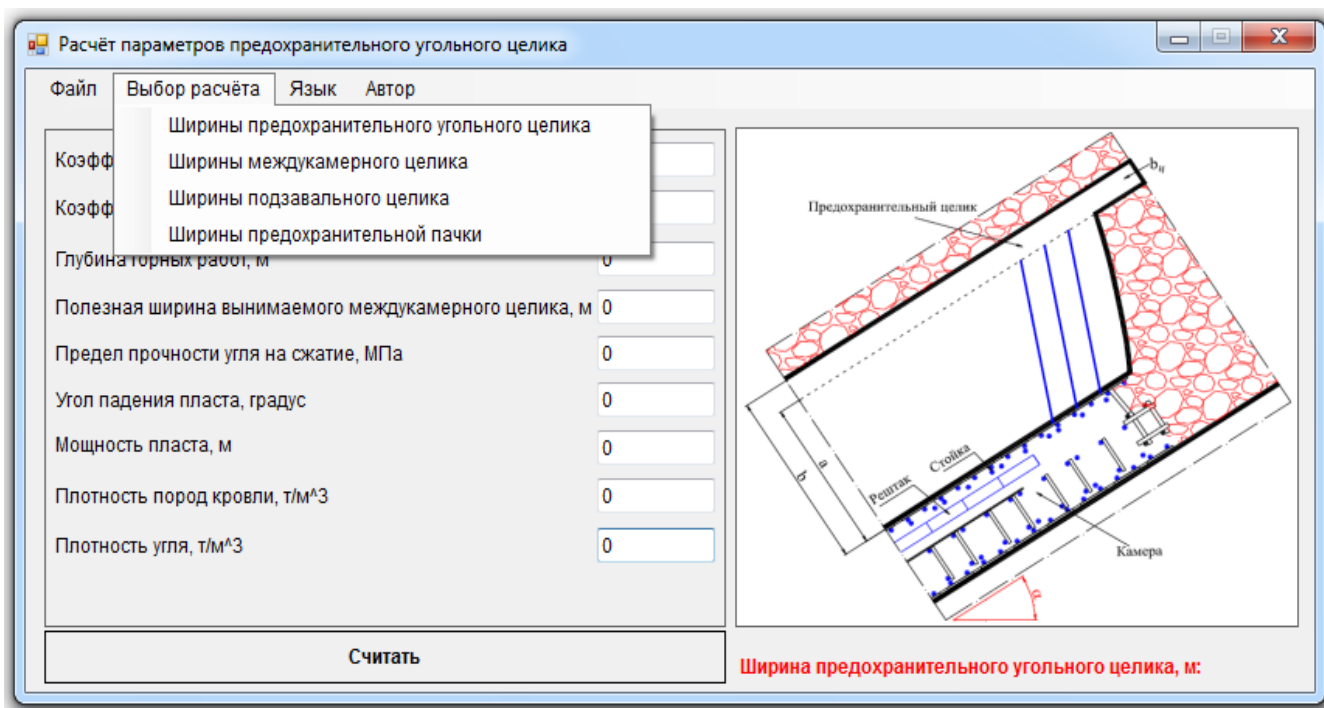


Рис.3.14 - Программный модуль к расчету межкамерного целика и предохранительного угольного целика в зависимости от горно-геологических условий

3.3. Обоснование технологических параметров предохранительных целиков при использовании камерно-столбовой системы при погашении междукammerного целика комбайном.

Одной из проблем при подземной разработке угольных месторождений является отработка запасов под природоохранными объектами, водоемами, железными дорогами и застроенной поверхностью при сохранении природного ландшафта земной поверхности. Это возможно при минимальных изменениях в строении покрывающих угольные пласты пород и сохранении гидрогеологических особенностей участков разработки, когда недопустимо сдвигание земной поверхности [3, 83, 84, 85]. Вторая, не менее важная проблема, заключается в необходимости выемки угля, расположенного в целиках и на небольших участках шахтных полей, где применение очистных механизированных комплексов нецелесообразно [86-89]. Решению этих проблем способствует внедрение технологии выемки угля камерно-столбовой системой и короткими очистными забоями. Высокая эффективность отработки выемочного блока камерно-столбовой системой разработки объясняется тем, что вследствие оставления части запасов угля в целиках сокращаются задачи на крепление и управление горным давлением.

Поведение толщи пород при применении подобных технологий с оставлением междукammerных целиков зависит главным образом от несущей способности целиков, которые выполняют роль опорных конструкций. В тоже время, распределение напряжений в опорных целиках является функцией ряда горно-геологических и горнотехнических факторов, основные из них: состав и строение вышележащего массива пород, соотношение размеров целика, длина, ширина камеры и общая ширина выемочного пространства, физико-механические свойства вмещающих пород и угля, условия контактирования целика с вмещающими породами, а также глубина разработки.

Определение величины горного давления на целики является главной, так как она при заданных более и менее стабильных горно-геологических условиях, зависит от размеров междукammerных целиков и расстояния между ними, которое определяется длиной или шириной камеры [90, 91].

При отработке угольных пластов камерно-столбовой системой разработки целиков выполняют разные функции. Междукammerные целики являются основными элементами в камерно-столбовой системе разработки, при помощи которых обеспечиваются управление кровлей и безопасность работ. Они могут

частично или полностью погашаться после проведения камер. Параметры междукamerных целиков выбираются таким образом, чтобы сохранять свою устойчивость в самых тяжелых условиях их нагружения. Выбор минимальных поперечных размеров междукamerных целиков чаще всего производится на основе теории устойчивости упругих тел [92-95].

Подзавальные целики формируются при отработке междукamerных целиков, оставляются на границе заходок с выработанным пространством, применяются в качестве основного элемента для управления непосредственной кровлей. В процессе горных работ между подзавальными целиками и междукamerным целиком происходит перераспределение давления, которое формируется обрушающимися породами. Подзавальный целик выбирается и учитывается таким образом, чтобы выдержал нагрузку при обрушении непосредственной кровли.

Вопросами определения параметров камерно-столбовых систем разработки полезных ископаемых занимались учёные – Шевяков Л.Д., Турнер, Церн, Слесарев В.Д, Протодьконов М.М, Борисов А.А, Мусин А.Ч, Ремезов А.В, Калинин С.И, Агудалин Б.П и многие другие.

Существующие методы расчета параметров предохранительных целиков классифицируются следующими вариантами [43, 44], представлены на рис. 3.15.



Рис. 3.15 - Классификация методов расчета параметров предохранительных целиков

Методы расчета предохранительных угольных целиков подразделяются на следующие варианты:

1. Первый: по критерию оценки несущей способности целика методы расчета делятся на две группы: расчеты по допустимому напряжению и по предельному состоянию. Оба подхода соответствуют общепринятым в сопротивлении материалов методам оценки прочности элементов конструкций.

2. Второй: по учету режима работы целиков, методы расчета делятся на три группы: первая группа методов рассматривает независимый режим работы целика; вторая – использует системный подход и рассматривает совместную работу целика и вмещающих пород; третья – в зависимости от горно-геологических и технологических особенностей рассматривает независимый или совместный режим работы целика с вмещающими породами; совместный режим работы и комбинированный отражены в более поздних, новых методах расчета.

3. Третий: по условиям формирования нагрузок на целики, методы расчета разделяются на следующие группы:

Турнер, Церн, Шевяков Л.Д., издали барьерные целики при разработке месторождений с покидаемыми опорными столбами с целью уменьшения последних, в основу которого положено давление на целике, равное весу всей толщи пород над целиком до земной поверхности. Пользуясь приведенным методом Л.Д Шевяков подсчитал, что необходимо оставлять в целиках для глубины 120м, – 13% промышленных запасов. Однако, как показана практика, для безопасного ведения очистных работ и предотвращения обрушения больших массив горных пород, этого явно недостаточно.

Методы расчета целиков, которые предложили Протодяконов М.М., Слесарев В.Д., которые исходили из предположения, что над выработками образуются разгрузочные своды, вес пород ниже сводов воспринимается крепью, а вес толщи пород над разгружающими сводами передается на целик. Это утверждение подтверждено практикой. Для расчета ширины целика была предложена М.М. Протодяконовым формула:

$$b = 0,325 \cdot n \cdot \sqrt{\frac{\gamma \cdot l \cdot H \cdot \cos \alpha}{a \cdot f}}$$

Приведенные зависимости могут составлять теоретическую базу для определения параметров камерно-столбовой системы разработки для Куангниского угольного бассейна.

- Методы, которые используют положения теории сплошной среды в пределах упругих деформаций по работе исследования П.М. Цимбаревича, Д.И. Шермана.

- Методы, которые используют положения сплошной среды, теоретические основы расчета плит и балок, учитывают геологические свойства вмещающих пород по работе исследования К.В. Руппенейта, А.А. Борисова.

- Упрощенные методы расчета, которые учитывают упругие и пластические свойства системы «почва – целик – кровля» пласта по работе исследования А.А. Борисова, Ю.А. Модестов.

- экспериментально-теоретические методы по работе исследования Ф.П. Бублика

Анализ рассмотренных методов расчета параметров целиков показывает следующее:

- существующие методы расчета целиков по допустим напряжениям не имеют обобщающего характера и не распространяются на все горно-геологические условия залегания угольных пластов, в основном это касается отработки пластов пологого падения. Большинство известных методов разрабатывались для определенных горно-геологических условий и в этих условиях совершенствовались и корректировались.

- в большинстве методов расчета в качестве основной теоретической базы используется гипотеза Турнера, сущность которой состоит в предположении, что целики несут нагрузку от веса всей покрывающей толщи пород до дневной поверхности. В зависимости от конкретных горно-геологических условий месторождения в расчетные формулы вводятся различные уточняющие коэффициенты, что позволяет получать только ориентировочные параметры целиков.

- в методах расчета целиков, основанных на теории предельного равновесия, используется критерий прочности Кулона-Мора.

- при расчете параметров целиков экспериментальных технологических схем приняты более простые методы расчета по допустимым напряжениям.

При камерно-столбовой системе разработки (рис. 3.16) управление кровлей обеспечивается междуканальными целиками 5, и подзавальными целиками 8, расположенными между заходками 6.

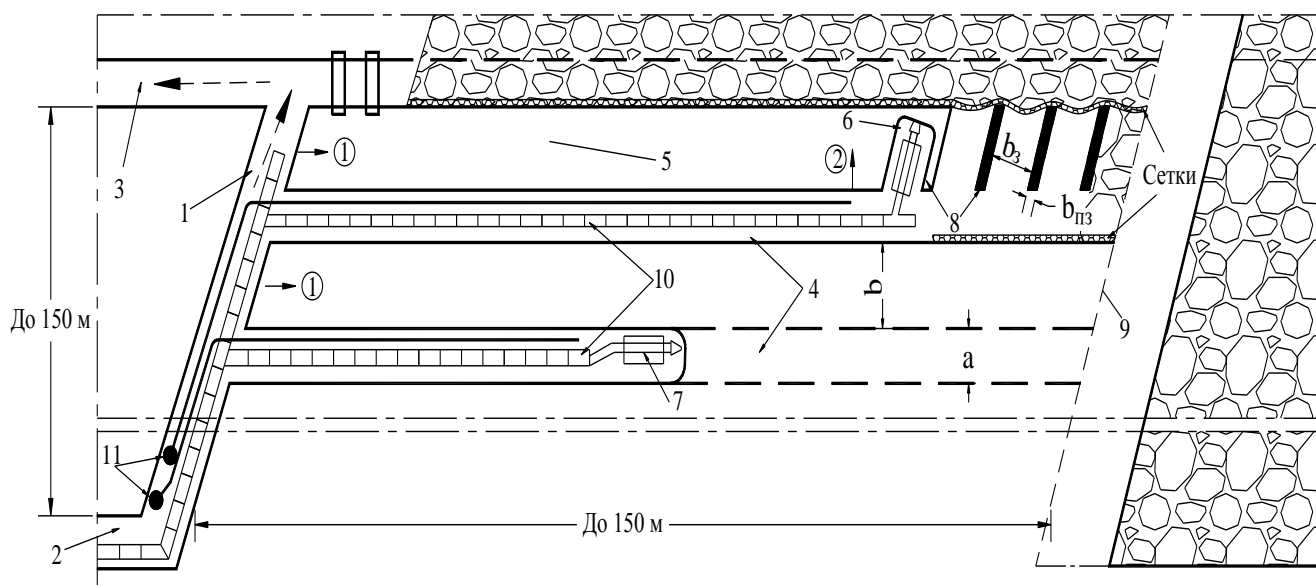


Рис. 3.16 - Камерно-столбовая система разработки при угле падения угольного пласта от 15 до 18°.

1- транспортная диагональная печь; 2- конвейерный штрек; 3- вентиляционный штрек; 4- выемочная камера; 5- междукammerный целик; 6- заходка; 7- проходческий комбайн; 8- подзавальный целик; 9- межблоковый целик; 10- скребковый конвейер; 11- вентилятор; а- ширина камер; b- ширина междукammerного целика; b_z - ширина заходки; $b_{пз}$ - ширина подзавального целика;

Основным назначением предохранительных целиков при применении камерно-столбовой системы разработки является управление кровлей. Основными расчетными параметрами камерно-столбовых систем разработки являются: ширина междукammerных и подзавальных целиков, а также ширина камер и заходов.

Как уже упоминалось выше, до настоящего времени все современные методы расчета целиков основаны на расчете по допускаемым напряжениям. Сущность его заключается в том, что напряжения, развиваемые в целике внешними нагрузками, сравниваются с предельно допустимыми для материала целика.

Отношение этих напряжений характеризует запас прочности предохранительного целика при заданных его размерах, и наоборот, размеры предохранительного целика при заданном коэффициенте запаса прочности характеризуют отношение напряжений в предохранительных целиках.

В зависимости от горно-геологических и технологических условий определения действующих нагрузок и напряжений производится на основе гипотез горного давления на целики, - гипотез полного веса столба пород, сплошной среды, балок и плит и др. [96].

В качестве допускаемых напряжений в теории целиков принимают предел прочности пород при одноосном сжатии. По условию равновесия целиков общая внешняя нагрузка на целик определяется А.А. Борисовом по выражению [74]:

$$R = \frac{k \cdot 100 \sigma_{сж}}{n} \quad (3.9)$$

Где: R – общая внешняя нагрузка на целик, приходящаяся на единицу его площади, Т/м²;

k- коэффициент, учитывающий влияние горно-геологических и горнотехнических факторов на несущую способность целика;

$\sigma_{сж}$ - предел прочности угольного целика при одноосном сжатии, Мпа;

n- коэффициент запаса прочности целиков.

Методы расчета предохранительных целиков, представлены в фундаментальных работах ведущих учёных в области горного дела :Турнера, Л.Д. Шевякова, Ля Гупиер, Стаматиу, М.М. Протодьяконова, В.Д. Слесарева, А.А. Борисова и др. Основные положения и допущения этой группы методов: наибольшая нагрузка на целики создается весом всей толщи пород до поверхности в пределах участка, поддерживаемого целиками.

Для определения параметров предохранительных целиков при использовании камерно-столбовой системе и погашением междукammerного целика комбайном основным параметром является ширина подзавальных целиков $b_{пз}$ [98, 99].

Условие равновесия подзавальных целиков, учитывает собственный вес целика и влияние угла падения пласта, имеет вид:

$$\frac{k_H \cdot (\cos \alpha + \lambda \cdot \sin \alpha) \cdot [\gamma_{п} \cdot H \cdot (b_3 + b_{пз}) \cdot b + \gamma_y \cdot h \cdot b \cdot b_{пз}]}{b \cdot b_{пз}} = \frac{k \cdot 100 \sigma_{сж}}{n}, \quad (3.10)$$

Где: $b_{пз}$ – ширина подзавального целика, м;

b_3 – ширина заходок, м;

b – ширина междукамерного целика; м;

k_H – коэффициент, учитывающий размер участка;

$k_H = 1$ при $L/H \geq (0,9 \div 1)$; $k_H = 0,7$ при $L/H < 0,9$

λ – коэффициент бокового давления;

L – Длина участка, поддерживаемая целиками, м;

H – глубина от поверхности до камер, м;

h – высота целика (или мощность угольного пласта), м;

α – угол падения пласта, градус;

γ_{Π} – средняя плотность породной толщи до поверхности, т/м³;

γ_y – средняя плотность угля, т/м³;

k – коэффициент, учитывающий изменение прочности целика по сравнению с пределом прочности пород при одноосном сжатии, $k = 2$;

n – коэффициент запаса прочности, $n = 1 \div 4$;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности угля в целике, Мпа.

На основе выполненных авторами исследований и анализа известных научных работ, нами были получена обобщающаяся формула по определению ширины подзавального целика.

Следовательно, базовая формула (3.10) для определения ширины подзавального целика будет иметь следующий вид:

$$b_{пз} = \frac{b_3}{\frac{k}{n \cdot k_H} \cdot \frac{100\sigma_{сж}}{\gamma_{\Pi} \cdot H \cdot (\cos \alpha + \lambda \cdot \sin \alpha)} - \frac{\gamma_y \cdot h}{\gamma_{\Pi} \cdot H} - 1} \quad (3.12)$$

В результате расчётов по предлагаемой методике с использованием программы Excel (выражения 3.12) нами была получена зависимость отражающая характер изменения допустимой ширины подзавальных целиков от глубины ведения горных работ и ширины заходок при использовании камерно-столбовой системы разработки, идентичных для горно-геологических условий Куангнинского угольного бассейна, которая представлена на рис. 3.17.

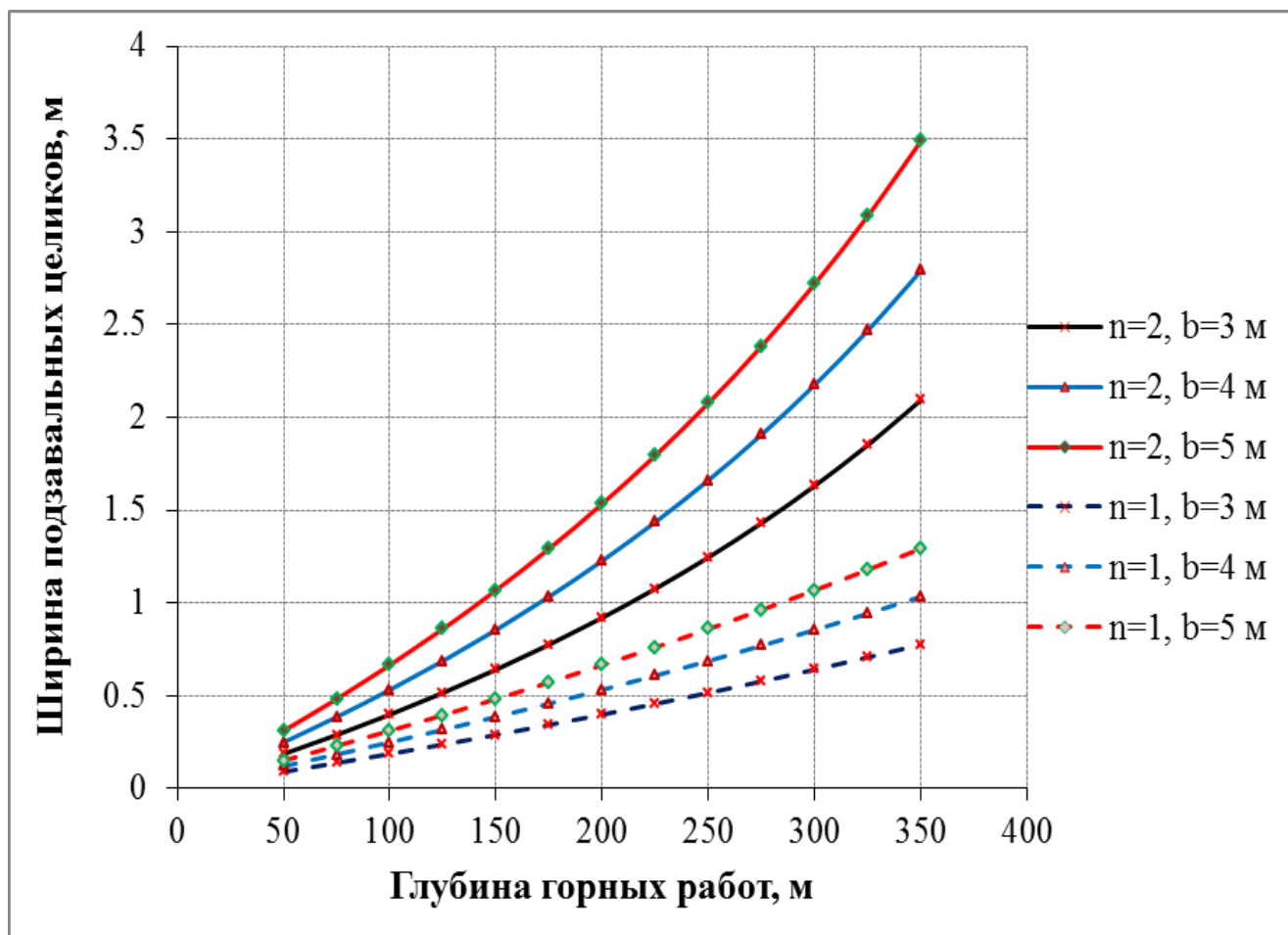


Рис. 3.17 - Характер изменения ширины подзавальных целиков от глубины ведения горных работ и ширины заходок при различных коэффициентах запаса прочности

Из выражения (3.12) и рис. 3.17 выявлено, что ширина подзавального целика зависит в основном от ширины заходки и глубины работ с увеличением глубины отработки угольных пластов с использованием камерно-столбовой системы допустимая ширина подзавальных целиков увеличивается.

Для обоснования изменения ширины подзавального целика от предела прочности угля на сжатие при различных глубинах горных работ на основании аналитического выражения (3.12) были построены кривые отражающие связи между шириной подзавального целика и пределом прочности угля на сжатие, которые показаны на рис.3.18.

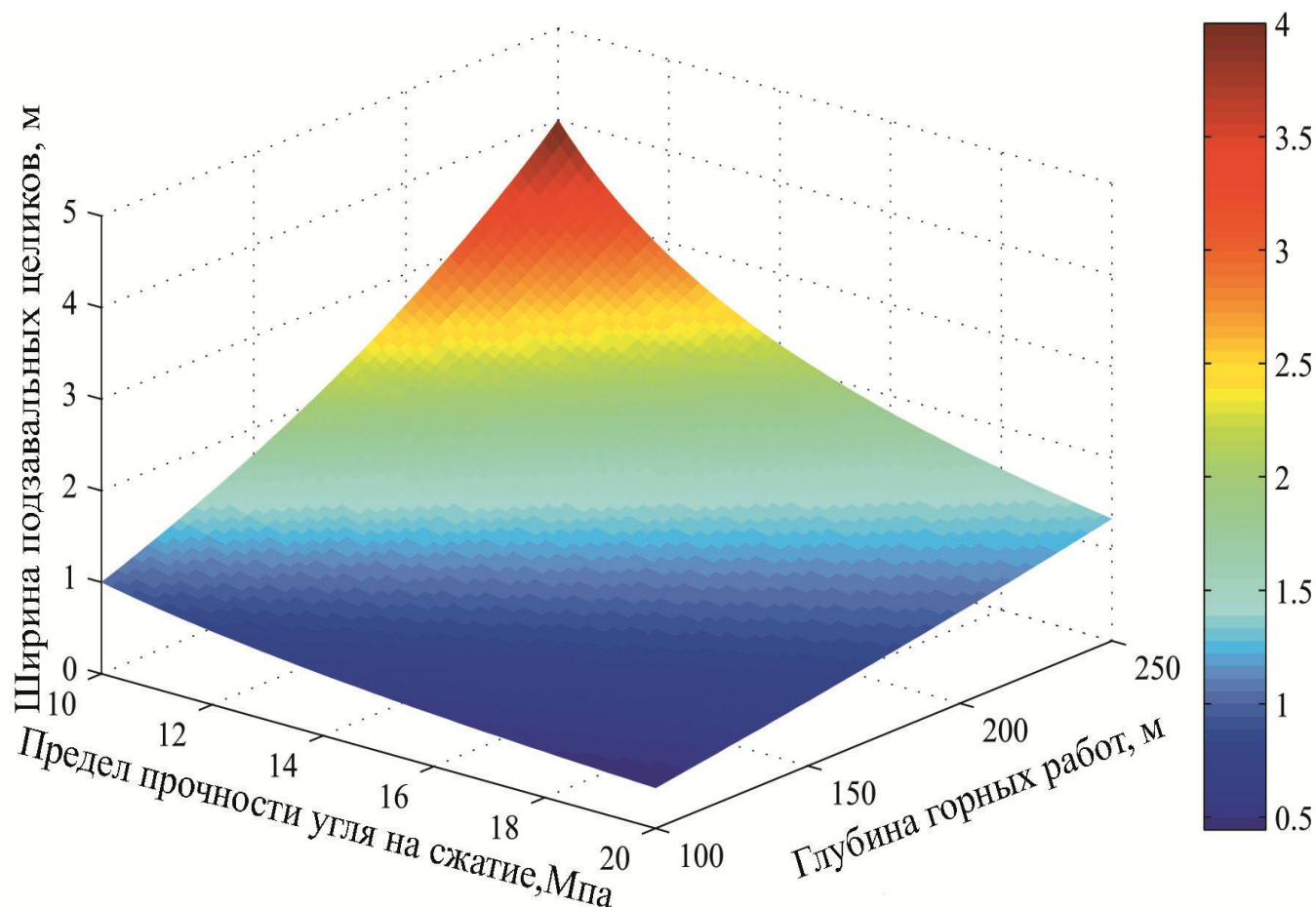


Рис.3.18 - Характер изменения ширины подзавальных целиков от предела прочности угля на сжатие при различных глубинах горных работ.

На основании установленных закономерностей изменения ширины подзавальных целиков в зависимости от глубины ведения горных работ, ширины заходов и предела прочности угля на сжатие, возможно определять ширину подзавальных целиков в конкретных вариантах.

Для расчета ширины подзавальных целиков нами были составлены программный модуль (рис. 3. 19) и принципиальная схема программирования (рис. 3. 20), которые позволяют в автоматизированном режиме в зависимости от параметров на основе функции $b_{пз} = f(\sigma_{сж}, H, b_з, \alpha)$.

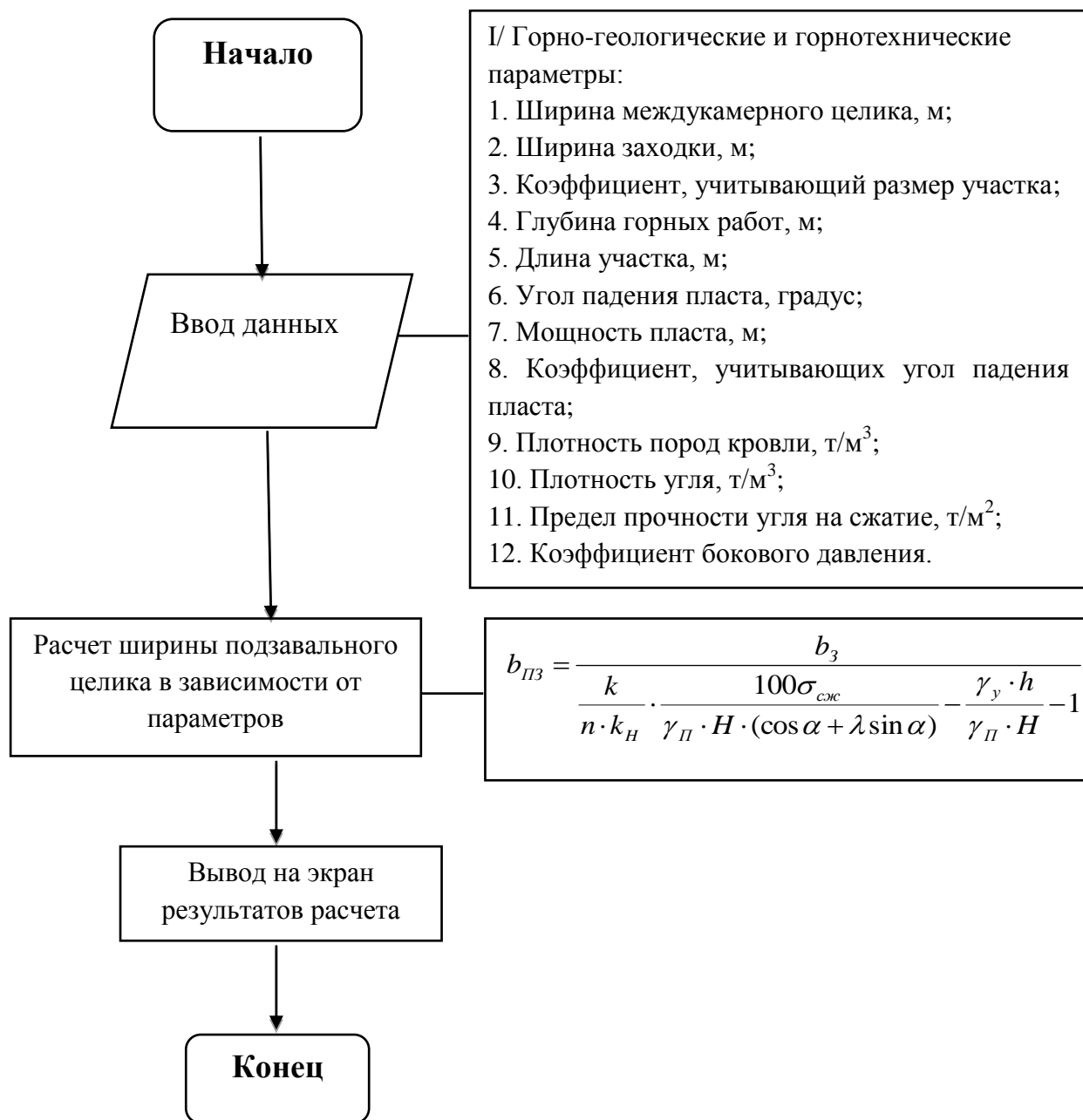


Рис.3.19 - Блок- схема к определению подзавального целика

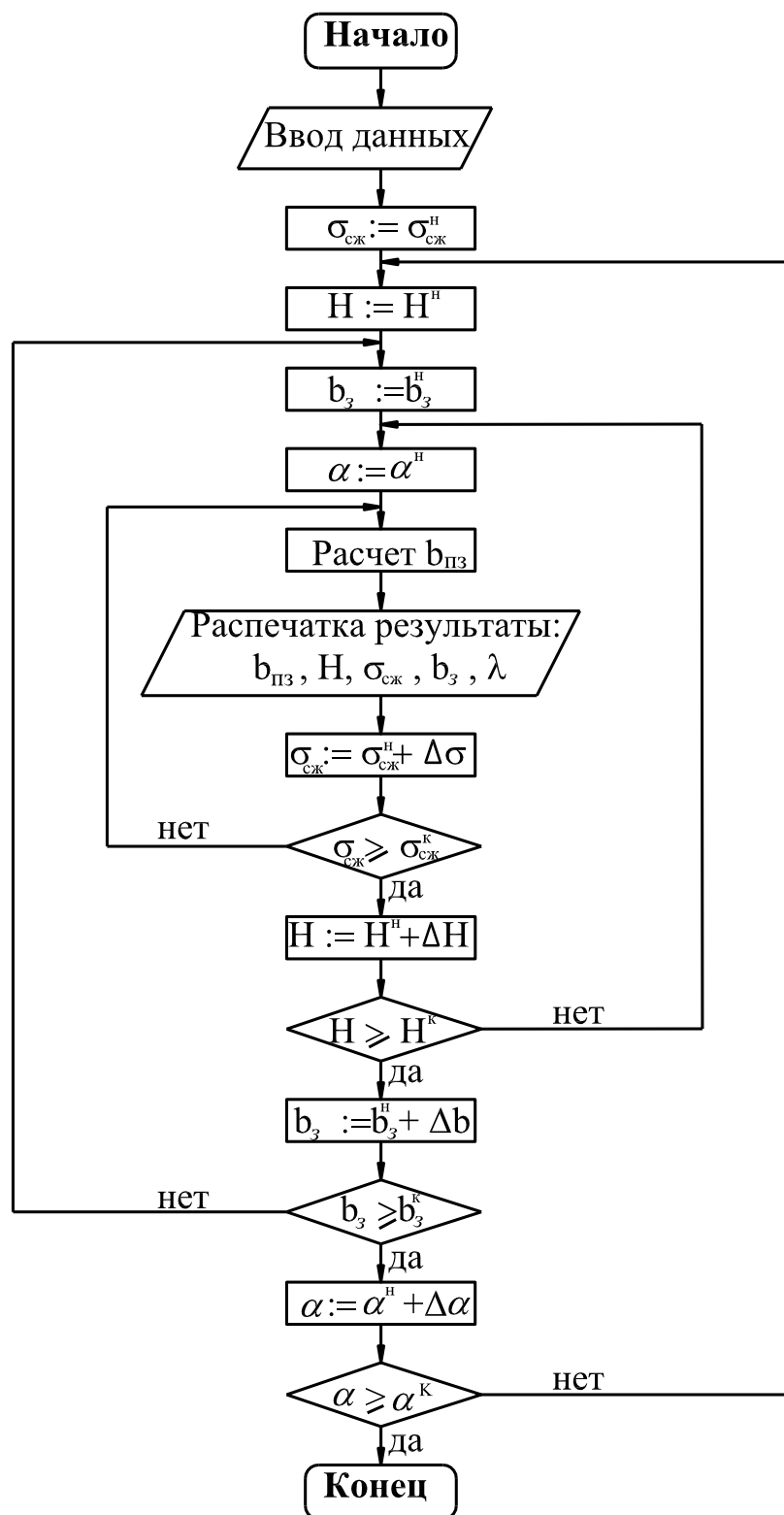


Рис.3.20 - Принципиальная схема программирования к расчету подзавального целика.

Расчет ширины предохранительного целика в случае применения камерно-столбовой системы с выемкой угля комбайном и оставлением предохранительной пачки угля (рис.3.21), основан на условии равновесия целиков и общей внешней нагрузки на целик.

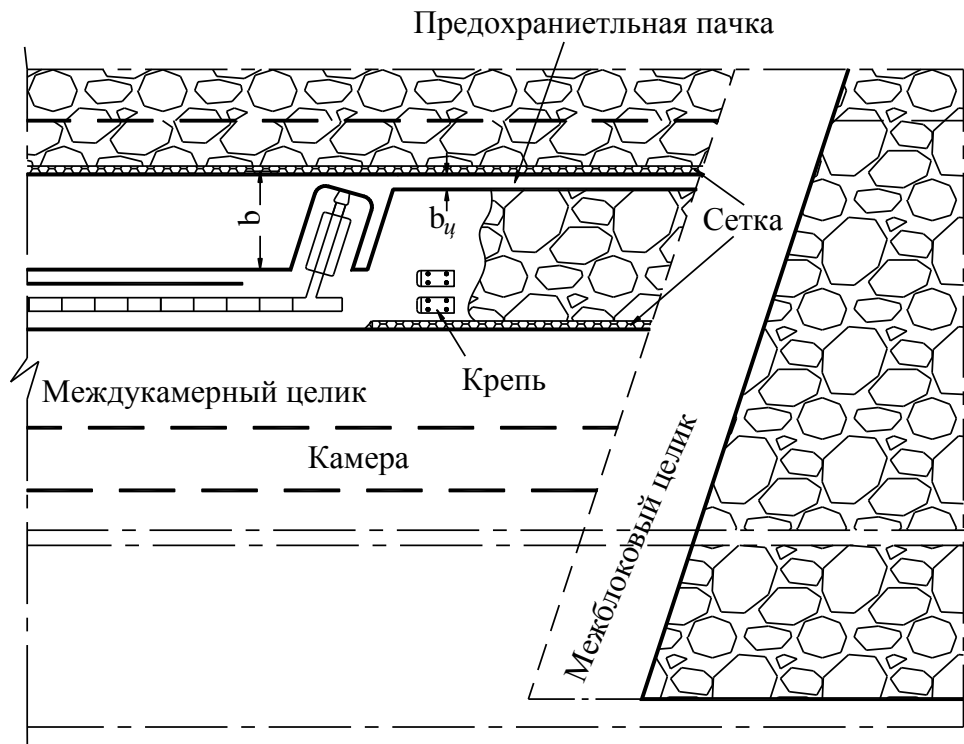


Рис.3.21 -Технологическая схема камерно-столбовой системы с предохранительной пачкой

Нагрузка на целик: $P = \gamma_{\text{п}} \cdot H \cdot (\cos \alpha + \lambda \sin \alpha) \cdot b \cdot l + \gamma_{\text{у}} \cdot m \cdot (\cos \alpha + \lambda \sin \alpha) \cdot b_{\text{ц}} \cdot l$, (3.13)

Где: $b_{\text{ц}}$ – ширина предохранительной пачки, м;

b – ширина междуканального целика; м;

l – Длина участка, поддерживаемая целиками, м;

H – глубина от поверхности до целика, м;

h – Мощность пласта, м;

$\gamma_{\text{п}}$ – средняя плотность породной толщи до поверхности, т/м³;

$\gamma_{\text{у}}$ – средняя плотность угля, т/м³;

$\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности угля в целике, Мпа.

Ширина предохранительной пачки определена так, чтобы удовлетворять условию:

$$\frac{\sigma_{\text{сж}}}{n} \geq \frac{P}{s_{\text{ц}}}, \quad (3.13)$$

Где: $s_{\text{ц}}$ – площадь предохранительной пачки, м;

n – коэффициент запаса прочности, $n = 1 \div 3$;

P – Нагрузка на предохранительную пачку, м.

Поместить значение нагрузки в выражение (3.13) получим:

$$\frac{\sigma_{сж}}{n} = \frac{\gamma_{II} \cdot H \cdot (\cos \alpha + \lambda \sin \alpha) \cdot b \cdot l + \gamma_y \cdot m \cdot (\cos \alpha + \lambda \sin \alpha) \cdot b_y \cdot l}{b_y \cdot l}$$

$$\Leftrightarrow b_y = \frac{b}{\frac{\sigma_{сж}}{(\cos \alpha + \lambda \sin \alpha) \cdot n \cdot \gamma_{II} \cdot H} - \frac{\gamma_y \cdot h}{\gamma_{II} \cdot H}}, \text{ м}, \quad (3.14.)$$

Выражение 3.14 показывает, что значение ширины предохранительной пачки угля зависит от факторов: коэффициент запаса прочности, предела прочности угля в целике, глубина горных работ и угла падения пласта... Или значение ширины предохранительной пачки является функцией, которая зависит от параметров $b_{ц} = f(b, \sigma_{сж}, H, n, \alpha)$.

Проведение расчета зависимости ширины предохранительной пачки угля для горно-геологических условий шахт бассейна Куангнинь, от коэффициента запаса прочности и предела прочности угля в целике, при различной ширине междукammerного целика, (соответствующей определенной глубине горных работ $H = 150$ м), которые представлены на рис. 3.22 и рис.3.23.

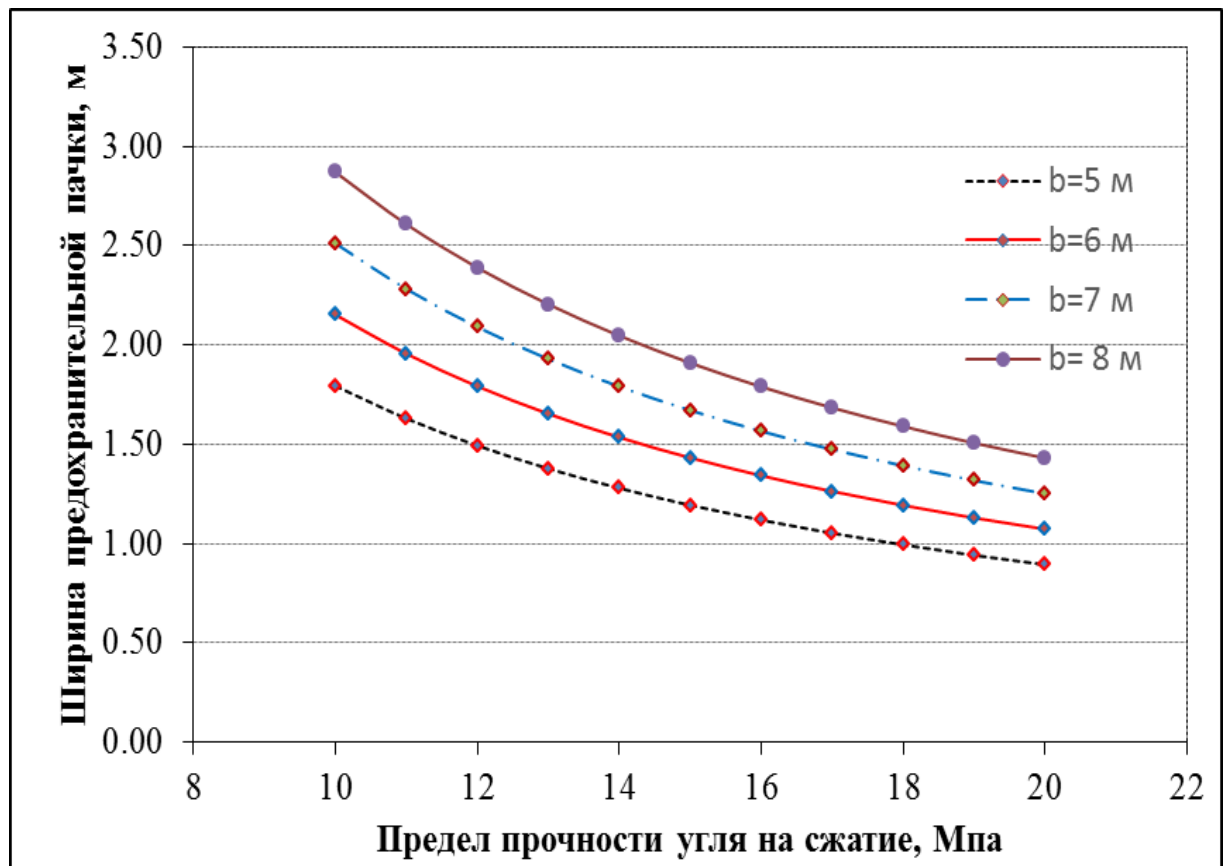


Рис.3.22 - Зависимости ширины предохранительной пачки от предела прочности угля на сжатие ширины междукammerного целика.

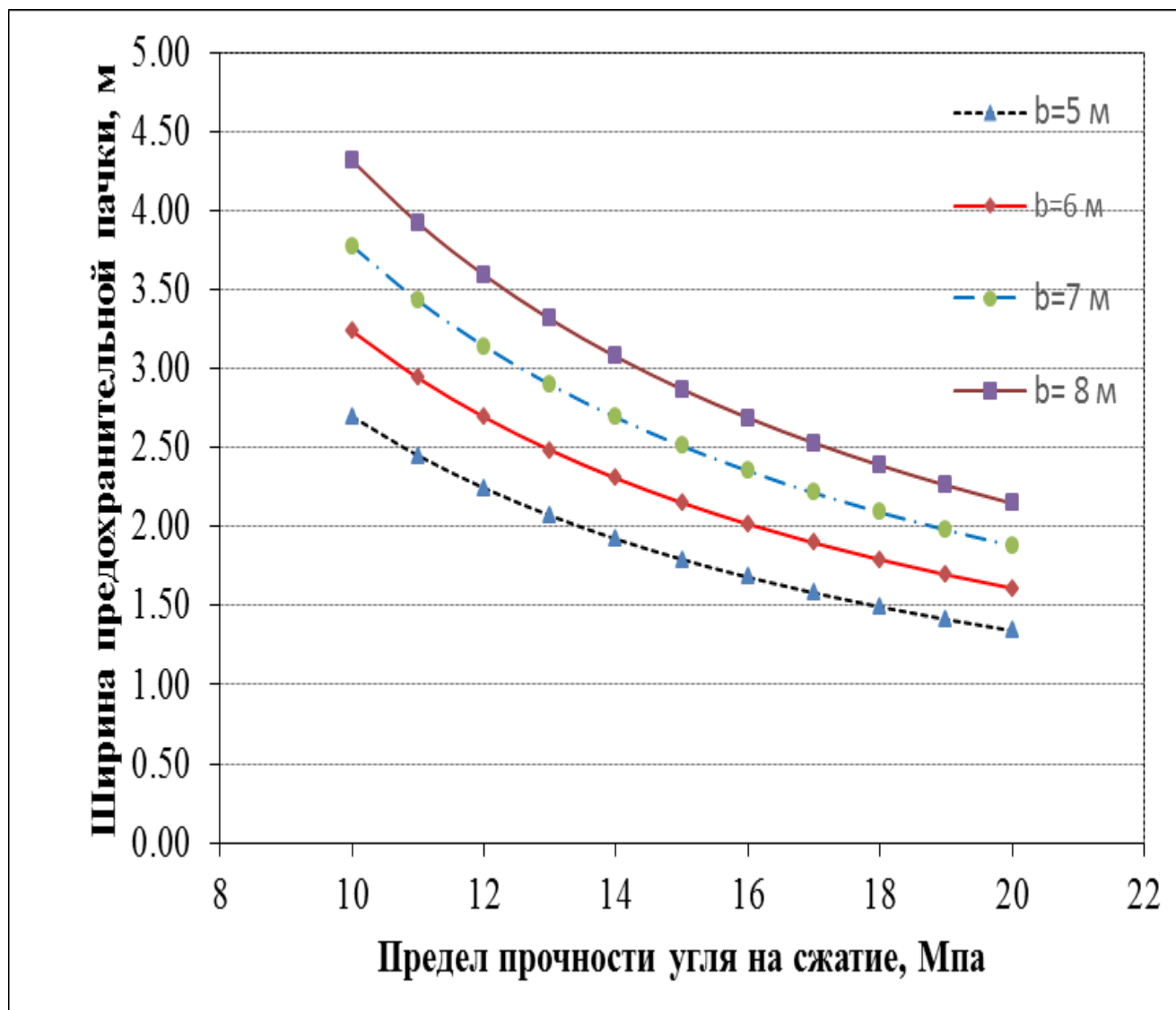


Рис.3.23 - Зависимости ширины предохранительной пачки от предела прочности угля на сжатие, при $n=2$.

Для горно-геологических условий шахт бассейна Куангнинь в случае $n = 1$, $b = 6$ м, $\alpha = 18^\circ$, $m = 3,5$ м, $\gamma_{\pi} = 2,5$ т/м³, $\gamma_y = 1,7$ т/м³ при изменении глубины горных работ и предела прочности угля на сжатие, нами была получена зависимость отражающая характер изменения допустимой ширины предохранительной пачки и были построены кривые отражающие связь между шириной предохранительной пачки и пределом прочности угля на сжатие при различных глубинах горных работ, которые представлены на рис. 3.24.

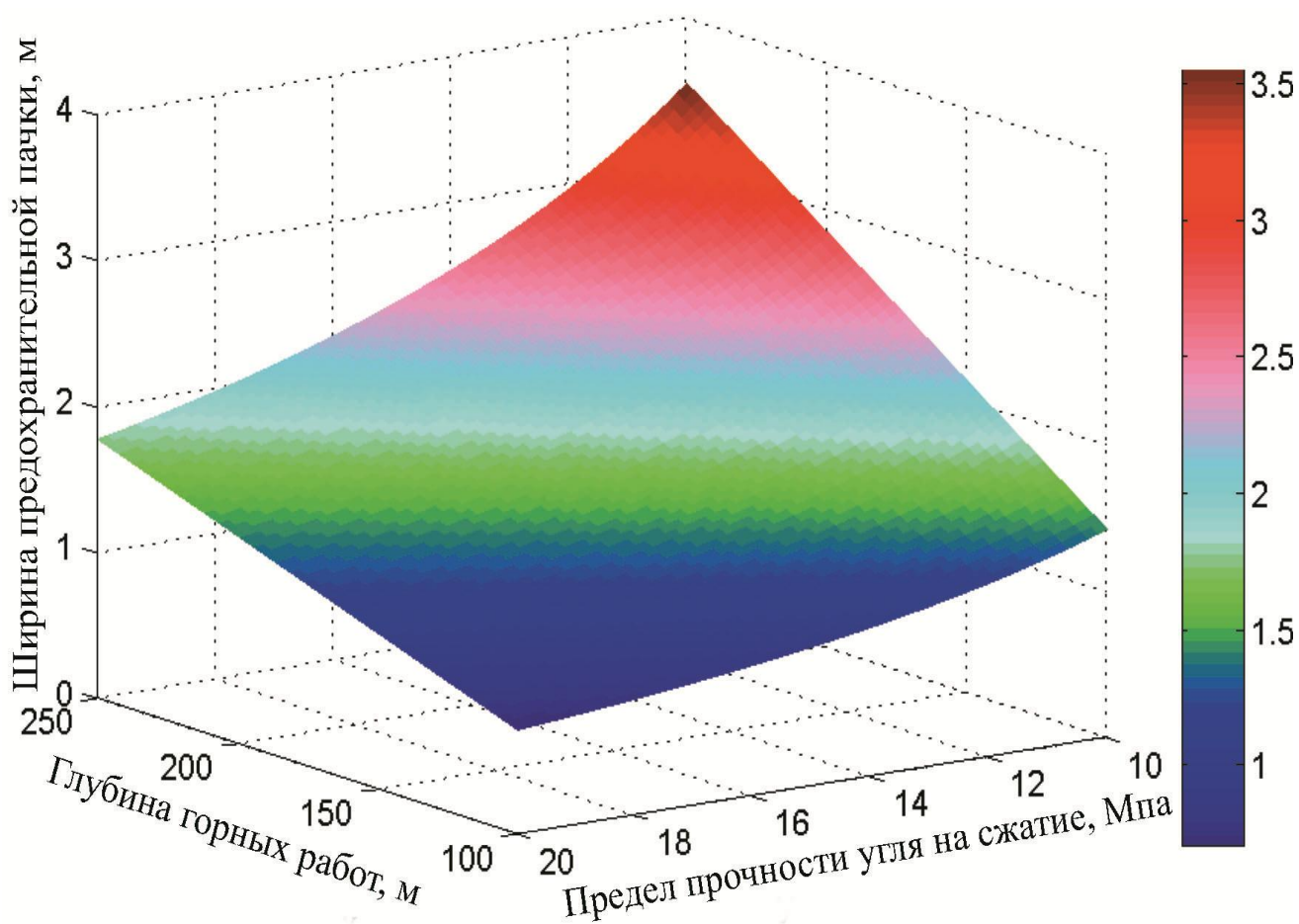


Рис. 3.24. Зависимости ширины предохранительной пачки от предела прочности угля на сжатие и глубины горных работ.

Из рис.3.22, рис 3.23 и 3.24 следует, что с увеличением коэффициента запаса прочности, ширина предохранительной пачки увеличивается, а с увеличением предела прочности угля на сжатие, ширина предохранительной пачки уменьшается. Поэтому, исходя из конкретных условий, точное определение ширины предохранительного пачки, необходимо чтобы уменьшить потерю угля, но при этом обеспечить безопасность.

На основании установленных закономерностям изменения ширины предохранительной пачки в зависимости от параметров по фикцию $b_{ц} = f(b, \sigma_{сж}, H, n, \alpha)$, нами были составлена блок-схема к расчету предохранительной пачки (рис.3.25) и разработан программный модуль (Рис.3.26), которые позволяют в автоматизированном режиме определять ширину предохранительной пачки от горно-геологических и горнотехнических параметров.

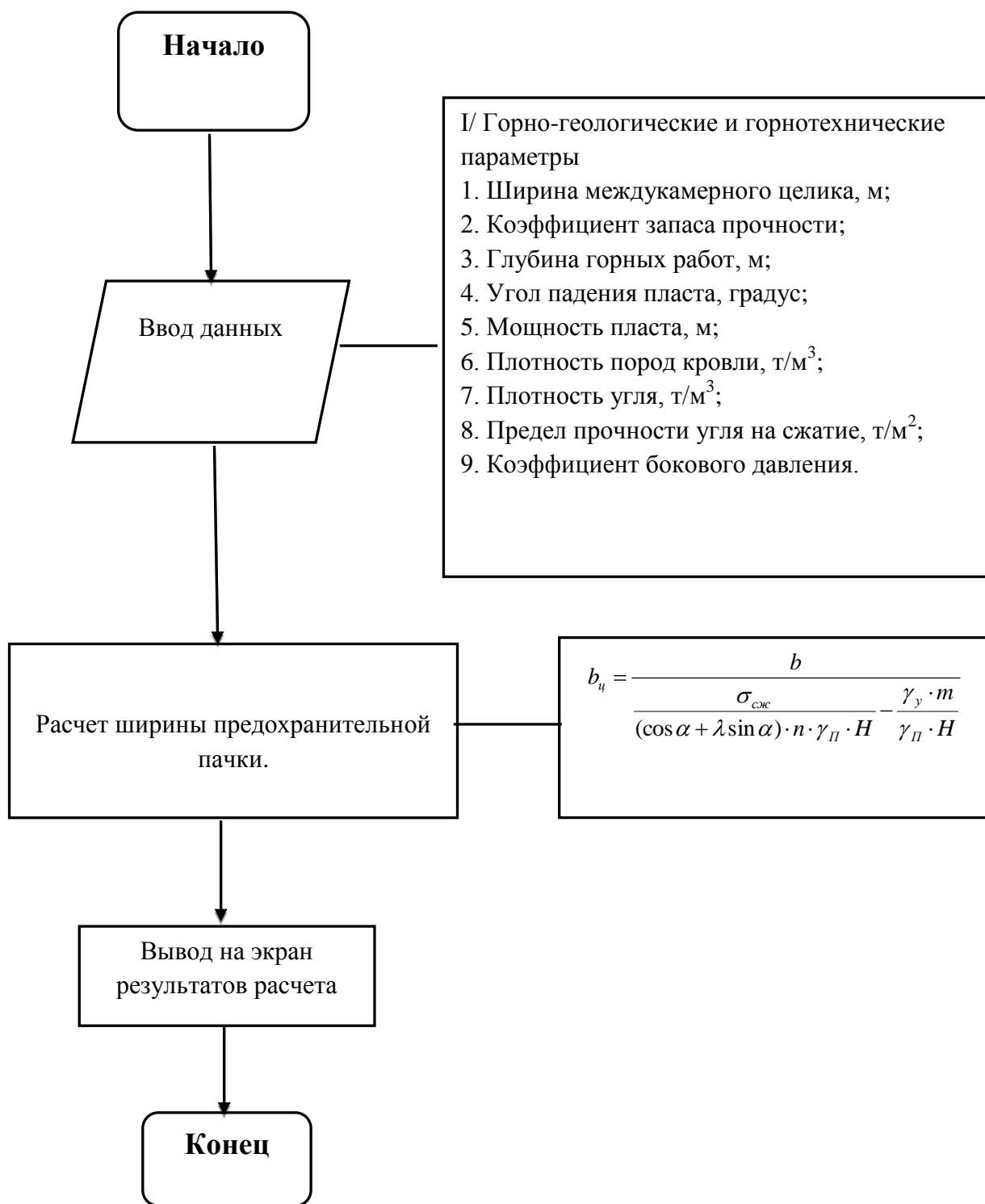


Рис.3.25 - Блок-схема к определению предохранительной пачки.

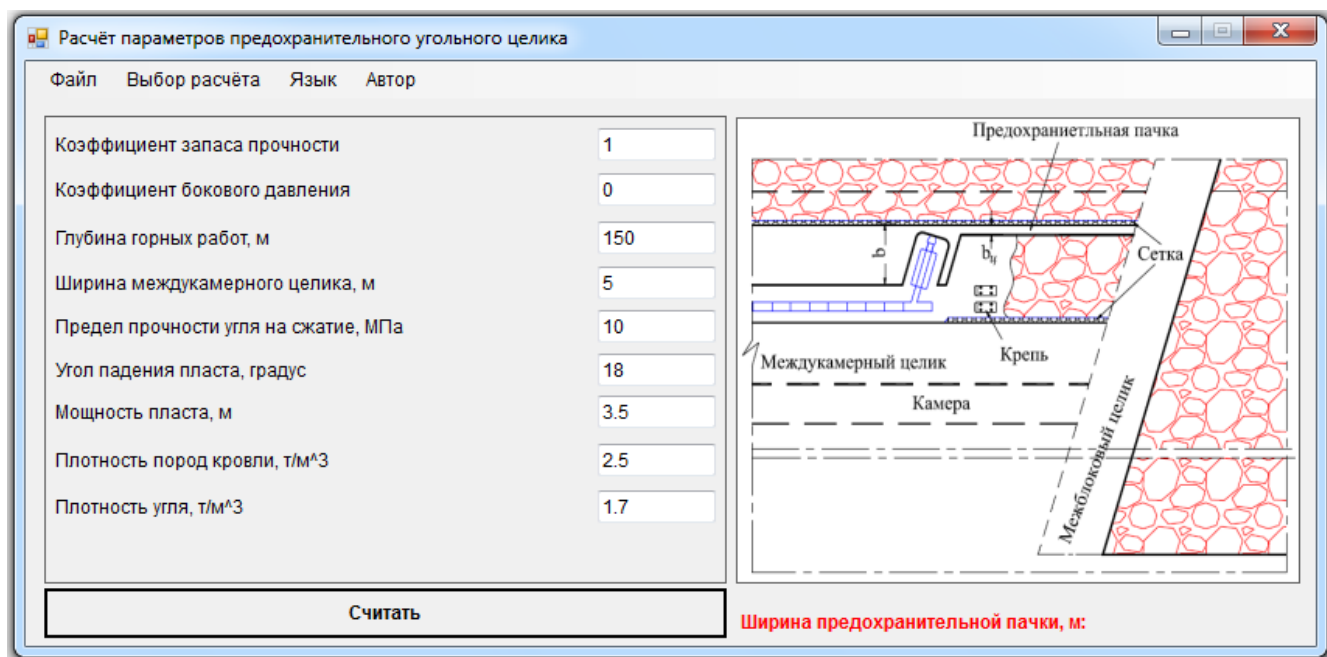


Рис.3.26 - Программный модуль к определению предохранительной пачки.

Выводы

1. Установлены параметры и формы угольного целика, соответствующие горно-геологическим и горнотехническим условиям при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с использованием камерно-столбовой системы разработки в каменноугольного месторождения Куангнинь.

2. Обоснование параметров камерно-столбовой системы разработки при отработке наклонных угольных пластов средней мощности в бассейне Куангнинь, необходимо осуществлять с учетом запаса прочности n , потому что он определяет мощность предохранительной пачки.

3. Обоснованы пространственно-планировочные решения и параметры выемочного блока, по интенсивной отработке наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя.

4. Разработан программный модуль, позволяющий в автоматизированном режиме проводить расчет параметров предохранительной пачки и подзавальных целиков, в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий, при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с использованием камерно-столбовой системы разработки

4. Оценка технико-экономических показателей при отработке наклонных угольных пластов средней мощности в бассейне Куангнинь.

4.1. Оценка экономической эффективности при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя с использованием самопередвигающихся шарнирно-оградительных крепей.

Перспектива развития угольной промышленности Вьетнама во многом зависит, насколько верно в сложившихся условиях отрасли будет правильно определена стратегия будущего развития технологии отработки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях, а также определена эффективность применения систем разработки и обоснованы рациональные направления их развития.

Экономическая эффективность при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя и использованием самопередвигающихся шарнирно-оградительных крепей, определяется на основе следующих экономических показателей: экономической эффективности в производстве и торговле углём, а также экономической эффективности капиталовложений.

Экономическая эффективность в производстве оценивается по валовой и чистой прибыли в год. Значение валовой прибыли определяется разницей между выручкой от реализации продукции и себестоимостью производства по выражению (4.1).

$$ВП = B_{\text{вр}} - C, \text{ руб} \quad (4.1)$$

Где: $ВП$ – валовая прибыль, руб;

$B_{\text{вр}}$ – выручка от реализации продукции, руб;

C – себестоимость производства товаров, руб.

Чистая прибыль – это один из важнейших факторов, который оказывает влияние на рентабельность производства. Чистая прибыль согласно положению по бухгалтерскому учету «бухгалтерская отчетность организации» представляет собой разницу между частью балансовой прибыли предприятия, остающаяся в его распоряжении после уплаты налогов, сборов, обязательных отчислений в бюджет. Поскольку предполагается поступления только от производственной

деятельности (и незначительные коммерческие и управленческие расчеты), чистая прибыль будет примерно равна:

$$ЧП = ВП \cdot (1 - t_1 - t_2), \text{ руб} \quad (4.2)$$

Где: $ВП$ – валовая прибыль, руб;

t_1 – ставка налога на прибыль;

t_2 – ставка налога на ресурсы.

В настоящее время, экономисты используют метод UNIDO и IDCAS для оценки эффективности капиталовложений путем определения и оценки показателей: чистая приведенная стоимость (NPV), внутренняя норма доходности (IRR) и окупаемость [100-103].

Основным показателем, отражающим стоимость, инвестиционную привлекательность, для инвестора является чистая приведенная стоимость проекта (net present value (NPV)), рассчитываемая как [101]:

$$NPV = \sum_{t=1}^n \frac{C_t}{(1+r)^t} - C_0 \quad (4.3)$$

Где: C_t – чистый денежный поток для i -го периода. Чистый денежный поток определяется как сумма чистой прибыли (ЧП) и амортизационных отчислений;

C_0 - первоначальные инвестиции;

r - ставка дисконтирования (стоимость капитала, привлеченного для инвестиционного проекта).

Притом, что выгодным для инвестора считается вариант, при $NPV = 0$, когда вложение капитала оправдывается предполагаемой доходностью. Внутренняя норма доходности проекта (IRR), означающая ставку дисконтирования, при которой NPV проекта будет равно нулю.

$$NPV = \sum_{t=1}^n \frac{C_t}{(1+IRR)^t} - C_0 = 0 \quad (4.4)$$

Основные показатели экономической эффективности, как срок окупаемости капитальных вложений (T) *рассчитывается с учетом чистой прибыли.*

$$T = \frac{\sum I}{\sum (ЧП + K_h)} \quad (4.5)$$

Где: I - капитальные вложения (инвестируемый капитал);

$ЧП$ - чистая прибыль за год;

K_h - амортизация за год.

На основе приведенного выше анализа, экономические показатели при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя с использованием самопередвигающихся шарнирно-оградительных крепей на шахте Уонгби, приведены в таблице 4.1 [104].

Таблица 4.1- Основные технико-экономические показатели

№	Наименование показателя	Единица измерения	Значение показателей
1	Производственная мощность шахты тонн	тыс. тонн	610
2	Коэффициент переработки	%	92
3	Объём товарной угля	тыс. тонн	562
4	Первоначальные производственные инвестиции, всего	млн.руб	111,458
5	Цена реализации единицы товарной продукции	руб/т	2286,7
6	Выручка от реализации продукции	млн.руб	1286,086
7	Эксплуатационные затраты на 1 тонн товарной продукции	руб/т	1867,846
8	Себестоимость производства	млн.руб	1050,514
9	Валовая прибыль	млн.руб	235,572
10	Чистая прибыль ($ЧП$)	млн.руб	176,68
12	Чистая приведенная стоимость(NPV)	млн.руб	33,114
13	Внутренняя норма доходности проекта (IRR)	%	21,12
14	Ставка дисконтирования	%	12
15	Банковские проценты по кредиту	%	12
16	Срок окупаемости капитальных вложений	лет	3

Проведенный анализ чувствительности для определения колебаний показателя экономической эффективности (NPV , IRR , $ЧП$) при изменении в направлении увеличения или уменьшения выручки от реализации продукции, себестоимости производства товаров и первоначальных инвестиций, приведены на таблице 4.2.

Таблица 4.2 - Анализ чувствительности NPV, IRR и ЧП от основных экономических параметров

Колебание		Чистая приведенная стоимость (NPV)		Внутренняя норма доходности проекта (IRR)		Чистая прибыль (ЧП)	
Скорость изменения (%)		млн.руб	Процент изменения (%)	%	Процент изменения (%)	млн.руб	Процент изменения (%)
Выручка от реализации продукции	+10	120,64	264,31	48,29	128,64	270,402	53,04
	+5	76,876	132,15	33,99	60,93	223,54	26,52
	0	33,114	0,00	21,12	0,00	176,68	0,00
	-5	-10,648	-132,15	9,14	-56,72	129,818	-26,52
	-10	-54,412	-264,31	-2,41	-111,41	82,956	-53,04
себестоимость производства товаров	+10	-38,83	-217,16	1,95	-90,77	97,89	-44,59
	+5	-2,858	<u>-108,46</u>	11,24	<u>-46,78</u>	137,284	<u>-22,29</u>
	0	33,14	0,00	21,12	0,00	176,68	0,00
	-5	69,086	<u>108,46</u>	31,83	<u>50,71</u>	216,074	<u>+22,29</u>
	-10	105,058	217,16	43,66	106,72	255468	+44,59
Начальные инвестиции	+15	15,654	-52,71	15,82	-25,09	161,02	-8,85
	+10	21,474	-35,14	17,44	-17,42	166,24	-5,9
	+5	27,294	<u>-17,57</u>	19,2	<u>-9,09</u>	171,46	<u>-2,95</u>
	0	33,114	0,00	21,12	0,00	176,68	0,00
	-5	38,934	17,57	23,21	9,89	181,9	+2,95

На основе полученной аналитической таблицы 4.2 были построены графики отражающие чувствительность измерения NPV, IRR и ЧП от основных экономических параметров, которые показаны на рис.4.1, рис.4.2, рис.4.3.

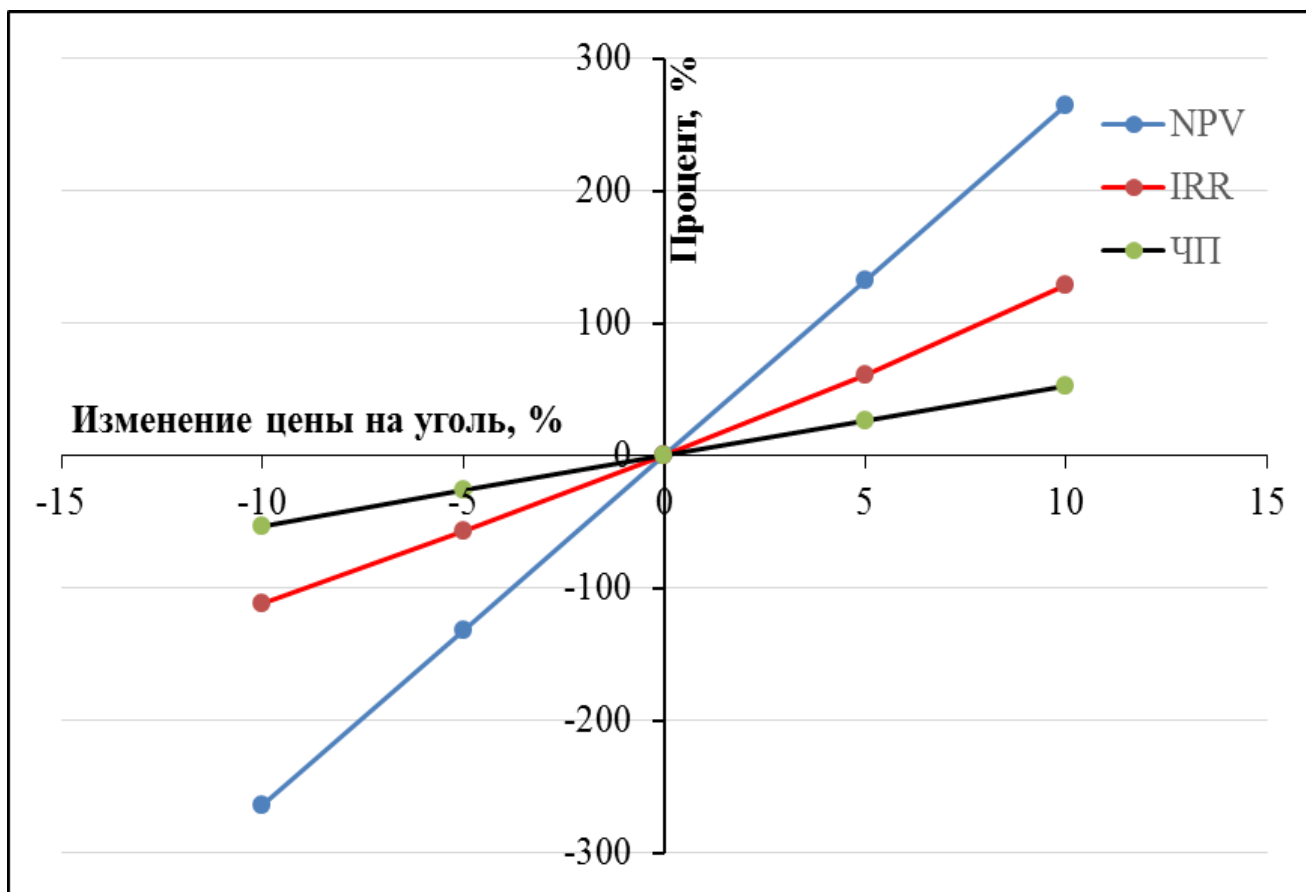


Рис. 4.1 - Анализ чувствительности NPV, IRR и ЧП от изменения цены на уголь.

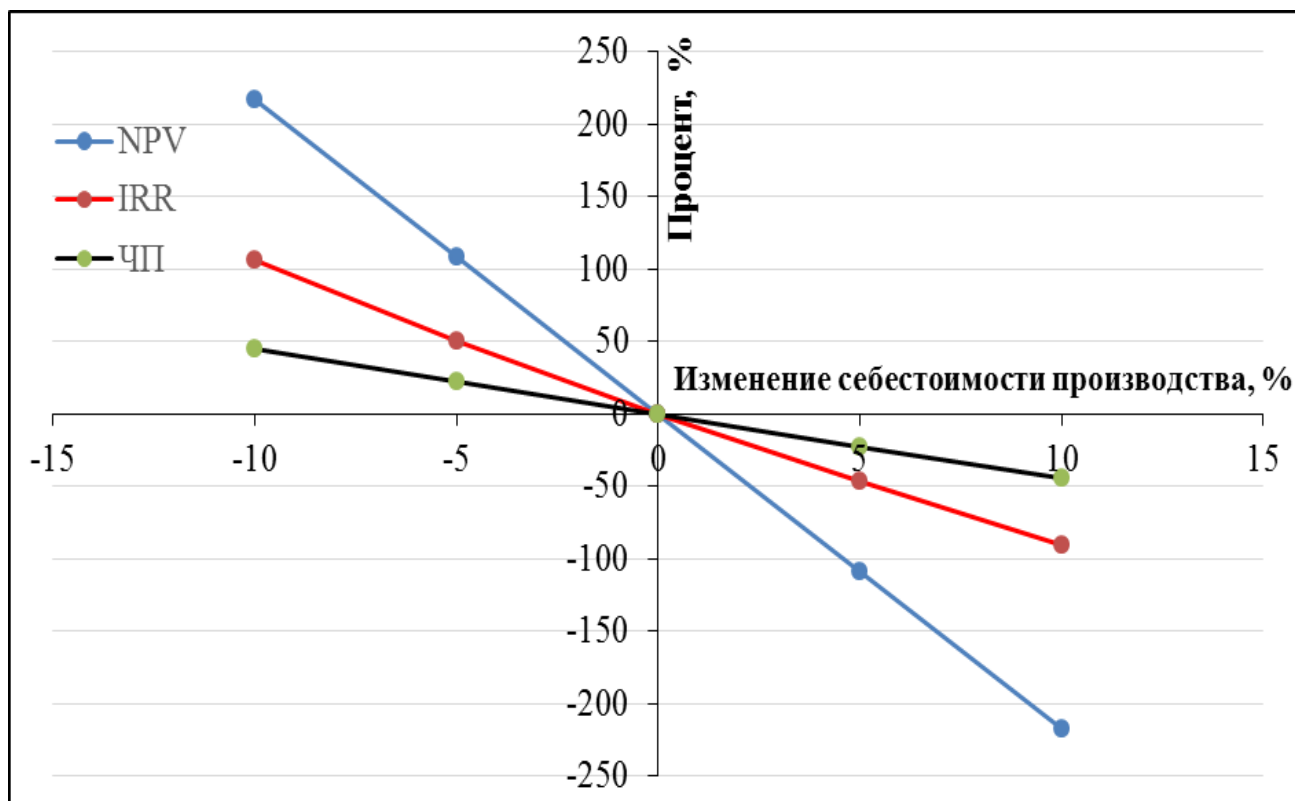


Рис.4.2 - Анализ чувствительности NPV, IRR и ЧП от изменения себестоимости производства.

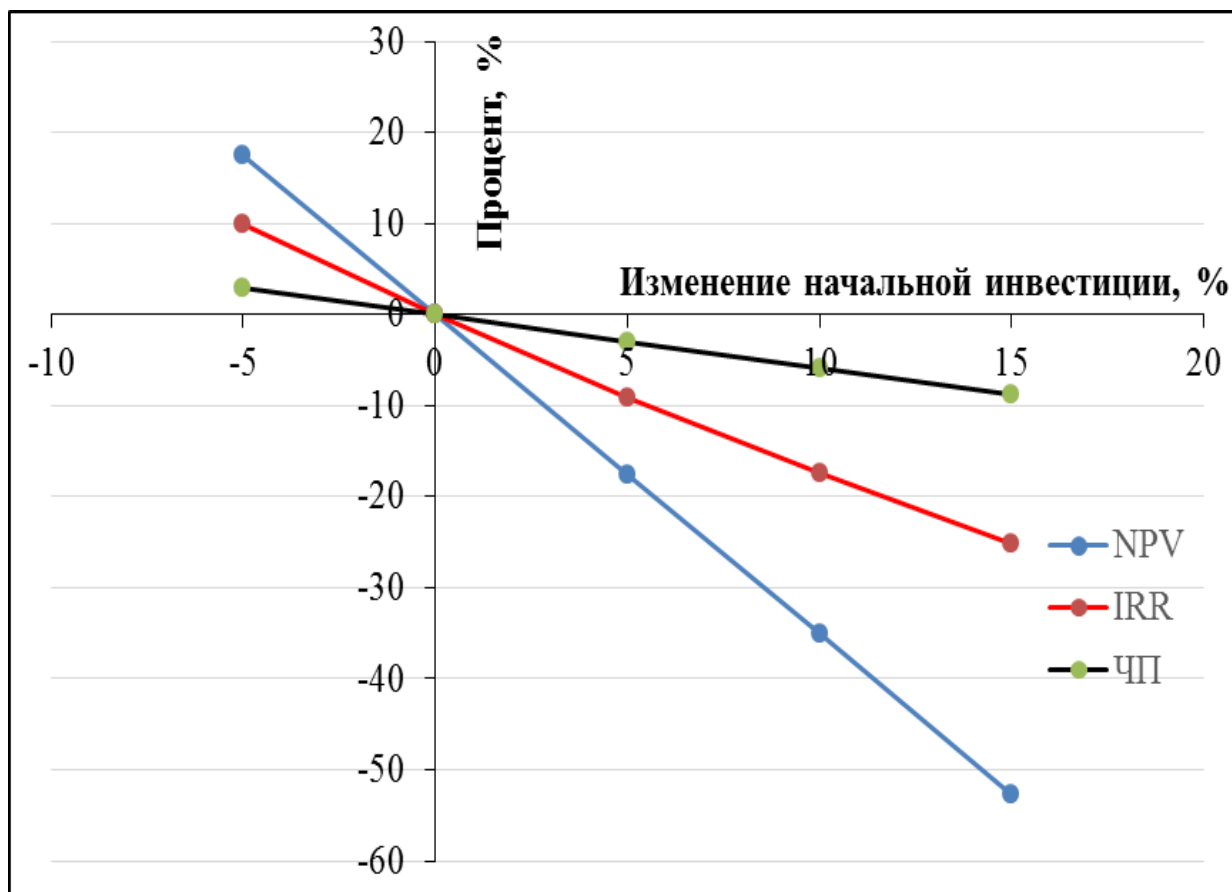


Рис.4.3 - Анализ чувствительности NPV, IRR и ЧП от изменения начальной инвестиции.

Важно заметить, что приведенный сценарий расчета нельзя отнести к оптимистической и в действительности доходность может быть значительно выше. Это может быть вызвано не только меньшими начальными инвестициями, меньшим сроком ввода в эксплуатацию шахты, меньшими дополнительными инвестициями, но и с избирательной и более эффективной технологией добычи угля и повышение производительности труда с целью снижения себестоимости производства.

4.2. Перспективы применения камерно-столбовой системы в угольной промышленности Вьетнам.

Опыт работы передовых угольных стран мира показывает, что применения дорогостоящих механизированных комплексов оборудования эффективно только при относительно высокой нагрузке на очистной забой. Наиболее благоприятные условия создаются при работе от границ панелей и применении систем разработки длинными столбами по простиранию с обратным порядком отработки выемочных полей. [105].

В настоящее время наибольший эффект достигается при добыче угля с использованием высокоэффективных средств комплексной механизации при отработке выемочных столбов больших размеров – до 3000 м и более и длиной лав до 400 м, что обеспечивает отработку значительных объемов запасов без перемонтажа механизированного комплекса.

В связи с этим остаются неиспользованными значительные запасы угля на оконтуренных участках шахтных полей у границ барьерных целиков, в охранных целиках, в зонах геологических нарушений, на участках шахтных полей с ограниченными запасами, которые целесообразно отрабатывать камерно-столбовой системой. Выемка угля камерно-столбовой системой разработки получила наибольшее развитие в передовых горнодобывающих странах: США, Австралии, ЮАР, России и др.

На основе анализа горно-геологических условий залегания угольных месторождений Вьетнама и длительного опыта их отработки, а также перспективы развития подземной угледобычи в передовых угледобывающих странах мира следует, что наиболее перспективной технологией при отработке наклонных угольных пластов средней мощности, вероятно будет являться камерно-столбовая система и диагональная технология с управлением горным давлением в очистном забое самопередвигающимися крепями с шарнирным соединением.

Технология отработки угольных пластов с использованием камерно-столбовой системы разработки обладает высокой степенью адаптивности к

изменяющимся горно-геологическим условиям залегания угольных пластов, отличается от длиннозабойной минимальным объемом или полным отсутствием работ по креплению и управлению кровлей в очистном забое, применением одного вида оборудования на подготовительных и очистных работах, а также небольшими капитальными затратами на приобретение этого оборудования.

Сравнения показателей между камерно-столбовой системой и длинными столбами по использованию основного оборудования и численности рабочих для каждой из двух систем разработки в том же состоянии, при отработке наклонных угольных пластов средней мощности Куангнинского угольного бассейна, приведены в табл.4.3 и табл.4.4.

Таблица 4.3 - Характеристики оборудования

Оборудование	Система разработки			
	Длинными столбами		Камерно-столбовая	
	Тип	Вес, т	Тип	Вес, т
Тип комбайна	Очистной комбайн MG300/700	42	Проходческий комбайн	30-50
Конвейер	Скребковый конвейер SGZ730/220	100	Скребковый конвейер SGZ730/220	30
Крепь	ZYG3200/16/36	70*12,5=875	ADSL	2*21=42
Итого		1017		102 - 122

Из табл.4.3 видно, что вес механизированного комплекса при отработке угольных пластов длинными столбами превышает почти в 9 раз по сравнению с весом крепи при отработке угольных пластов камерно-столбовой системой, соответственно капитальные затраты по оборудованию тоже повышаются, кроме того для длинной лавы требуются затраты на проведение монтажно-демонтажных работ.

Таблица 4.4- Сравнение численности рабочих, работающих в очистном забое.

Профессия	Длинная лава				Камерно-столбовая система			
	Смена I	Смена II	Смена III	Итого	Смена I	Смена II	Смена III	Итого
Машинист выемочной машины	1	1	1	3	1	1	1	3
Горнорабочий	20	20	20	60	7	7	7	21
Электрослесарь	5	5	5	15	2	2	2	6
Вспомогательные рабочие	3	3	3	9	1	1	1	3
Всего	29	29	29	87	11	11	11	33

Из статистического анализа табл.4.4 по численности рабочих, работающих в очистном забое следует, что численность рабочего персонала в очистных забоях длинной лавы превышает почти 2,5 раза по сравнению с численностью рабочего персонала в очистных забоях с использованием камерно-столбовой системы.

4.3. Техничко-экономическое сравнение двух систем разработки длинными столбами и камерно-столбовой системой.

Многолетний опыт функционирования угольной промышленности Вьетнама показывает, что перспектива эффективного освоения месторождений Куангнинского угольного бассейна во многом зависит от горно-геологических и горнотехнических условий, что объективно предопределяет устойчивую тенденцию на адаптивные к этим условиям инновационные технологии отработки запасов наклонных пластов средней мощности. Вьетнамскими и Российскими исследователями предложено значительное количество методов технико-экономической оценки систем разработки, основанных на технико-экономических показателях работы лавы и заканчивая объемными показателями, базирующимися на показателях добычи угля на горном предприятии в целом.

Выбор оптимальной системы разработки зависит не только от горно-технических факторов, но и от эффективности технико-экономических показателей по выемочную участку. Поэтому необходимо оценить экономическую эффективность системы на основе технико-экономических показателей. Экономическая эффективность оценивается по двум показателям: эффективность производства и эффективность инвестиционного капитала. Эффективность производства отражается в годовой прибыли после налогообложения и определяется разницей между продажами угля и издержками производства.

На основе технико-экономического сравнения затрат на добычу 1 тонн угля для конкретной системы разработки для условий бассейна Куангнинь по уровню цены и заработной плате в 2017 г.

В табл.4.5 приведены затраты на добычу 1 тонны угля при отработке наклонных угольных пластов средней мощности камерно-столбовой системой разработки при выемке угля буровзрывным способом в горно-геологических условиях пласта «8 -Донгвонг» на шахте «Уонгби», которая определяется исходя из каждого элемента затрат на горное производство.

Таблица 4.5 - Техничко-экономические показатели по добычному участку на шахте «Куангхань» с использованием камерно-столбовой системы

№	Наименование показателя	Единица измерения	Значение показателей
1	Затраты по материалам	руб/т	145,02
2	Затраты на электроэнергию	руб/т	13,88
3	Затраты по заработной плате	руб/т	337,24
4	Затраты по страховке	руб/т	30,38
5	Затраты на амортизацию	руб/т	10,10
6	Прочие денежные расходы	руб/т	38,96
Итого		руб/т	575,60

В табл.4.6 приведены затраты на добычу 1 тонны угля при отработке наклонных угольных пластов средней мощности длинными столбами по простиранию с использованием средств комплексной механизации на шахте «Куангхань», которые определяются исходя из каждого элемента затрат на горное производство, которые представлены табл. 4.6.

Таблица 4.6 - Техничко-экономические показатели по добычному участку на шахте «Куангхань» с использованием средств комплексной механизации

№	Наименование показателя	Единица измерения	Значение показатели
1	Затраты по материалам	руб/т	50,94
2	Затраты на электроэнергию	руб/т	93,15
3	Затраты по заработной плате	руб/т	277,99
4	Затраты по страховке	руб/т	24,37
5	Затраты на амортизацию	руб/т	243,44
6	Прочие денежные расходы	руб/т	95,36
Итого		руб/т	785,26

В таб.4.7 при отработке наклонных угольных пластов средней мощности длинными столбами по простиранию, с диагональным расположением линии очистного забоя, в лаве используются гидравлические самопередвигающиеся мобильные стойки с выемкой угля буровзрывным способом на шахтах угольного бассейна Куангнинь, приведены затраты на добычу 1 тонны угля, которые определяются исходя из каждого элемента затрат на горное производство.

Таблица 4.7- Техничко-экономические показатели по добычному участку на шахте «Куангхань» с диагональным расположением линии очистного забоя

№	Наименование показателя	Единица измерения	Значение показателя
1	Затраты по материалам	руб/т	89,14
2	Затраты на электроэнергию	руб/т	32,50
3	Затраты по заработной плате	руб/т	503,84
4	Затраты по страховке	руб/т	45,53
5	Затраты на амортизацию	руб/т	288,32
6	Прочие денежные расходы	руб/т	63,91
Итого		руб/т	993,99

Сравнительная оценка затрат на добычу на 1 тонны угля для конкретной технология разработки ведения очистных работ, по изменению заработной платы, основываясь на базовом коэффициенте заработной платы в 2017 году, приведены в табл 4.8 и на рис.4.5.

Таблица 4.8 - Сравнение затрат на добычу на 1 тонны угля по технологиям разработки

№	Наименование технологии разработки	Себестоимость добычи на 1 тонн угля					
		Уровень повышения по заработной плате					
		2017г	15%	30%	45%	60%	75%
1	камерно-столбовая система	230241	250475,4	270709,8	290944,2	311178,6	331413
2	Столбовая система разработки длинными столбами по простиранию с использованием средств комплексной механизации	314107	330786,7	347466,4	364146,1	380825,8	397505,5
3	Столбовая система разработки длинными столбами по простиранию с использованием гидравлических мобильных стоек	395596	427826,4	45856,8	488287,2	518517,6	548748

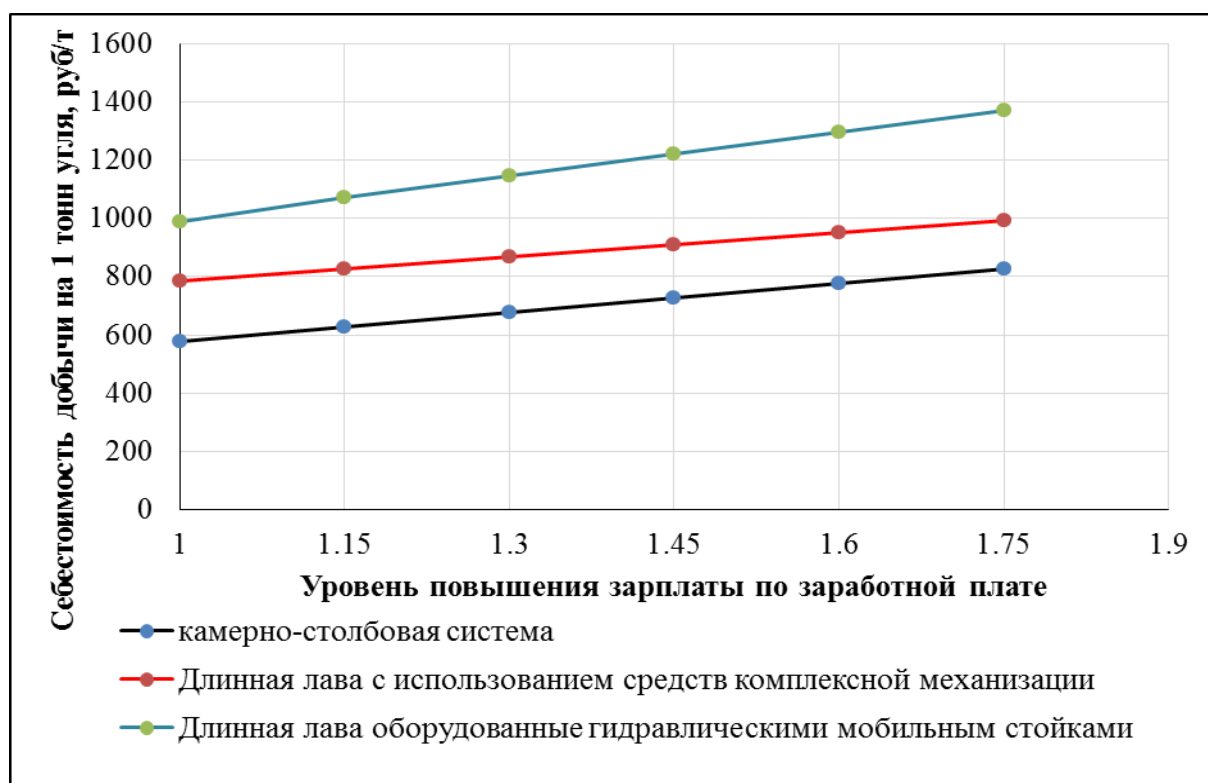


Рис.4.4 - Затраты на добычу 1 тонны угля в зависимости от уровня повышения заработной платы

Из таб.4.8 и рис.4.4 видно, что затраты на добычу 1 тонны угля при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с использованием камерно-столбовой системы разработки для условий бассейна Куангнинь меньше, на 26,7% чем с использованием технологии разработки с длинными лавами с использованием средств комплексной механизации и на 41,7% чем с использованием технологии разработки с длинными лавами, оборудованными гидравлическими мобильными стойками. Затраты на добычу 1 тонны угля увеличиваются с повышением уровня заработной платы.

Кроме этого, на основе технико-экономического сравнения потерь угля и нагрузки на очистной забой для технологических системы разработки на шахтах угольного бассейна Куангнинь были оценены возможности применения перспективных технологий.

В табл.4.9 приведены технико-экономические показатели работы по технологии добычи угля на шахтах бассейна Куангнинь при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с использованием различных технологических схем разработки.

Таблица 4.9- Техничко-экономические показатели работы по технологии добычи угля на шахтах бассейна Куангнинь.

№	Показатели	Единица	Существующие технологии			Перспективные технологии		
			Длинная лава с использованием средств комплексной механизации на шахте «Куангхань»	Длинная лава, оборудованная гидравлическими мобильными стойками на шахте «Хонгай»	Длинная лава, оборудованная индивидуальными гидравлическими стойками на шахте «Намау»	Длинная лава, оборудованная самопередвигающимися шарнирно-оградительными крепями с диагональным расположением линии очистного забоя	Камерно-столбовая система разработки с выемкой угля БВР	Камерно-столбовая система разработки с выемкой угля комбайном
1	Мощность пласта	м	2,4	3,2	2,8	2,8	3,5	3,5
2	Угол падения	град	18	32	30	30 – 35 ⁰	35	15
3	Плотность угля	т/м ³	1,58	1,7	1,65	1,7	1,7	1,65
5	Длина лавы	м	85	96	100	100	-	5
6	Шаг выемки угля	м	0,63	1,2	1,2	0,8	-	-
7	Среднесуточная нагрузка	т/сут	667	350	240	478	493	693
8	Производительность труда	т/чел	13	4,9	4,5	6,1	8,9	27
9	Потери угля по технологии	%	13,7	26	30	17	25	16,6

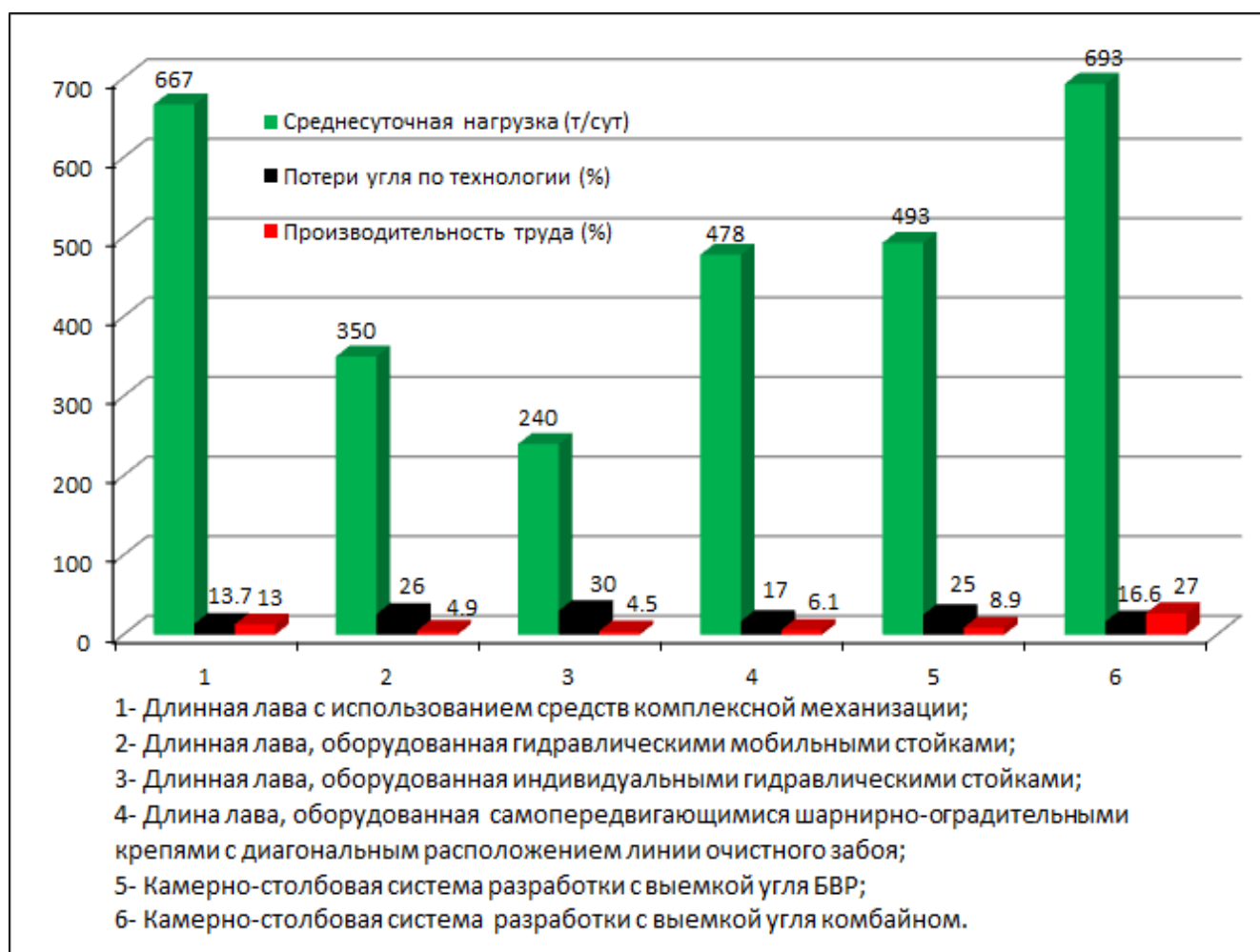


Рис.4.5 – Сравнения потерь угля и нагрузки на очистной забой по технологиям добычи угля

Из таб.4.9 и рис.4.5 видно, что нагрузка на очистной забой по технологии с диагональным расположением линии очистного забоя и управлением горным давлением самопередвигающимися шарнирно-оградительными креплениями и камерно-столбовой системы разработки с выемкой угля комбайном при отработке наклонных угольных пластов средней мощности, на шахтах бассейна Куангнинь от 1,5 до 2,5 раз выше, чем с использованием технологии разработки длинными лавами и управлением кровлей гидравлическими стойками.

Вывод

1. Оценка экономической эффективности работы шахт в угольном бассейне Куангнинь производится на основе оценки экономических показателей по экономической эффективности производства и торговле углем, а также экономической эффективности капиталовложений.

2. Инвестиционная привлекательность проекта разработки на шахтах каменноугольного месторождения «Куангнинь», даже при относительно высокой процентной ставке, и высоких первоначальных инвестициях, будет рентабельной.
3. При отработке наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя и использованием шарнирно-оградительных крепей экономическая эффективность достигается со следующими экономическими показателями: чистая приведенная стоимость (NPV): 33,114 млн.руб; внутренняя норма доходности проекта (IRR): 21,12%; срок окупаемости капитальных вложений: 3 года.

Заключение

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой содержится решение актуальной задачи обоснование инновационных пространственно планировочных решений по интенсивной отработке запасов наклонных угольных пластов средней мощности на базе разработанных технологических схем, адаптированных к конкретным горно-геологическим и горнотехническим условиям, внедрение которых позволит повысить эффективность и безопасность горных работ и вносит существенный вклад в развитие угольной промышленности Вьетнама и направлена на совершенствования практики и научной базы проектирования горнотехнических систем.

Основные теоретические и практические результаты работы, полученные лично автором:

1. Перспективным направлением выполнения государственного плана по добыче угля Вьетнама в значительной степени зависит от эффективности дальнейшего промышленного освоения потенциала бассейна Куангнинь на основе дальнейшего совершенствования существующих технологий добычи угля и создание современных технических средств, с целью повышения технико-экономического уровня развития шахт.

2. Предложена классификация технологических схем отработки наклонных угольных пластов средней мощности для определения области эффективного освоения запасов угольного бассейна «Куангнинь», в зависимости от угла падения пласта с учетом применения средств комплексной механизации.

3. Предложены прогрессивные варианты технологических схем отработки запасов наклонных угольных пластов средней мощности бассейна Куангнинь, с диагональным расположением линии очистной забоя и управлением кровлей самопередвигающимися шарнирными крепями и камерно-столбовой системой разработки с подготовкой выемочного блока диагональными скатами и выемкой камер по простиранию и отработкой междукammerного целика заходками по восстанию или падению.

4. Обоснованы пространственно-планировочные решения и параметры выемочного блока, по интенсивной отработке наклонных угольных пластов

средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя и камерно-столбовой системой разработки с подготовкой диагональными скатами.

5. На основе математического моделирования построена 3D-модель, позволяющая определять закономерность изменения угла наклона линии очистного забоя, скатов и диагональной длины выработки в зависимости от угла падения пласта.

6. Предложена инновационная технологическая схема высокоэффективной отработки наклонных угольных пластов средней мощности с диагональным расположением линии очистного забоя с применением самопередвигающихся шарнирно-оградительных крепей и рекомендована к использованию в практике составления концептуального проекта в условиях шахты «Уонгби».

7. Определена рациональная длина блока по простиранию от 60 до 90 м на основе оптимального соотношения между подготовительными и очистными работами при отработке наклонных угольных пластов средней мощности с углом падения от 25- 35° с использованием камерно-столбовой системы разработки и выемкой угля буровзрывным способом с целью обеспечения безопасности и эффективности работ.

8. Выявлены закономерности рационального угла диагонального расположения подготовительных выработок и линии очистного забоя, позволяющие обоснованно реализовать пространственную ориентацию и параметры выемочных участков в пределах этажа.

9. Разработан программный модуль и критерии, позволяющие в зависимости от угла падения пласта, глубины горных работ, предела прочности угля на сжатие и мощности пласта, оптимизировать мощность предохранительной пачки угля и подзавальных целиков с целью непроникновения обрушенных пород в забой заходки.

10. Разработан концептуальный проект разработки наклонных угольных пластов средней мощности в условиях Куангнинского угольного бассейна с использованием диагональной технологии, где определены его основные технико-экономические показатели.

Список литературы

1. План добычи и торговли угля компании «Винакомин» за 2016-2020. Ханой, 2016. – 80с.
2. Перспективный план развития угольной промышленности Вьетнама в период 2010-2025гг. Ханой, 2010. – 102с.
3. Фунг М. Д. Исследование и выбор технолого-технических решений для разработки угольных пластов, залегающих под защищаемыми объектами / Фунг Мань Дак. – Ханой, 2011. – 235с.
4. Отчет о результатах работы угольной компании «Винакомин» за 2005-2017гг. Ханой, 2017. – 134с.
5. Доан В.К, Нгуен А.Т, Фунг М.Д и др. Исследование и выбор технологии механизации разработки и проект, фабрикация механизированной крепь, которая соответствует с горно-геологическими условиями мощных угольных пластов, имеющих угол падения до 35°, в бассейне Куангнинь. Итоговые сообщения государственной научно-технической программы КС.06.01/06-10(Часть геология). Ханой. 2008. – 306с
6. Чан В.Х. Обоснование решений для рационального использования минеральных ресурсов и охраны окружающей среды во Вьетнам. Государственная научно-техническая программа КС-08-28. Ханой. 2006. – 280с.
7. Отчет угольной компании «Винакомин» об использовании угля в народном хозяйстве СРВ. Ханой, 2015. – 62с.
8. Фунг М.Д, Нгуен А. Т и др. Исследование и применение бесцеликовой отработки угольных пластов на шахтах месторождения Куангнинь. Итоговое сообщение научно-исследовательской темы ХИГНИТ. Ханой, 1993. – 178с
9. Нгуен В.Л, Нгуен Д.Х, Нгуен Т.З, Фан В. Н, Горная геология, Ханой, 2000. – 107с.
10. Нинь К.Т, Фунг М. Д, Чыонг В.Л, Чыонг Д.З, Нгуен А.Т и др. Исследование и выбор технологии подземной и открытой разработки в сложных горно-геологических условиях. Государственная научно-техническая программа КС-03-03 (Часть подземной разработки). Ханой, 1995. – 249с.
11. Фунг М.Д, Нгуен А.Т. Исследование применения механизации в сложных горно-геологических условиях угольного бассейна Куангнинь. Ханой. 2004. – с.20-24.
12. Фунг М. Д, Нуен А. Т, Чыонг Д. З. Исследование научных и технических решений с целью целесообразного использования полезного ископаемого для

устойчивого развития при разработке и использовании угля в Вьетнаме, Ханой, 2006. – 190с.

13. Ву Д.Т. Подземная технология разработки угля, том I, Ханой, 2002. – 162с.

14. Доан В.К, Нгуен А.Т, Фунг М.Д и др. Исследование и выбор технологии отработки и механизированной крепи, соответствующей горно-геологическими условиям отработки мощных наклонных угольных пластов в бассейне Куангнинь. Государственная научно-техническая программа КС.06.01/06-10. Ханой, 2008. – 205с.

15. Фам Н.Х, Нгуен В.В, Фам Д.Т. Вскрытие и разработка угольных пластов подземным способом. Куангнинь, 2013. – 157с.

16. Нгуен А.Т, Чыонг Д.З, Ньы В.Т. Исследование технологии отработки мощных пластов с использованием гидравлической крепи образца ЗН или ГК на шахтах месторождения Куангнинь, Ханой, 2009. – 125с.

17. Абрамкин Н.И , Фам Дик Тханг. Выбор технологии механизации и разработки наклонных угольных пластов средней мощности в горно-геологических условиях на шахте «Куангхань». Горный информационно-аналитический бюллетень.- 2017г.-№1. – с. 202-210.

18. Виткалов В.Г, Фам Дик Тханг. Обоснование технологических решений по отработке наклонных угольных пластов на шахтах куангнинского угольного бассейна. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. №10. С. 113-121.

19. Чан В.Х, Подземная разработка угля, Ханой, 2003. – 257с.

20. Результат работы на угольной шахте Маохе за 2007-2017гг. Куангнинь, 2017. – 68с.

21. Результат работы на шахте Вангзаннь за 2007-2017гг. Куангнинь, 2017. – 73с.

22. Нгуен А.Т, Чыонг Д.З, Исследование и обоснования применения механизации в шахте Хечам, Ханой, 2007. – 127с.

23. Результат работы на шахте Уонгби за 2007-2017гг. Куангнинь, 2017. – 64с.

24. Результат работы на шахте Халам за 2007-2017гг. Куангнинь, 2017. – 74с.

25. Результат работы на шахте Монгзыонг за 2007-2017гг. Куангнинь, 2017. – 58с.

26. Результат работы на шахте Зыонгкюй за 2007-2017гг. Куангнинь, 2017. – 58с.

27. Результат работы на шахте Наммау за 2007-2017гг. Куангнинь, 2017. – 71с.

28. Результат работы на шахте Хечам за 2007-2017гг. Куангнинь, 2017. – 68с.

29. Ремезов А.В, Ануфриев А.В, Кочкин Р.О. Зарубежный опыт применения технологических схем отработки наклонных и крутонаклонных угольных пластов

на шахтах. Материалы всероссийской научно-практической конференции. Кемерово, 2016. – С.18.20.

30. Шундулиди И.А. Интегрированные технологические системы двухстадийной отработки запасов мощных угольных пластов. М.: ООО Корина-офсет, 2004. – 359с.

31. Li Yang, Zhu Enguang, Zhang Kangning, Li Minghao, Wang Jiaying, Li Chengkun. Longwall mining under gateroads and gobbs of abandoned small mine. International Journal of Mining Science and Technology. 2017. Vol.27. pp 359-364.

32. Горная промышленность Германии [Электронный ресурс]. URL: <http://mir-prekrasen.net/referat/1738-gornaya-promyshlennost-germanii.html>.

33. Козовой Г.И, Зубов В.П. Шахта «Распадская» – «Распадская угольная компания»: состояние, приоритетные задачи и перспективы развития. Уголь, 2016- №2. – С5-10.

34. Бригада А. Кайгородова шахты имени В.Д. Ялевского АО «СУЭК-Кузбасс» добыла миллионную тонну [Электронный ресурс]. URL: <http://www.uk42.ru/index.php?id=4751>.

35. Бригада Евгения Косьмина шахты «Имени В.Д.Ялевского» первой в России добыла 4 миллиона тонн угля с начала года. Уголь, 2016, №11 с.67.

36. Кадры из-под земли: Как работает самая мощная шахта России [Электронный ресурс]. URL: <https://commentarii.ru/blog/43240867952/kadryi-iz-pod-zemli-kak-rabotayet-samaya-moschnaya-shahta-rossi>.

37. Мельник В.В., Виткалов В.Г. Технология горного производства. Из-во “Горное дело “ООО” Киммерийский центр”, 2015. – 304с.

38. Коровкин Ю.А. и др. Теория и практика длиннолавных систем. М., ООО “Техгормаш” 2004. – 599с.

39. Петренко. Развитие инновационной деятельности в угольной отрасли России. Уголь, 2006, №1 с.30-34.

40. Судоплатов А.П. Разработка угольных месторождений короткими очистными забоями. М.: Недра, 1962 – 304с.

41. Горнодобывающая промышленность [Электронный ресурс]. URL: https://studref.com/323399/ekologiya/gornodobyvayuschaya_promyshlennost.

42. Ордин А.А, и др. Освоение камерно-столбовой системы разработки ниже границы горных ударов в условиях шахты “Денисовская”. “Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук”, Новосибирск, № 1, Т.1.2014.

43. Ремезов А.В, Егоров П.В, Калинин С.И, Брынько А.Ф, др. Технология отработки пологих и наклонных угольных пластов по камерно- столбовой системе в сложных горно-гелогических условиях /А.В. Ремезов, П.В.Егоров, С.И.Калинин и др // Кемерово: Кузбассвуиздат, 2005. – 223с.
44. Агудалин Б.П. Обоснование параметров технологических схем разработки мощных пологих пластов камерно-столбовой системой в сложных горно-геологических условиях / Б.П. Агуладин // Автореферат диссертация на соискание ученой степени канд.т.н. КГТУ, Кемерово, 2003.
45. Крашкин И.С. Оценка целесообразности внедрения камерно-столбовой системы разработка на шахтах РФ / И.С. Крашкин, А.В. Брайцев, С.В. Шамиров // Уголь. - 1998.- №3. С.21-35.
46. Судоплатов А.П. Разработка угольных месторождений короткими очистными забоями. – М.: Недр, 1962. – 304с.
47. Торф Ю.Д. Короткозабойная технология отработки пологих пластов / Ю.Д. Торф, Г.Е. Лукашов. Уголь.-1998.-№7. – С.18-21.
48. Честер Хафф. Соединенные шахты Америки. Угледобывающая промышленность. Партнеры по экономической реформе. Угольный проект.- Кемерово, 1995. – 175с.
49. Агудалин Б.П. Исследование геомеханических процессов при отработке мощных пологих пластов с труднообрушаемой кровлей камерно-столбой системой. Совершенствование технологических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых. – Кемерово, 2001. – С. 39-45.
50. Расчет панельных целиков при камерно-столбовой системе разработки угольных месторождений / ИГД им.А.А. Скочинского. – М., 1965. – 18с.
51. Использование камерно столбовой системы при отработке пласта 7-7а в горно-геологических условиях ОАО «шахта Распадская» [Электронный ресурс]. URL: http://studbooks.net/1789107/geografiya/ispolzovanie_kamerno_stolbovoy_sistemy_otrabotke_plasta_gorno_geologicheskikh_usloviyah_shahta_raspadskaya.
52. Потапенко В.А. Разработка пологих угольных пластов короткими очистными забоями. Тула: ЗАО “ГРИФ и К”, 2007. – 352с.
53. Нгуен А.Т, Чыонг Д.З, Данг Х.Т и др., Исследование применения механизации коротких лав в сложных горно-геологических условиях Куангниньского бассейна, Ханой, 2006. – 178с.

54. Лэ Ны Хунг, Основы проектирования шахт, Ханой, 2006. – 266с.
55. Benjamin P. F. Numerical Modeling of Room-and-Pillar Coal Mine Ground Response. Blacksburg. 2016. – 206с.
56. Виткалов В.Г., Фам Дик Тханг. Обоснование пространственно-планированных и технологических решений по интенсивной отработке наклонных угольных пластов средней мощности с использованием шарнирно-оградительных крепей на шахтах бассейна Куангнинь. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017- №12. С. 5-13.
57. Нгуен А.Т. Исследование применения механизации при отработке мощных палстов с углом падения более 45^0 в горно-геологических условиях Куангниньского бассейна. Ханой, 2007. – 197с.
58. Чыонг Д.З. Исследование и выбор механизированной технологии круто-наклонных угольных пластов тонких и средней мощности на шахтах бассейна Куангнинь. Государственная научно-техническая программа. Ханой, 2007. – 188с.
59. [Электронный ресурс]. URL: <http://vinacomin.vn/tin-tuc-vinacomin/tkv-voi-muc-tieu-tang-truong-xanh-10624.htm>
60. Отчет об итогах добычи угля на шахтах бассейна Куангнинь за период 2015- 2017
61. Виткалов В.Г. Обоснование параметров очистных работ и механизированной крепи при высоких скоростях подвигания. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. - Москва, 1982. – 205 с.
62. Бейсембаев К.М. и др. Исследование состояния горного массива при подвигании лавы. Известия высших угольных заведений. Горный журнал. – 2013. №3.- С. 69-76.
63. Панфилов Ю.Н, Ковшевный П.А, Соловьев Г.И, и др. Особенности механизма проявлений горного давления в выемочных выработках глубоких шахт. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2005. №7. С.230-233.
64. Бондаренко Ю.В, Соловьев Г.И , Кублицкий Е.В , Демин И.К. О физической модели взаимодействия каркасной усиливающей крепи выемочной выработки с вмещающими породами. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2002. №6. С.183-187.
65. Совершенствование камерно-столбовой системы разработки.- М.: Наука, 1967. – 171 с.
66. Крашкин И.С., Брайцев А.В., Шатилов С.В., Оценка целесообразности

- внедрения камерно-столбовой системы разработки на шахтах Российской Федерации. Уголь, 1998. №3. – С.21-25.
67. Horst Wagner. The role of pillar in small underground mines. International Conference on Safety and Environmental Aspects of Mining. 2003, Volume 63.- 89-104p.
68. Пальчевский А. Ю, Повышение эффективности добычи угля на базе рациональных сочетаний длинных и коротких очистных забоев. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, Москва. 2007.
69. Миняфаев В.Р., Солодовников В.Ф. Анализ закладочных работ при выемке крутых пластов щитовыми агрегатами. Уголь Украины. –1990. –№4. С. 12-16.
70. Мельник В.В., Хрисамов П.Е. Использование шахтных пород и отходов углеобогащения в качестве закладочного материала при подземной угледобычи. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2010. №5. С.282-287.
71. Гребенкина С.С., Мельник В.В. Прогрессивные технологии подземной отработки запасов месторождений полезных ископаемых с закладкой выработанных пространств. Донецк «ВИК», 2013. - 749с.
72. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика горных пород. М., Недра, 1975. –280с.
73. Шевяков Л. Д. Разработка месторождений полезных ископаемых. – М.: Госгортехиздат, 1963. – 728 с.
74. Борисов А. А. Механика горных пород и массивов. – М.: Недра, 1980. – 360с.
75. Поталенко В.А., Сидорчук В.К., Цыплаков Б.В. Разработка пологих угольных пластов короткими очистными забоями. – Тула.: 2007. – 350с.
76. Joze Kortnik. Optimization of the high safety pillars for the underground excavation of natural stone blocks. Acta geotechnica Slovenica, Vol. 6, 1 (2009), p. 34-48.
77. Jan Abram Maritz. The effect of shear stresses on pillar strength. URI: <https://repository.up.ac.za/handle/2263/50681>.
78. O.Nikitin., Mining block stability analysis for room and pillar mining. Conference:2nd International Symposium on Oil Shale. 2003. Volume:20: 515-528p.
79. Шамганова Л.С., Чабдарова Ю.И., Джапаев С.К., Кайранбаева А.Б. Устойчивость конструктивных элементов камерно-столбовой системы при отработке наклонных залежей. Вестник КазНТУ. 2014. – №1.35-39.
80. Чабдарова Ю.И., Нугманов К.Х., Джапаев С.К., Некоторые вопросы безопасной отработки наклонных перекрывающихся залежей. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2000. №12. С.183-186.

81. Современные методики оценки прочностных свойств горных пород. [Электронный ресурс]. URL: http://rudana.in.ua/metodiki_sov/htm.
82. Виткалов В.Г., Власов Б.И., характер распределения опорного давления в угольном пласте при высокой скорости подвигания очистного забоя. -Всб. Управление состоянием угленосной толщи., М., МГИ, 1982, с 49-51.
83. Каретников В.Н., Сарычев В. И. Геомеханическое обоснование параметров систем разработки угольных пластов под охраняемыми объектами. – М.: Горный вестник, - 1996. № 3, – С. 21-24.
84. Чан Туан Нган. Исследование и предложение схемы разработки и технологических решений с целью уменьшения потери угля при отработке крутых и наклонных угольных пластов в шахте Мао Хе, Дисс. на соиск уч. степ. марг., ХаНой, Ханойский Горно-геологический Унивеоситет, 2004.
85. Hoang, D. N. Analysis the development requirements and selection technology in condition of underground mining under construction and natural object in Vietnam. Scientific reports on resource issues. 2013 – Volume 1, – P. 97-102.
86. Потапенко В.А., Никишичев Б.Г., Сидорчук В. К. Ресурсосберегающие технологии отработки запасов локальных участков пологих пластов // Симпозиум «Неделя горняка -97». – М.: МГГУ, 1997. Вып. 4. – С. 130-133.
87. Сидорчук В. К., Шундулиди И. А., Марков А. С. Перспективы применения ресурсосбёрегающих технологий на угольных шахтах Кузнецкого бассейна. «Труды Международной научно-практической конференции» Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности. – Кемерово, 1999. – С. 95-96.
88. Сидорчук В. К., Потапенко В.А., Шундулиди И.А., Марков А. С. Исследование эффективности применения различных вариантов технологических схем выемки угольного пласта XVII камерной системой на АО «Шахта им. В.И.Ленина» // Симпозиум «Неделя горняка -99». – М.: МГГУ, 2000. Вып. 3. – С. 79-84.
89. Сидорчук В. К., Шундулиди И. А., Марков А. С. Анализ особенностей применения ресурсосберегающих технологий на угольных шахтах Кузнецкого бассейна // Проблемы освоения подземного пространства: Труды Международной конференции. -Тула: ТулГУ, 2000. – С. 168 -170.
90. Борщ- Компониец В.И. Методы направленного управления горным давлением при отработке месторождений камерно-столбовой системой // Разработка

месторождений твердых полезных ископаемых. Сб.: Итоги науки и техники. М., - 1981. – Т.233.

91. Essie Esterhuizen., Chris Mark., Michael M.Murphy. The ground response curve, pillar loading and pillar failure in coal mines. Proceedings of the 29th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, West Virginia, 2010.- p.19-27.

92. A. Fahimifar, P. Oreste, M. Ranjbarnia. The dimensioning of pillars in the mining rooms and pillars method through a detailed evaluation of the stress conditions in the rock. Advances in Environmental and Geological Science and Engineering. 2015. ISBN: 978-1-61804-314-6, 69.

93. Singh Satyendra K., Agrawal Harshit, Singh Awanindra P., Rib stability: A way forward for safe coal extraction in India. International Journal of Mining Science and Technology. 2017. Vol.27. pp 1087-1091.

94. Обоснование методов выбора рациональных технологических параметров камерно-столбовой системы для отработки пологих пластов в сложных горно-геологических условиях: отчет по научно-исследовательской работе / СФ ВНИМИ. – Прокопьевск, 2001. – 283с

95. Штумпф Г.Г. Физико –механические свойства горных пород и углей Кузнецкого бассейна / Г. Г. Штумпф, Ю.А. Рыжков, В.А.Шаламанов и др. – М.: Недра, 1994. – 447с.

96. Н.В. Проскуряков. Механика горных пород: учеб. Пособие / Н.М. Проскуряков, С.Н. Суглобов. – РТП ЛГИ, 1977. – 96с.

97. Викторов С.Д., Иофис М.А., Гончаров С.А. Сдвигение и разрушение горных пород. Москва Наука, 2005. – 276с.

98. Хомченко В.Н, Карасев В.А. Разработка мощных угольных пластов. – Комерово, 2015. – 61с.

99. Хомченко В.Н, Карасев В.А, Масаев Ю.А. Зависимость расчетных размеров целиков от глубины разработки в системах с короткими очистными забоями. - Вестник кузбасского государственного технического университета. – 2015. – № 1. – С. 45 – 49.

100. Оценка эффективности инвестиций. [Электронный ресурс]. URL: <http://www.msfofm.ru/library/109-investments-effectiveness-appraisal>.

101. Бернс Б., Хавранек П.М. Руководство по оценке эффективности инвестиций (методика UNIDO): Пер. с английского перераб. и доп. изд. – М: АОЗТ «Интерэкспорт», «ИНФРА-М», 1995 г.
102. Моссаковский Я.В., Богданова И.Н., Половская Я.Н. Оценка экономической эффективности внедрения новой техники на горнодобывающих предприятиях: Учебное пособие для вузов. – М.: Изд. МГГУ, 2002.
103. Моссаковский Я.В. Оценка экономического риска при реализации инвестиционных проектов в горной промышленности // Горный журнал. – 2002. – № 7.
104. Чан Туан Нган и др. Исследование применения технология с диагональным расположением линии очистного забоя использованием шарнирно-оградительных крепей на шахте Уонгби. Ханой, 2015. – 198с.
105. Пучков Л.А., Жежелевский Ю.Н. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. М.: Из-во. Мир горной книги, 2008. – 562с.

Приложение 1



INSTITUTE OF MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY
№ 3 Phan Dinh Giot Str.. Phuong Liet, Thanh Xuan. Hanoi, Vietnam
Tel: +84.4.38642024 - Fax: +84.4.38641564
Web: <http://imsat.vn> Email: imsat@vkhcnm.com.vn

СПРАВКА

О внедрении результатов диссертационной работы аспиранта **ФАМ ДИК ТХАНГ** на тему: «Обоснование пространственно планировочных решений по интенсивной отработке наклонных угольных пластов средней мощности месторождения Куангнинь».

Настоящей справкой подтверждаем, что разработанная в диссертационной работе **ФАМ ДИК ТХАНГ** технология подготовки и отработки наклонных угольных пластов средней мощности месторождения Куангнинь, выполненная в Национальном Исследовательском Технологическом Университете (НИТУ «МИСиС») не содержат секретных сведений и приняты к использованию в нашем институте.

Разработанные рекомендации по обоснованию проектных решений и технологических параметров выемочного участка по интенсивной отработке запасов наклонных угольных пластов средней мощности, обеспечивающих повышения эффективности, безопасности и полноты извлечения запасов полезного ископаемого при которых обеспечивается механизированная выемка угля, рассмотрены на ученом совете института и приняты к Ханойским Институтом Горной Науки и Технологии (ХИГНиТ) при разработке проекта на вскрытие нового горизонта и подготовке запасов к отработке пласта 8 на шахте Уонгби бассейна Куангнинь.

Ханой, 07... Сентября. 2018 г

Зам Директор Ханойского Института
Горной Науки и Технологии



Ньы Вьет Туан



QUANG NINH UNIVERSITY OF INDUSTRY
Yen Tho, Dong Trieu, Quang Ninh, Vietnam
Tel: 84.0203.3871292 - Fax: 0203.3871/292
Website: <http://qui.edu.vn> Email: dhcnqn@qui.edu.vn

Куангнинь, 05... Сентября 2018 г.

СПРАВКА

Настоящим удостоверяем, что результаты диссертационной работы аспиранта Фам Дик Тханг на тему «Обоснование инновационных пространственно - планировочных решений по интенсивной отработке наклонных угольных пластов средней мощности месторождения Куангнинь» внедрены в учебный процесс кафедры «Подземная разработка полезных ископаемых» и используются в качестве учебных материалов. Разработанные аспирантом методы, технологические схемы разработки наклонных угольных пластов средней мощности, программный модуль для определения параметров технологических схем в состав рабочих программ ряда дисциплин, которые преподаются студентам факультета «Горный и строительный», в частности дисциплин: «Подземная геотехнология», «Системы разработки месторождений», «проектирование месторождений».



К.Т.Н. Нгуен Тхе Винь



ГРУППА КОМПАНИЙ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ
ВЬЕТНАМА «VINACOMIN»
УГОЛЬНАЯ КОМПАНИЯ УОНГБИ
Дом 3, ул Чынг Вьонг, г. Уонг Би, Куангнинь - Вьетнам



СПРАВКА

О внедрении результатов диссертационной работы **ФАМ ДИК ТХАНГ** на тему: «Обоснование пространственно - планировочных решений по интенсивной отработке наклонных угольных пластов средней мощности месторождения Куангнинь»

Настоящей справкой подтверждаем, что разработанная в диссертационной работе **ФАМ ДИК ТХАНГ** технология подготовки и отработки наклонных угольных пластов средней мощности месторождения Куангнинь, выполненная в Национальном Исследовательском Технологическом Университете (НИТУ «МИСиС»-ГИ) не содержат секретных сведений и приняты к использованию в нашей компании. Разработанные технологические схемы с использованием камерно-столбовой системы разработки и комплексно-механизированной технологии с диагональным расположением линии очистной забоя с использованием самопередвигающихся шарнирных крепей, адаптивных к горно-геологическим условиям при отработке наклонных угольных пластов средней мощности месторождения Куангнинь, позволяющие повысить эффективности добычи и снижения потерь угля, а также повышения безопасности горных работ и улучшения условий труда рабочих.

После тестирования и модификации разработка будет принята к опытно промышленному внедрению угольной компании УонгБи на шахтах Хонг Тхай, Донгвонг.

Куангнинь, 06.....Сентября 2018 г

Директор
Угольной Компании Уонг Би



Нгуен Ван Хынг

Приложение 2

Алгоритм разработки программного модули для определения параметров предохранительных целиков при камерно-столбовой системеразработки

```
using System;
using System.Collections.Generic;
using System.ComponentModel;
using System.Data;
using System.Drawing;
using System.Text;
using System.Windows.Forms;
using System.IO;
// Dùng cho Multi-Language
using System.Resources;
using System.Globalization;
namespace WinFormsMultiLingual
{
    public partial class frmMain : Form
    {
        int imnuLuachon;
        CultureInfo culture;
        string titleSvDia="Создайте файл..."; // Tên Ghi file
        string titleOpeDia="Откройте файл..."; // Tên Mở file
        string FilterNa="Считать L (*.tha)|*.tha"; // Tên bộ lọc
        string strfrmTacgia_Tacgia = "Автор: Фам Дык Тханг";
        string strfrmTacgia_Donvi = "Адрес: Горный институт";
        string strfrmTacgia_Sdt = "Номер Тел.: +7 966 152 83 33";
        string strfrmTacgia_Email = "Электр.Поч:";
        string strfrmTacgia_Button = "Принимать";
        string strfrmTacgia_Tenform = "Информации автора программы";

        string kquaLuachon1 = "Ширина предохранительного угольного целика, м:";
        string kquaLuachon2 = "Ширина междукammerного целика, м:";
        string kquaLuachon3 = "Ширина подзавального целика, м:";
        string kquaLuachon4 = "Ширина предохранительной пачки, м:";

        public frmMain()
        {
            InitializeComponent();
            culture = CultureInfo.CurrentCulture;
            foreach (Control CtrlPn in this.Controls)
                if (CtrlPn is Panel)
                    foreach (Control Ctrl in CtrlPn.Controls)
                        if (Ctrl is TextBox)
                            (Ctrl as TextBox).TextChanged += new
System.EventHandler(txt_TextChanged);
        }
        private void SetLanguage(string cultureName)
        {
            culture = CultureInfo.CreateSpecificCulture(cultureName);
            ResourceManager rm = new
                ResourceManager("WinFormsMultiLingual.Lang.MyResource",
typeof(frmMain).Assembly);
            mnuFile.Text = rm.GetString("MenuFile", culture);
            mnuTaomoi.Text = rm.GetString("MenuTaomoi", culture);
            mnuMomoi.Text = rm.GetString("MenuMomoi", culture);
            mnuThoat.Text = rm.GetString("MenuThoat", culture);
            mnuLuachonTinhtoan.Text = rm.GetString("MenuLuachonTinhtoan",
culture);
            mnuLuachon1.Text = rm.GetString("MenuLuachon1", culture);
            mnuLuachon2.Text = rm.GetString("MenuLuachon2", culture);
            mnuLuachon3.Text = rm.GetString("MenuLuachon3", culture);
            mnuLuachon4.Text = rm.GetString("MenuLuachon4", culture);
        }
    }
}
```

```

mnuNgonngu.Text = rm.GetString("MenuNgonngu", culture);
mnuTiengNga.Text = rm.GetString("MenuTiengNga", culture);
mnuTiengViet.Text = rm.GetString("MenuTiengViet", culture);
mnuTacgia.Text = rm.GetString("MenuTacgia", culture);
BtnTinh.Text = rm.GetString("ButtonTinh", culture);
lblBs.Text = rm.GetString("LabelBs", culture);
this.Text = rm.GetString("TextForm", culture);
titleSvDia = rm.GetString("TitleSvDialog", culture);
titleOpeDia = rm.GetString("TitleOpeDialog", culture);
FilterNa = rm.GetString("FilterName", culture);
lblN_LC1.Text = rm.GetString("labelN_LC1", culture);
lblLamda_LC1.Text = rm.GetString("labelLamda_LC1", culture);
lblH_LC1.Text = rm.GetString("labelH_LC1", culture);
lblA_LC1.Text = rm.GetString("labelA_LC1", culture);
lblSigma_LC1.Text = rm.GetString("labelSigma_LC1", culture);
lblAlp_LC1.Text = rm.GetString("labelAlp_LC1", culture);
lblM_LC1.Text = rm.GetString("labelM_LC1", culture);
lblGamaP_LC1.Text = rm.GetString("labelGamaP_LC1", culture);
lblGamaU_LC1.Text = rm.GetString("labelGamaU_LC1", culture);

lblN_LC2.Text = rm.GetString("labelN_LC2", culture);
lblEps_LC2.Text = rm.GetString("labelEps_LC2", culture);
lblMuy_LC2.Text = rm.GetString("labelMuy_LC2", culture);
lblSigma_LC2.Text = rm.GetString("labelSigma_LC2", culture);
lblH_LC2.Text = rm.GetString("labelH_LC2", culture);
lblGamaP_LC2.Text = rm.GetString("labelGamaP_LC2", culture);

lblN_LC3.Text = rm.GetString("labelN_LC3", culture);
lblLamda_LC3.Text = rm.GetString("labelLamda_LC3", culture);
lblK_LC3.Text = rm.GetString("labelK_LC3", culture);
lblH_LC3.Text = rm.GetString("labelH_LC3", culture);
lblM_LC3.Text = rm.GetString("labelM_LC3", culture);
lblB_LC3.Text = rm.GetString("labelB_LC3", culture);
lblSigma_LC3.Text = rm.GetString("labelSigma_LC3", culture);
lblAlp_LC3.Text = rm.GetString("labelAlp_LC3", culture);
lblGamaP_LC3.Text = rm.GetString("labelGamaP_LC3", culture);
lblGamaU_LC3.Text = rm.GetString("labelGamaU_LC3", culture);

lblN_LC4.Text = rm.GetString("labelN_LC4", culture);
lblLamda_LC4.Text = rm.GetString("labelLamda_LC4", culture);
lblH_LC4.Text = rm.GetString("labelH_LC4", culture);
lblM_LC4.Text = rm.GetString("labelM_LC4", culture);
lblB_LC4.Text = rm.GetString("labelB_LC4", culture);
lblSigma_LC4.Text = rm.GetString("labelSigma_LC4", culture);
lblAlp_LC4.Text = rm.GetString("labelAlp_LC4", culture);
lblGamaP_LC4.Text = rm.GetString("labelGamaP_LC4", culture);
lblGamaU_LC4.Text = rm.GetString("labelGamaU_LC4", culture);

kquaLuachon1 = rm.GetString("ketquaLuachon1", culture);
kquaLuachon2 = rm.GetString("ketquaLuachon2", culture);
kquaLuachon3 = rm.GetString("ketquaLuachon3", culture);
kquaLuachon4 = rm.GetString("ketquaLuachon4", culture);

strfrmTacgia_Tacgia = rm.GetString("Tacgia_Tacgia", culture);
strfrmTacgia_Donvi = rm.GetString("Tacgia_Donvi", culture);
strfrmTacgia_Sdt = rm.GetString("Tacgia_Sdt", culture);
strfrmTacgia_Email = rm.GetString("Tacgia_Email", culture);
strfrmTacgia_Button = rm.GetString("Tacgia_Button", culture);
strfrmTacgia_Tenform = rm.GetString("Tacgia_Tenform", culture);

clsVar.strfrmError_Thongbao1 = rm.GetString("Error_Thongbao1",
culture);

```

```

        clsVar.strfrmError_Thongbao2 = rm.GetString("Error_Thongbao2",
culture);
        clsVar.strfrmError_Button = rm.GetString("Error_Button", culture);
        clsVar.strfrmError_Tenform = rm.GetString("Error_Tenform", culture);
    }

    private void mnuTiengNga_Click(object sender, EventArgs e)
    {
        SetLanguage("ru-RU");
        if (imnuLuachon==1)
            lblBs.Text = kquaLuachon1;
        else if (imnuLuachon==2)
            lblBs.Text = kquaLuachon2;
        else if (imnuLuachon==3)
            lblBs.Text = kquaLuachon3;
        else
            lblBs.Text = kquaLuachon4;
    }

    private void mnuTiengViet_Click(object sender, EventArgs e)
    {
        SetLanguage("vi-VI");
        if (imnuLuachon == 1)
            lblBs.Text = kquaLuachon1;
        else if (imnuLuachon == 2)
            lblBs.Text = kquaLuachon2;
        else if (imnuLuachon == 3)
            lblBs.Text = kquaLuachon3;
        else
            lblBs.Text = kquaLuachon4;
    }

    public void SaveDataBeforeCalculate()
    {
        // Ghi Số liệu vào file
        FileStream fs = new FileStream(clsVar.fileName, FileMode.Open,
FileAccess.Write);
        BinaryWriter w = new BinaryWriter(fs);
        clsVar.N_LC1 = double.Parse(txtN_LC1.Text);
        clsVar.Lamda_LC1 = double.Parse(txtLamda_LC1.Text);
        clsVar.H_LC1 = double.Parse(txtH_LC1.Text);
        clsVar.A_LC1 = double.Parse(txtA_LC1.Text);
        clsVar.Sigma_LC1 = double.Parse(txtSigma_LC1.Text);
        clsVar.Alp_LC1 = double.Parse(txtAlp_LC1.Text);
        clsVar.M_LC1 = double.Parse(txtM_LC1.Text);
        clsVar.GamaP_LC1 = double.Parse(txtGamaP_LC1.Text);
        clsVar.GamaU_LC1 = double.Parse(txtGamaU_LC1.Text);

        clsVar.N_LC2 = double.Parse(txtN_LC2.Text);
        clsVar.Eps_LC2 = double.Parse(txtEps_LC2.Text);
        clsVar.Muy_LC2 = double.Parse(txtMuy_LC2.Text);
        clsVar.Sigma_LC2 = double.Parse(txtSigma_LC2.Text);
        clsVar.H_LC2 = double.Parse(txtH_LC2.Text);
        clsVar.GamaP_LC2 = double.Parse(txtGamaP_LC2.Text);

        clsVar.N_LC3 = double.Parse(txtN_LC3.Text);
        clsVar.Lamda_LC3 = double.Parse(txtLamda_LC3.Text);
        clsVar.K_LC3 = double.Parse(txtK_LC3.Text);
        clsVar.H_LC3 = double.Parse(txtH_LC3.Text);
        clsVar.M_LC3 = double.Parse(txtM_LC3.Text);
        clsVar.B_LC3 = double.Parse(txtB_LC3.Text);
        clsVar.Sigma_LC3 = double.Parse(txtSigma_LC3.Text);
        clsVar.Alp_LC3 = double.Parse(txtAlp_LC3.Text);
    }

```

```

        clsVar.GamaP_LC3 = double.Parse(txtGamaP_LC3.Text);
        clsVar.GamaU_LC3 = double.Parse(txtGamaU_LC3.Text);

        clsVar.N_LC4 = double.Parse(txtN_LC4.Text);
        clsVar.Lamda_LC4 = double.Parse(txtLamda_LC4.Text);
        clsVar.H_LC4 = double.Parse(txtH_LC4.Text);
        clsVar.M_LC4 = double.Parse(txtM_LC4.Text);
        clsVar.B_LC4 = double.Parse(txtB_LC4.Text);
        clsVar.Sigma_LC4 = double.Parse(txtSigma_LC4.Text);
        clsVar.Alp_LC4 = double.Parse(txtAlp_LC4.Text);
        clsVar.GamaP_LC4 = double.Parse(txtGamaP_LC4.Text);
        clsVar.GamaU_LC4 = double.Parse(txtGamaU_LC4.Text);

        w.Write(clsVar.N_LC1);
        w.Write(clsVar.Lamda_LC1);
        w.Write(clsVar.H_LC1);
        w.Write(clsVar.A_LC1);
        w.Write(clsVar.Sigma_LC1);
        w.Write(clsVar.Alp_LC1);
        w.Write(clsVar.M_LC1);
        w.Write(clsVar.GamaP_LC1);
        w.Write(clsVar.GamaU_LC1);

        w.Write(clsVar.N_LC2);
        w.Write(clsVar.Eps_LC2);
        w.Write(clsVar.Muy_LC2);
        w.Write(clsVar.Sigma_LC2);
        w.Write(clsVar.H_LC2);
        w.Write(clsVar.GamaP_LC2);

        w.Write(clsVar.N_LC3);
        w.Write(clsVar.Lamda_LC3);
        w.Write(clsVar.K_LC3);
        w.Write(clsVar.H_LC3);
        w.Write(clsVar.M_LC3);
        w.Write(clsVar.B_LC3);
        w.Write(clsVar.Sigma_LC3);
        w.Write(clsVar.Alp_LC3);
        w.Write(clsVar.GamaP_LC3);
        w.Write(clsVar.GamaU_LC3);

        w.Write(clsVar.N_LC4);
        w.Write(clsVar.Lamda_LC4);
        w.Write(clsVar.H_LC4);
        w.Write(clsVar.M_LC4);
        w.Write(clsVar.B_LC4);
        w.Write(clsVar.Sigma_LC4);
        w.Write(clsVar.Alp_LC4);
        w.Write(clsVar.GamaP_LC4);
        w.Write(clsVar.GamaU_LC4);

        w.Close();
        fs.Close();
    }

    private void BtnTinh_Click(object sender, EventArgs e)
    {
        try
        {
            SaveDataBeforeCalculate();
            // Bắt đầu tính toán
            double Bs;
            if (imnuLuachon == 1)

```

```

{
    double N_LC1 = clsVar.N_LC1;
    double Lamda_LC1 = clsVar.Lamda_LC1;
    double H_LC1 = clsVar.H_LC1;
    double A_LC1 = clsVar.A_LC1;
    double Sigma_LC1 = clsVar.Sigma_LC1;
    double Alp_LC1 = clsVar.Alp_LC1 * Math.PI / 180;
    double M_LC1 = clsVar.M_LC1;
    double GamaP_LC1 = clsVar.GamaP_LC1;
    double GamaU_LC1 = clsVar.GamaU_LC1;
    Bs =
Math.Round(A_LC1/(100*Sigma_LC1/N_LC1/GamaP_LC1/H_LC1/(Math.Cos(Alp_LC1)+Lamda_LC1
*Math.Sin(Alp_LC1))-GamaP_LC1*M_LC1/GamaU_LC1/H_LC1-1), 2);
    lblKQua.Text = Bs.ToString();
}
else if (imnuLuachon == 2)
{
    double N_LC2 = clsVar.N_LC2;
    double Eps_LC2 = clsVar.Eps_LC2;
    double Muy_LC2 = clsVar.Muy_LC2;
    double Sigma_LC2 = clsVar.Sigma_LC2;
    double H_LC2 = clsVar.H_LC2;
    double GamaP_LC2 = clsVar.GamaP_LC2;

    double Tu = 20 * Sigma_LC2 * H_LC2;
    double Mau = N_LC2 * GamaP_LC2 * (1 - Muy_LC2 * Muy_LC2);
    Bs = Eps_LC2 * Math.Sqrt(Tu / Mau);
    lblKQua.Text = Math.Round(Bs, 2).ToString();
}
else if (imnuLuachon == 3)
{
    double N_LC3 = clsVar.N_LC3;
    double Lamda_LC3 = clsVar.Lamda_LC3;
    double K_LC3 = clsVar.K_LC3;
    double H_LC3 = clsVar.H_LC3;
    double M_LC3 = clsVar.M_LC3;
    double B_LC3 = clsVar.B_LC3;
    double Sigma_LC3 = clsVar.Sigma_LC3;
    double Alp_LC3 = clsVar.Alp_LC3 * Math.PI / 180;
    double GamaP_LC3 = clsVar.GamaP_LC3;
    double GamaU_LC3 = clsVar.GamaU_LC3;
    Bs =
Math.Round(B_LC3/(200*Sigma_LC3/N_LC3/K_LC3/GamaP_LC3/H_LC3/(Math.Cos(Alp_LC3)+Lam
da_LC3*Math.Sin(Alp_LC3))-GamaU_LC3*M_LC3/GamaP_LC3/H_LC3-1), 2);
    lblKQua.Text = Bs.ToString();
}
else
{
    double N_LC4 = clsVar.N_LC4;
    double Lamda_LC4 = clsVar.Lamda_LC4;
    double H_LC4 = clsVar.H_LC4;
    double M_LC4 = clsVar.M_LC4;
    double B_LC4 = clsVar.B_LC4;
    double Sigma_LC4 = clsVar.Sigma_LC4;
    double Alp_LC4 = clsVar.Alp_LC4 * Math.PI / 180;
    double GamaP_LC4 = clsVar.GamaP_LC4;
    double GamaU_LC4 = clsVar.GamaU_LC4;

    Bs =
Math.Round(B_LC4/(100*Sigma_LC4/N_LC4/GamaP_LC4/H_LC4/(Math.Cos(Alp_LC4)+Lamda_LC4
*Math.Sin(Alp_LC4))-GamaU_LC4*M_LC4/GamaP_LC4/H_LC4), 2);
    lblKQua.Text = Bs.ToString();
}
}

```

```

    }
    catch
    {
        frmError frm = new frmError(clsVar.strfrmError_Thongbao1,
                                    clsVar.strfrmError_Thongbao2,
                                    clsVar.strfrmError_Button,
                                    clsVar.strfrmError_Tenform);

        frm.ShowDialog();
    }
}

private void mnuTaomoi_Click(object sender, EventArgs e)
{
    try
    {
        SaveFileDialog SvDialog = new SaveFileDialog();
        //SvDialog.InitialDirectory = @"C:\\";
        SvDialog.Title = titleSvDia;
        SvDialog.DefaultExt = "tha";
        SvDialog.Filter = FilterNa;
        SvDialog.FilterIndex = 1;
        if (SvDialog.ShowDialog() == DialogResult.OK)
        {
            clsVar.fileName = SvDialog.FileName;

            #region ** GhiSLieuTaomoi
            FileStream fsSave = new FileStream(clsVar.fileName,
            FileMode.CreateNew);
            BinaryWriter w = new BinaryWriter(fsSave);
            for (int i = 0; i < 34; i++)
                w.Write((double)0.0);
            w.Close();
            fsSave.Close();
            #endregion
            #region ** LoadSLieuTaomoi
            // Đưa dữ liệu lên giao diện
            FileStream fsOpen = new FileStream(clsVar.fileName,
            FileMode.Open, FileAccess.Read);
            BinaryReader r = new BinaryReader(fsOpen);
            txtN_LC1.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtLamda_LC1.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtH_LC1.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtA_LC1.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtSigma_LC1.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtAlp_LC1.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtM_LC1.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtGamaP_LC1.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtGamaU_LC1.Text = r.ReadDouble().ToString();

            txtN_LC2.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtEps_LC2.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtMuy_LC2.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtSigma_LC2.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtH_LC2.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtGamaP_LC2.Text = r.ReadDouble().ToString();

            txtN_LC3.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtLamda_LC3.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtK_LC3.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtH_LC3.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtM_LC3.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtB_LC3.Text = r.ReadDouble().ToString();
            txtSigma_LC3.Text = r.ReadDouble().ToString();

```



```

        txtAlp_LC3.Text = r.ReadDouble().ToString();
        txtGamaP_LC3.Text = r.ReadDouble().ToString();
        txtGamaU_LC3.Text = r.ReadDouble().ToString();

        txtN_LC4.Text = r.ReadDouble().ToString();
        txtLamda_LC4.Text = r.ReadDouble().ToString();
        txtH_LC4.Text = r.ReadDouble().ToString();
        txtM_LC4.Text = r.ReadDouble().ToString();
        txtB_LC4.Text = r.ReadDouble().ToString();
        txtSigma_LC4.Text = r.ReadDouble().ToString();
        txtAlp_LC4.Text = r.ReadDouble().ToString();
        txtGamaP_LC4.Text = r.ReadDouble().ToString();
        txtGamaU_LC4.Text = r.ReadDouble().ToString();

        r.Close();
        fsOpen.Close();

        #endregion

        // Mở tất cả các TextBoxes
        pnLuachon1.Enabled = true;
        pnLuachon2.Enabled = true;
        pnLuachon3.Enabled = true;
        pnLuachon4.Enabled = true;
        mnuLuachonTinhtoan.Enabled = true;
        BtnTinh.Enabled = true;
    }
}
catch
{
    frmError frm = new frmError(clsVar.strfrmError_Thongbao1,
                                clsVar.strfrmError_Thongbao2,
                                clsVar.strfrmError_Button,
                                clsVar.strfrmError_Tenform);

    frm.ShowDialog();
}

}

private void mnuMomoi_Click(object sender, EventArgs e)
{
    try
    {
        OpenFileDialog OpeDialog = new OpenFileDialog();
        //SvDialog.InitialDirectory = @"C:\";
        OpeDialog.Title = titleOpeDia;
        OpeDialog.DefaultExt = "tha";
        OpeDialog.Filter = FilterNa;
        OpeDialog.FilterIndex = 1;

        if (OpeDialog.ShowDialog() == DialogResult.OK)
        {
            clsVar.fileName = OpeDialog.FileName;

            #region ** LoadSLieuMomoi
            FileStream fs = new FileStream(clsVar.fileName, FileMode.Open,
FileAccess.Read);
            BinaryReader r = new BinaryReader(fs);

            clsVar.N_LC1 = r.ReadDouble();
            clsVar.Lamda_LC1 = r.ReadDouble();
            clsVar.H_LC1 = r.ReadDouble();
            clsVar.A_LC1 = r.ReadDouble();
            clsVar.Sigma_LC1 = r.ReadDouble();

```

```

clsVar.Alp_LC1 = r.ReadDouble();
clsVar.M_LC1 = r.ReadDouble();
clsVar.GamaP_LC1 = r.ReadDouble();
clsVar.GamaU_LC1 = r.ReadDouble();

clsVar.N_LC2 = r.ReadDouble();
clsVar.Eps_LC2 = r.ReadDouble();
clsVar.Muy_LC2 = r.ReadDouble();
clsVar.Sigma_LC2 = r.ReadDouble();
clsVar.H_LC2 = r.ReadDouble();
clsVar.GamaP_LC2 = r.ReadDouble();

clsVar.N_LC3 = r.ReadDouble();
clsVar.Lamda_LC3 = r.ReadDouble();
clsVar.K_LC3 = r.ReadDouble();
clsVar.H_LC3 = r.ReadDouble();
clsVar.M_LC3 = r.ReadDouble();
clsVar.B_LC3 = r.ReadDouble();
clsVar.Sigma_LC3 = r.ReadDouble();
clsVar.Alp_LC3 = r.ReadDouble();
clsVar.GamaP_LC3 = r.ReadDouble();
clsVar.GamaU_LC3 = r.ReadDouble();

clsVar.N_LC4 = r.ReadDouble();
clsVar.Lamda_LC4 = r.ReadDouble();
clsVar.H_LC4 = r.ReadDouble();
clsVar.M_LC4 = r.ReadDouble();
clsVar.B_LC4 = r.ReadDouble();
clsVar.Sigma_LC4 = r.ReadDouble();
clsVar.Alp_LC4 = r.ReadDouble();
clsVar.GamaP_LC4 = r.ReadDouble();
clsVar.GamaU_LC4 = r.ReadDouble();

txtN_LC1.Text = clsVar.N_LC1.ToString();
txtLamda_LC1.Text = clsVar.Lamda_LC1.ToString();
txtH_LC1.Text = clsVar.H_LC1.ToString();
txtA_LC1.Text = clsVar.A_LC1.ToString();
txtSigma_LC1.Text = clsVar.Sigma_LC1.ToString();
txtAlp_LC1.Text = clsVar.Alp_LC1.ToString();
txtM_LC1.Text = clsVar.M_LC1.ToString();
txtGamaP_LC1.Text = clsVar.GamaP_LC1.ToString();
txtGamaU_LC1.Text = clsVar.GamaU_LC1.ToString();

txtN_LC2.Text = clsVar.N_LC2.ToString();
txtEps_LC2.Text = clsVar.Eps_LC2.ToString();
txtMuy_LC2.Text = clsVar.Muy_LC2.ToString();
txtSigma_LC2.Text = clsVar.Sigma_LC2.ToString();
txtH_LC2.Text = clsVar.H_LC2.ToString();
txtGamaP_LC2.Text = clsVar.GamaP_LC2.ToString();

txtN_LC3.Text = clsVar.N_LC3.ToString();
txtLamda_LC3.Text = clsVar.Lamda_LC3.ToString();
txtK_LC3.Text = clsVar.K_LC3.ToString();
txtH_LC3.Text = clsVar.H_LC3.ToString();
txtM_LC3.Text = clsVar.M_LC3.ToString();
txtB_LC3.Text = clsVar.B_LC3.ToString();
txtSigma_LC3.Text = clsVar.Sigma_LC3.ToString();
txtAlp_LC3.Text = clsVar.Alp_LC3.ToString();
txtGamaP_LC3.Text = clsVar.GamaP_LC3.ToString();
txtGamaU_LC3.Text = clsVar.GamaU_LC3.ToString();

txtN_LC4.Text = clsVar.N_LC4.ToString();
txtLamda_LC4.Text = clsVar.Lamda_LC4.ToString();

```

```

        txtH_LC4.Text = clsVar.H_LC4.ToString();
        txtM_LC4.Text = clsVar.M_LC4.ToString();
        txtB_LC4.Text = clsVar.B_LC4.ToString();
        txtSigma_LC4.Text = clsVar.Sigma_LC4.ToString();
        txtAlp_LC4.Text = clsVar.Alp_LC4.ToString();
        txtGamaP_LC4.Text = clsVar.GamaP_LC4.ToString();
        txtGamaU_LC4.Text = clsVar.GamaU_LC4.ToString();

        r.Close();
        fs.Close();
    #endregion

    // Mở tất cả các TextBoxes
    pnLuachon1.Enabled = true;
    pnLuachon2.Enabled = true;
    pnLuachon3.Enabled = true;
    pnLuachon4.Enabled = true;
    mnuLuachonTinhtoan.Enabled = true;
    BtnTinh.Enabled = true;
    }
}
catch
{
    frmError frm = new frmError(clsVar.strfrmError_Thongbao1,
                                clsVar.strfrmError_Thongbao2,
                                clsVar.strfrmError_Button,
                                clsVar.strfrmError_Tenform);

    frm.ShowDialog();
}
}

private void mnuThoat_Click(object sender, EventArgs e)
{
    this.Close();
}

private void mnuTacgia_Click(object sender, EventArgs e)
{
    frmTacgia frm = new frmTacgia(strfrmTacgia_Tacgia,
                                strfrmTacgia_Donvi,
                                strfrmTacgia_Sdt,
                                strfrmTacgia_Email,
                                strfrmTacgia_Button,
                                strfrmTacgia_Tenform);

    frm.ShowDialog();
}

private void mnuLuachon1_Click(object sender, EventArgs e)
{
    imnuLuachon = 1;
    pnLuachon1.Visible = true;
    picLuachon1_2.Visible = true;
    pnLuachon2.Visible = false;
    pnLuachon3.Visible = false;
    picLuachon3.Visible = false;
    pnLuachon4.Visible = false;
    picLuachon4.Visible = false;
    BtnTinh.Visible = true;
    lblBs.Visible = true;
    lblBs.Text = kquaLuachon1;
    lblKQua.Text = "";
}
}

```

```

private void mnuLuachon2_Click(object sender, EventArgs e)
{
    imnuLuachon = 2;
    pnLuachon1.Visible = false;
    picLuachon1_2.Visible = true;
    pnLuachon2.Visible = true;
    pnLuachon3.Visible = false;
    picLuachon3.Visible = false;
    pnLuachon4.Visible = false;
    picLuachon4.Visible = false;
    BtnTinh.Visible = true;
    lblBs.Visible = true;
    lblBs.Text = kquaLuachon2;
    lblKQua.Text = "";
}

private void mnuLuachon3_Click(object sender, EventArgs e)
{
    imnuLuachon = 3;
    pnLuachon1.Visible = false;
    picLuachon1_2.Visible = false;
    pnLuachon2.Visible = false;
    pnLuachon3.Visible = true;
    picLuachon3.Visible = true;
    pnLuachon4.Visible = false;
    picLuachon4.Visible = false;
    BtnTinh.Visible = true;
    lblBs.Visible = true;
    lblBs.Text = kquaLuachon3;
    lblKQua.Text = "";
}

private void mnuLuachon4_Click(object sender, EventArgs e)
{
    imnuLuachon = 4;
    pnLuachon1.Visible = false;
    picLuachon1_2.Visible = false;
    pnLuachon2.Visible = false;
    pnLuachon3.Visible = false;
    picLuachon3.Visible = false;
    pnLuachon4.Visible = true;
    picLuachon4.Visible = true;
    BtnTinh.Visible = true;
    lblBs.Visible = true;
    lblBs.Text = kquaLuachon4;
    lblKQua.Text = "";
}

private void txt_TextChanged(object sender, EventArgs e)
{
    lblKQua.Text = "";
}
}
}

```

СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ

СРВ - Социалистическая Республика Вьетнам

КНР – Китайская Народная Республика

НИТУ «МИСиС» - «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС»

КСС - камерно-столбовая система

КМЗ - комплексно-механизированных забоев

НУПСМ - наклонный угольный пласт средней мощности

ХИГНиТ – Ханойский институт горной науки и технологии

БВР – буровзрывной способ