

**Міністерство освіти і науки України
Державний ВНЗ «Національний гірничий університет»**

Гірничий

(факультет)

Кафедра підземної розробки родовищ

(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

дипломної роботи

магістра

(назва освітньо-кваліфікаційного рівня)

галузь знань 18 Виробництво та технології

(шифр і назва галузі знань)

спеціальність 184 Гірництво

(код і назва напрямку підготовки)

спеціалізація Розробка родовищ та видобування корисних копалин

освітній рівень вища освіта

(назва освітнього рівня)

кваліфікація 2147.1 Гірничий інженер, дослідник

(код і назва кваліфікації)

на тему: «Обґрунтування технології застосування буршнекової технології видобутку тонких та вельми тонких вугільних пластів на території західного Донбасу»

Виконавець:

студент II курсу, групи 184М-16-10

(підпис)

Білаш О.А.

(прізвище та ініціали)

Керівники	Посада, прізвище, ініціали	Оцінка	Підпис
роботи	проф. Кузьменко О.М.		
розділів:			
Дослідницький	проф. Кузьменко О.М.		
Технологічний	проф. Кузьменко О.М.		
Охорона праці	доц. Яворська О.О.		

Рецензент	проф. Кузьменко О.М.		
-----------	----------------------	--	--

Нормоконтроль	проф. Кузьменко О.М.		
---------------	----------------------	--	--

**Дніпро
2018**

**Міністерство освіти і науки України
Державний ВНЗ «Національний гірничий університет»**

**ЗАТВЕРДЖЕНО:
завідувач кафедри**

_____ (повна назва)

_____ (підпис)

_____ (прізвище, ініціали)

« _____ » _____ 20__ року

ЗАВДАННЯ

на виконання кваліфікаційної роботи магістра

спеціальності _____ **184 Гірництво** _____
(код і назва спеціальності)

студенту _____ **184М-16-10** _____ **Білаш О.А.** _____
(група) (прізвище та ініціали)

Тема дипломної роботи _____ «Обґрунтування технології виймання тонких та вельми тонких вугільних пластів в умовах шахт Західного Донбасу»

1 ПІДСТАВИ ДЛЯ ПРОВЕДЕННЯ РОБОТИ

Наказ ректора Національного ТУ "ДП" від _____ № _____

2 МЕТА ТА ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ ПРОВЕДЕННЯ РОБІТ

Об'єкт досліджень _____ виймання вугілля без присутності людей у очисному вибої.

Предмет досліджень _____ технологія видобування вугілля з тонких та вельми тонких вугільних пластах.

Мета аналіз існуючих схем підготовки вугільних пластів із застосуванням бурошнекового обладнання, за рентабельності технології видобутку вугілля з вельми тонких вугільних пластів.

Вихідні дані для проведення роботи _____ аналіз і узагальнення існуючих досліджень з питань застосування бурошнекової установки.

3 ОЧІКУВАНІ НАУКОВІ РЕЗУЛЬТАТИ

Наукова новизна _____ визначено найбільш впливові технологічні фактори, які впливають на підвищення ефективності застосування бурошнекового виймання вугілля.

Практична цінність _____ може бути використана, як складова частина для розробки нормативно-технічної документації у вигляді практичних рекомендацій які усунуть необхідність видобутку вугілля на тонких та вельми тонких пластах з присіканням бокових порід.

4 ВИМОГИ ДО РЕЗУЛЬТАТІВ ВИКОНАННЯ РОБОТИ

Обґрунтованість і достовірність наукових положень, висновків і рекомендацій, сформульованих в роботі, обумовлена: коректною постановкою завдань використанням фундаментальних положень механіки гірничих машин та механіки гірничих порід.

5 ЕТАПИ ВИКОНАННЯ РОБОТИ

Найменування етапів робіт	Термін виконання
Стан питання мета і задачі дослідження	16.10.17 – 29.10.17
Дослідження методів та механізмів для видобування вугілля без знаходження людей безпосередньо у вугільному забої	30.10.17 – 12.11.17
Дослідження методів розрахунку ширини вугільних ціликів та зниження втрат вугілля в ціликах	13.11.17 – 26.11.17
Дослідження впливу параметрів технології очисних робіт на тривалість циклу виїмання та втрат вугілля	27.11.17 – 17.12.17
Охорона праці	18.12.17 – 28.12.17
Оцінка економічної ефективності розроблених технологічних заходів	29.12.17 – 19.01.18

6 РЕАЛІЗАЦІЯ РЕЗУЛЬТАТІВ ТА ЕФЕКТИВНІСТЬ

Економічний ефект від реалізації результатів роботи очікується зменшення затрат на видобуток 1 т вугілля, завдяки зменшенню кількості людей працюючих в зміну, зменшення кількості гірничого обладнання, та усунення затрат на збагачення вугілля.

Соціальний ефект від реалізації результатів роботи очікується позитивним завдяки збільшенню терміну служби підприємства через видобування забалансових запасів, та залишення бокових порід у шахті завдяки виїманню вугілля без присікання порід.

7 ДОДАТКОВІ ВИМОГИ

Відповідність оформлення згідно ДСТУ 3008-95. Документація. Звіти у сфері _____
науки і техніки. Структура і правила оформлення. _____

Завдання видав

_____ (підпис)

Кузьменко О.М.

_____ (прізвище, ініціали)

Завдання прийняв до виконання

_____ (підпис)

Білаш О.А.

_____ (прізвище, ініціали)

Дата видачі завдання: _____ 16.10.2017 р. _____

Термін подання дипломної роботи до ЕК _____ 22.01.2018 р. _____

Реферат

Тема: Обґрунтування технології виймання тонких та вельми тонких вугільних пластів в умовах шахт Західного Донбасу

Дипломна робота магістра: 79 стр, 15 рис., 6 табл., 28 джерел.

Об'єкт - виймання вугілля без присутності людей у очисному вибої.

Предмет дослідження - технологія видобування вугілля з тонких та вельми тонких вугільних пластів.

Метою роботи є аналіз існуючих схем підготовки вугільних пластів із застосуванням бурошнекового обладнання, за рентабельності технології видобутку вугілля з вельми тонких вугільних пластів.

Методи дослідження – теоретичні дослідження, метод аналізу та узагальнення літературних даних по факторам та параметрам які впливають на збільшення тривалості технологічного циклу та експлуатаційним втратам вугілля, а також методи порівняння економічних показників з технологією, яку застосовують на шахті у дійсний час.

У роботі виконано аналіз впливу геологічних факторів та параметрів технології бурошнекового видобутку. В умовах шахти «Павлоградська» досліджено вплив гірничого тиску на вугільні цілики. На прикладі 304 лави пласта с₄ шахти «Павлоградська» встановлена можливість застосування бурошнекової технології видобутку вугілля, та розраховано її економічну ефективність.

ПІДЗЕМНА РОЗРОБКА, БУРОШНЕКОВА ВИЙМКА, ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ ФАКТОРИ, КАМЕРА, МІЖКАМЕРНІ ТА ОПОРНІ ЦІЛИКИ, ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ .

ВВЕДЕНИЕ.....	7
1 АНАЛИТИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	11
1.1 Анализ метода добычи полезного ископаемого на тонких и весьма тонких угольных пластах.....	11
1.1.1 Опыт применения технологии бурения камер на Украинских шахтах.....	13
1.2 Опыт добычи полезного ископаемого на тонких и весьма тонких пластах за рубежом.....	20
1.3 Анализ новых разработок добычи угля на тонких и весьма тонких угольных пластах.....	21
1.4 Выводы по разделу.....	22
2 ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ БУРОШНЕКОВОЙ УСТАНОВКИ В УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА НА ПРИМЕРЕ ШАХТЫ «ПАВЛОГРАДСКАЯ»	24
2.1 Горно-геологические характеристики и условия залегания угольных пластов.....	24
2.1.1 Структурное строение горного массива.....	24
2.1.2 Гидрогеология.....	25
2.1.3 Тектоника.....	26
2.1.4 Материалы для выполнения магистерской работы.....	27
2.2 Горная характеристика.....	29
2.2.1 Границы и размеры шахтного поля.....	29
2.2.2 Технические показатели.....	30
2.3 Анализ способов выемки полезного ископаемого по пласту с ₄ на глубине 202 м.....	31
2.3.1 Параметры технологии выемки угля.....	31
2.3.2 Технология очистной выемки.....	32
2.3.3. Технологический процесс очистной выемки.....	32
2.4 Предлагаемая технология.....	34

2.4.1 Технология безлюдной выемки угля.....	34
2.5 Расчет оптимальной ширины целиков.....	37
2.5.1 Производим первичный расчет межкамерных целиков.....	37
2.5.2 Производим расчет для межкамерных целиков.....	37
2.5.3 Производим расчет для опорных целиков.....	41
2.5.4 Расчет целиков расположенными между забоями камер.....	45
2.5.5 Определение параметров технологии выемки угля.....	45
2.6 Расчет конвейеров.....	50
2.6.1 Расчет скребкового конвейера СПЦ26.....	50
2.6.2 Расчет ленточного конвейера 2Л-80У.....	53
2.7 Расчет потерь угля на участке.....	57
2.8 Выводы по разделу.....	60
3 ОХРАНА ТРУДА.....	62
3.1 Анализ условий труда, вредных и опасных производственных факторов.....	62
3.1.1 Производственная санитария.....	62
3.1.2 Противопожарная защита.....	63
3.1.3 Выбор мероприятий по борьбе с пылью в очистных и подготовительных забоях.....	65
3.2 Охрана окружающей среды.....	66
3.2.1 Охрана атмосферы.....	66
3.2.2 Охрана водной среды.....	67
3.2.3 Охрана земной поверхности и рациональное использование недр	68
4 ЭКОНОМИЧЕСКИЙ ЭФФЕКТ ПРИНЯТЫХ РЕШЕНИЙ.....	70
4.1. Общие положения.....	70
4.2. Определение экономической эффективности по рассматриваемым вариантам.....	71
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	75
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	78

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы. В Украине одним из основных видов энергетического сырья является уголь. Содержание угля на 1998 год, в топливно-энергетическом бассейне Украины составляли 26,6%, чего, теоретически, могло вполне хватать для полной независимости страны на энергетическом уровне и для развития химической промышленности.

В Украине угольные пласты сосредоточены на территории Донбасса (Донецкий угольный бассейн) и в западной части страны (Львовско-Волынский угольный бассейн). Балансовые запасы угля в 2000 – 2004 годах составляли приблизительно 57 000 тыс.т., из которых 45500 тыс.т. составляли такие марки угля как а, в, с₁, и 13600 тыс.т. марка угля с₂. Средняя добыча угля в Украине составляла порядка 83 млн.т. угля в год с зольностью 36 – 38%

Добыча угля на шахтах осуществляется механизированными комплексами с механизированными или индивидуальными крепями, длинными очистными столбами на пологих, наклонных и крутонаклонных пластах, с мощностью от 1,02 – 2,1 м.

В 2012 году было отработано более 70% пластов средней мощности. Чтобы не снижать объемы добычи необходимо было разрабатывать тонкие и весьма тонкие пласты, мощностью ниже 1,0 м, запасы которых составляли около 60% от общего объема. Таким образом, только в Павлоградско-Петровском районе расположено 60 пластов каменного угля, мощность которых находится в пределах от 0,1 до 2,0 м. 18 пластов из общего количества превышает 0,45м. Промышленное значение составляют такие пласты как с₁₂, с₁₁, с₁₀^в, с₉, с₈^в, с₈^н, с₇, с₆^в, с₆^н, с₅^в, с₅^н, с₄^в, с₄^н, с₄, с₃, с₂^в, с₂^н, с₁, с₀, общее количество которых составляет 21 пласт. Предел их прочности колеблется от 15 до 30 МПа. В настоящее время разрабатываются только 10 пластов, это около 55% от общего количества. Остальные 45% тонких и весьма тонких угольных пластов не рентабельно разрабатывать из-за слабой технической вооруженности для их добычи либо отработка ведется с присечкой боковых пород.[1]

Добыча полезного ископаемого на тонких и весьма тонких пластах из-за тесного рабочего пространства, невозможности крепления выработок, и ряда факторов влечет за собой большую опасность для человеческой жизни. Таким образом было принято применить безлюдную выемку полезного ископаемого.

Целью работы является анализ существующих схем подготовки угольных пластов с использованием бурошнекового оборудования, за рентабельности технологии добычи угля из весьма тонких угольных пластов.

Идея работы заключается в определении оптимальной системы разработки с учетом полученного опыта, определения оптимальных параметров длительности отдельных операций для сокращения длительности цикла, оптимальный расчет ширины угольных целиков в данных горно-геологических условиях для сокращения потерь угля.

Объект исследований – извлечение угольного пласта без присутствия людей в очистном забое.

Предмет исследований – закономерности влияния длительности технологического процесса на рентабельность применения технологии.

Методы исследования: в работе применен комплексный метод исследований, включающий анализ, обобщение литературных данных по факторам и параметрам влияющих на длительность технологического процесса, а также методики расчета ширины межкамерных и опорных целиков, методы сравнения экономических показателей.

Научная новизна заключается в установлении зависимости экономической эффективности и потери угля в целиках от производительности участка при сравнении бурошнекового и валового способа, а также оптимальных технологических показателей при применении бурошнекового метода.

Практическая ценность работы состоит в возможности использования, как составляющая часть для разработки нормативно-технической документации в виде практических рекомендаций, которые устранят необходимость добычи угля на тонких и весьма тонких пластах с присечкой боковых пород.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и рекомендаций, сформулированных в работе, обусловлены:

- корректной постановкой задач;
- использованием при выполнении аналитических исследований известных законов физики, механики и др.

Личный вклад соискателя.

Автором самостоятельно сформулированы цель, идея работы, задачи исследований, научные положения, выводы, рекомендации, выбраны методы исследований, проанализированы и обобщены результаты теоретических исследований. Содержание магистерской работы изложено автором лично.

Научные положения, защищаемые в работе:

1. Увеличение производительности прямо пропорционально зависит от количества одновременно внедренных установок в эксплуатацию для отработки одного столба, расположенными по обе стороны от него друг напротив друга, что также ведет за собой к увеличению себестоимости 1 т угля.

2. Расположение между забоями камер предохранительного целика (который после отработки частично извлекается), а также расположение межкамерных и опорных целиков в шахматном порядке снижает возможность зажима бура штанги и способствует увеличению длинны камеры.

3. Потери угля в межкамерном целике будут минимальными, когда его параметры соответствуют условию устойчивости при бурении первой от угольного массива камеры и условию раздавливания при отходе фронта очистных работ на расстояние, равное 2 - 3 камерами.

Предложенные рекомендации и мероприятия по снижению зольности добываемого угля могут быть внедрены при ведении горных работ на шахтах Западного Донбасса.

Апробация работы. Основные материалы магистерской работы докладывались и обсуждались на международных научно-технических конференциях: «Эколого-экономические проблемы разведки, разработки и обогащения полезных ископаемых Украины» (Днепропетровск, 1996 г); научно-

технических советах ГХК «Добропольеуголь» (1996 – 1998 гг.); научные семинары НГА Украины (1997-998 гг.)

1 АНАЛИТИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Анализ метода добычи полезного ископаемого на тонких и весьма тонких угольных пластах

В Украине одним из основных видов энергетического сырья является уголь. Содержание угля на 1998 год, в топливно-энергетическом бассейне Украины составляли 26,6%, чего, теоретически, могло вполне хватать для полной независимости страны на энергетическом уровне и для развития химической промышленности.

В Украине добыча угля главным образом сосредоточена на территории Донбасса (Донецкий каменноугольный бассейн), Львовско-Волынского каменноугольного и Днепропетровского бурогоугольного бассейнах. Балансовые запасы угля в 2000 – 2004 годах составляли приблизительно 57 000 тыс.т., из которых 45500 тыс.т. составляли такие марки угля как А, В, С1, и 13600 тыс.т. марка угля С2. Средняя добыча угля в Украине составляла порядка 83 млн.т. угля в год с зольностью 36 – 38%.

В настоящее время в угольной промышленности растёт тенденция снижения добычи угля комбайновым способом из-за исчерпания запасов залежей угольных пластов средней мощности.

По расчетам специалистов пласты мощностью более 1,2 м будут обрабатываться в течение 15 лет, 0,8-1,2 м - в течение 45 лет, а меньше 0,8 м - в течение 110 лет. В ближайшей перспективе будут разрабатываться тонкие (менее 0,8 м) и весьма тонкие пологие пласты, балансовые запасы которых составляют 3,2 млрд.т., или около трети суммарных запасов пологих пластов Украины.

Распределение годовой добычи угля в зависимости от мощности пласта по угольной области Украины приведены в табл. 1:

Таблица 1.1 - Распределение годовой добычи угля в зависимости от мощности пласта

Мощность пласта, м	Годовая добыча, % от общей добычи в Украине
Меньше 0,7	2,8
0,7-0,79	9,9
0,8-0,89	14,2
0,9-0,99	7,1
Более 1	66,0
Итого	100,0

Как можно заметить, уголь на территории Донбасса сосредоточен в пределах около 45% на тонких и весьма тонких угольных пластах. Применение механизированных комплексов, которые по причинам конструктивной особенности не вписываются в мощность пластов менее 0,8 м, вынуждает добывать уголь с пресечкой боковых пород, что составляет в среднем 20-30 % от мощности пласта, и, таким образом, снижает качество угля и повышает энергозатраты на его добычу.

Кроме этого, отработка тонких и весьма тонких пластов традиционными способами напрямую связана с дискомфортом условий труда рабочих очистного забоя. Применение в настоящее время комплексов с механизированной или индивидуальной крепью требует присутствия рабочих в стесненных условиях для выполнения работ по управлению комбайнами, стругами или другими машинами для добычи угля, креплению призабойного пространства, управление передвижкой конвейера к груди забоя, а также ремонтные работы.[1]

В связи с возникновением проблем, которые были перечислены выше, появилась необходимость поиска и применения эффективной технологии для добычи угля на тонких и весьма тонких пластах. Одной из характерных особенностей этой технологии должно быть проведение очистных работ без

применения крепи, что ведет за собой отсутствие людей в стесненном пространстве очистного забоя.

Длительный поиск научно-исследовательских и проектно-конструкторских организаций показали, что одним из способов решения этой проблемы может быть способ очистной выемки угля выбуриванием камер. Для реализации этого способа была разработана технология выемки угля с применением бурошнековых машин.

1.1.1 Опыт применения технологии бурения камер на украинских шахтах

В Советском Союзе первые попытки применения бурошнекового способа выемки угля в подземных условиях были сделаны в 1958 – 1963 гг. В 1962 г. Горловским машиностроительным заводом им. С.М. Кирова была создана двухшпиндельная бурошнековая установка БУГ-1, в 1966 г. – БУГ-2, а в 1969 г. – БУГ-3.[2]

Опыт работы бурошнековых установок показал, что при их применении могут быть частично извлечены запасы, залегающих в сложных горно-геологических условиях, где применение других средств механизации, в том числе и механизированных комплексов, неэффективна или невозможна.

Широкие промышленные испытания всех модификаций бурошнековых установок типа БУГ были проведены главным образом на шахтах Львовско-Вольнского угольного бассейна. При их освоении среднесуточная добыча угля составляла 108 – 112 т, производительность труда рабочим по участку – 11,6 т/вых., себестоимость 1 т угля ниже на 30%. При сравнении этих показателей с показателями добычи угля комбайном в одинаковых условиях на шахте №8 «Нововольнская» получено, что они в 1,3 – 1,5 раза лучше.

Исследованиями выполненными в лаборатории Донуги (руководитель, к.т.н. Курченко Э.П.) совместно с другими организациями установлено, что наиболее перспективным решением отработки тонких и весьма тонких

пологих пластов является технология выбуривания угля без присечки пород выемочными полосами длиной 75 м и шириной 1,5 – 2,5 м, буро закладочными комплексами, расположенными в штреке и оснащенными дистанционно управляемыми исполнительными органами, обеспечивающие направленное бурение, нормализацию пылегазового режима в процессе бурения и последующую закладку породы от проведения пластовых выработок в выбуренные полости. При этом обслуживающий персонал, находится в штреке в безопасных и относительно комфортных условиях, осуществляет контроль, управление и ремонт оборудования.

По заказу ПО «Донецкуголь» ГП «Завод им. Малышева» в 1993 г. изготовил экспериментальную партию (10 шт.) машин БЗИ-1М в добычном исполнении. Изготовленные машины в 1994 – 1995 гг. на восьми шахтах ПО «Донецкуголь» прошли широкую опытно-промышленную проверку в разных горно-геологических условиях. В процессе опытно-промышленных работ из подготовительных участков и охранных целиков было добыто 240 тыс. т угля.

Опыт промышленной эксплуатации машины БЗМ-1М в добычном варианте показал, что при добыче угля из специально подготовленных добычных участков средняя нагрузка на машину в различных условиях колеблется от 50 до 80 т в сутки при производительности труда рабочих 3 – 4 т/выход.

Проведенные испытания экспериментальных образцов машины БЗМ-1М показали, что они обеспечивают бурение выемочных полос стабильной длиной до 5 м, то есть достигли проектной, и разрушение угля с сопротивляемостью его резанью до 200 кН/м.

С целью расширения области применения бурошнековой технологии выемки угля Донути предложили конструкцию комплекса БШК и с участием других организаций разработали конструкторскую документацию на изобретение бурошнекового комплекса БШК для выемки пологих пластов мощностью 0,5 – 0,9 м и с сопротивляемостью угля резанью до 350 кН/м и длиной выемочных полос до 75 м в 1994 г. заводом угольного

машиностроения ПО «Донецкуголь» был изготовлен макетный образец комплекса БШК-1КД и испытан на шахте «Моспинская». В процессе испытания комплексом было добыто 14 тыс т угля. По скорректированной Донуги документации в 1995 г. был изготовлен экспериментальный образец комплекса БШК-2Д. Испытания указанного образца проводились на шахтах «Моспинская» и им. Киселева ПО «Тарезантрацит» по антрацитному пласту. В результате шахтных испытаний установлено, что комплекс БШК-2Д обеспечивает выбуривание на длину выемочной полосы до 70 м (максимальная 85 м) при среднесуточной нагрузке 80 т (максимальная 130 т) и производительностью труда рабочих 5,1 т/выход. За десять месяцев испытаний на шахте «Моспинская» комплексом было добыто 23 тыс. т угля, а на шахте им Киселева – 8 тыс. т угля.

Комплекс БШК-2Д отличается от машины БЗМ-1М1 увеличенными в два раза силовыми и энергетическими параметрами, которые обеспечивают возможность разрушения угля с сопротивляемостью его резанью до 350 кН/м и бурение выемочных полос на длину до 75 м. выемку угля комплексом производит из почвы пласта горизонтальных выработок на пластах с углом падения по восстанию до 5° и по падению до 9° . В отличие от комплекса БШК-2Д машина БЗМ-1М может работать как с почвы горизонтальных выработок, так и наклонных до 2° . Кроме того, машина БЗМ-1М может быть использована в проходческих комплексах для выемки угля и закладки породы при проведении выработок с оставлением породы в шахте.

Промышленные испытания опытного образца машины БЗМ-1М1 показали, что достигнутая среднесуточная производительность машины составила 82 т (максимальная - 130 т), средняя производительность труда рабочих 5,4 т/выход (максимальная - 8 т/выход), а длина выемочной полосы 60 м (максимальная – 70 м). в процессе проведенных испытаний машиной БЗМ-1М1 добыто 25,7 тыс. т угля.

Одновременно с испытаниями машины БЗМ-1М1 проведены испытания технологической схемы работы двух машин из одной выемочной выработки

показали, что технология эксплуатации двух выемочных машин из одной выемочной выработки работоспособна и обеспечивает рост нагрузки на участок до 150-250 т/сут. при сохранении показателей по производительности труда рабочих и длине выемочных полос.

В начале 2000-х годов была создана новая усовершенствованная модель машины БШУ (КБВ) «Вектор». Основными отличиями прежде всего заключались в энерговооруженности, что позволяло эффективно разрушать угли с сопротивляемостью угля резанью до 350 кН/м.[3...15,22]

Испытания комплекса проводились в несколько периодов: с 15 ноября 2003 года по 19 января 2004 года, затем в связи с ликвидацией ОАО «Ростовуголь», в январе 2004 года работы были остановлены и возобновлены 6 мая 2005 года. В последнем периоде с 6 мая по 1 сентября 2005 года к исследованиям и необходимым замерам была привлечена испытательная лаборатория ОАО "ШахтНИУИ", которая совместно с работниками ш.«Аютинская» ООО «Уголь-ЗУМК» проводила испытания. Бурошнековая установка КБВ «Вектор» обрабатывала запасы угля, примыкающих к ВКШ №02 на участке от квершлага №10 ПК 105 до ПК 35 по односторонней схеме бурения камер. Средняя вынимаемая мощность пласта составляла 0,6 – 0,62 м с углом падения пласта до 15°. Плотность угля была в пределах 1,8 т/м³. Проектируемая длина камеры составляла 100 м.

За период испытаний комплекса с 6 мая по 1 сентября 2005 года была выполнена предусмотренная программой и методикой испытаний проверка работоспособности комплекса в целом и отдельных его сборочных узлов, а также установлены показатели надёжности комплекса и другие характеристики.

Показатели работы комплекса и средняя глубина пробуренных камер за период приёмочных испытаний в ВКШ-02 ш. «Аютинская» приведены в табл. 1.1и на графике рис. 1.1

Таблица 1.2 - Показатели работы комплекса за период приёмочных испытаний в ВКШ-02 ш.«Аютинская»

№ приняты х к учету камер	Наименование показателей					
	Длинн а камеры , м	Число буршнеко в, шт.	Отработанн о смен	Отработанн о ГРОЗ, чел/см	Вынимаема я мощность, м	Ширина вынимаемо й камеры, м
1	79,8	51	12	51	0,62-,068	1,96
2	73,6	47	14	65	0,62-0,68	1,96
3	95,1	61	18	63	0,62-0,68	1,96
4	83,5	55	10	48	0,62-0,68	1,96
5	48,9	31	5	33	0,62-0,68	1,96
6	95,1	61	16	74	0,62-0,68	1,96
7	68,1	45	14	72	0,62-0,68	1,96
8	72,3	46	13	46	0,62-0,68	1,96
9	95,1	61	9	31	0,62-0,68	1,96
10	48,9	31	6	14	0,62-0,68	1,96
11	98,1	61	12	44	0,62-0,68	1,96
12	58,2	37	8	37	0,62-0,68	1,96
13	68,9	44	15	54	0,62-0,68	1,96
Итого	982,6	585	152	629	0,62-0,68	1,96



Рисунок 1.1 – График изменения средней глубины пробуренных камер за период приёмочных испытаний в ВКШ-02 ш. «Аютинская»

По данным табл. 1.1 видно, что из 13 камер только 4 были пройдены на длину более 90 м. По остальным камерам бурение было прекращено по следующим причинам: неправильная установка комплекса, приведшая к наезду на соседнюю пробуренную камеру; горно-геологическое нарушение (утонение пласта); изменение угла падения пласта на несколько градусов по длине камеры, вследствие чего не было возможности вывести буровые короны из кровли.

С 04.07.05 по 26.07. 05 г. были проведены хронометражные наблюдения при прохождении комплексом КБВ камер № 10 и 12 на длину 95,1 м каждая. Общая продолжительность хронометражных наблюдений составило 25 смен, за этот период отработано 85 чел. смен.

Анализ хронометражных наблюдений показал, что время эффективной работы комплекса по выемке угля из камеры составляло 12,1 %. На основные операции технологического цикла затрачивалось 50,4%, на вспомогательные операции технологического цикла – 23,1%. Простои составили 25,5%. Основные простои (17,9%) связаны с уходом исполнительного органа в почву или кровлю пласта камеры. Анализ хронометражных наблюдений показал, что комплекс имеет резервы повышения производительности за счёт сокращения времени на вспомогательные и основные операции путём подготовки

отрабатываемого участка в соответствии с технологией выемки и за счёт повышения квалификации оператора по управлению комплексом.[16...17]

Достигнутые стабильные показатели бурошнековой технологии добычи угля в условиях научно-производственного полигона на экспериментальных образцах показывают, что ее применение взамен традиционных технологий и средств механизации позволит существенно улучшить технико-экономические показатели выемки весьма тонких и тонких угольных пластов. Это подтверждается сравнительными данными по шахте «Моспинская», где сравнены показатели работы трех угольных участков с лавами, оснащенными узкозахватными комбайнами 1К101 с индивидуальными крепями и вынимающими пласт h_1 мощностью 0,75 м, и участка БШУ на научно-производственном полигоне, вынимающим бурошнековыми машинами забалансовый пласт h_3 мощностью 0,5-0,55 м. Данные свидетельствуют, что на шахте «Моспинская» основной объем добычи угля (82%) поступает из трех очистных забоев. Все очистные забои вынимают уголь с присечкой боковых пород до 0,3 м. Средний уровень зольности добываемого угля составляет 42%. С применением бурошнековых машин добывается 18% угля от всего объема с зольностью 15-22,2%, а удельный вес в объеме реализации составляет 29,35%. Шахта имеет от бурошнековой технологии чистую прибыль на 1 т угля 35 грн. Общая сумма прибыли от применения бурошнековой технологии на шахте за 7 месяцев 1997 г. составила 694 тыс. грн. Источниками снижения стоимостных затрат на добычу угля являются: снижение трудоемкости работ, исключение присечки пород, что снизило энергозатраты на ее разрушение и затраты на горнорезущий инструмент; снижение в десять раз расхода лесоматериалов по сравнению с добычными участками; снижение затрат связанных с травматизмом, обеспечение безремонтного содержания выработок и многократного повторного использования арочной крепи без восстановления.

Приведение зольности добытого угля в лавах к уровню зольности добытого угля бурошнековой технологией (22,2%) показало, что нагрузка на

участке бурошнековой технологии и производительность труда рабочих выше на 40%, чем достигнуто на участках с традиционной технологией.

Наиболее весомым достоинством бурошнековой технологии является вывод рабочих из очистного забоя, обеспечивший снижение травматизма на 1000 т добычи в десять раз.

Распространение бурошнековой технологии даже с экспериментальными и опытными машинами на другие участки взамен традиционной технологии выемки позволит шахте существенно улучшить ее финансовое положение и снизить дотацию. [16...19]

1.2 Опыт добычи полезного ископаемого на тонких и весьма тонких пластах за рубежом

Технология бурошнековой выемки полезного ископаемого в данный момент очень интенсивно применяется за пределами территории Украины и стран СНГ. К примеру компания “Thyssen Mining Group Australia” Австралия, на шахте «Саутленд», для отработки пластов на участках, где невозможно применять традиционный способ добычи полезного ископаемого используют бурошнековый агрегат СА4. Диаметр шнековой штанги составляет 1,5 м, максимальная длина бурения 50 м, расстояние между осями камеры 2,2 м.

Чаще всего способ бурошнековой выемки на территории США применяется на открытых горных предприятиях. Это обусловливается особенностью строения бурошнековой машины, её габаритами и простотой размещения на открытом пространстве самой машины и шнековых секций.

В 1977 г. началось создание комплексов прибортовой добычи угля нового технологического уровня, в развитие технологии шнекобуровой выемки с использованием подземных проходческих комбайнов и разработкой различных схем транспортировки угля на поверхность, обеспечивающих более высокие технико-экономические показатели, чем достигались шнекобуровыми машинами.

Наиболее известным комплексом, представленным в то время, стал комплекс The Thin Seam Miner (разработчик тонких пластов РТП) голландской фирмы «Dieseko», появившийся в 1979 г. Комплекс был разработан группой инженеров из Южной Африки, Европы, США, изготовлен в Голландии судостроительным концерном «Dieseko» и отправлен для сборки в США. Комплекс The Thin Seam Miner был разработан на основе концепции «бурение-извлечение».

В отличие от современных моделей у комплекса РТП отсутствовали подборщик отбитого угля, гамма-датчики для определения границы между пустой породой и углем. Этот комплекс был предназначен для выемки маломощных пластов (до 1,4 м). Выработки получались прямоугольной формы шириной 2,9 м. Угольные перемычки (целики), оставляемые между смежными выработками, предназначались для поддержки кровли и могли составлять всего 0,8 м шириной. Расчетная глубина выработок составляла 75 м, уровень извлечения запасов достигал 66%, что являлось значительным улучшением, по сравнению со шнекобуровыми машинами, уровень извлечения запасов которыми не достигал и 50%. Компанией «Dieseko» было задекларировано, что производительность комплексов могла составлять 23 т/мин, или 50100 тыс. т/месяц. Мощность обрабатываемых пластов от 0,94 до 4,1 м. Максимальная длина выработок до 180 м.[22]

1.3 Анализ новых разработок добычи угля на тонких и весьма тонких угольных пластах

Одной из новых технологий добычи полезного ископаемого является агрегат для бесплодной выемки тонких пластов угля, который был разработан в Донбасском государственном техническом университете, г. Алчевск профессором Г.Г Литвинским.

Суть его технологии заключается в фронтальном извлечении полезного ископаемого длинными очистными забоями с применением агрегатной установки.

Перед добычей угля подготавливается нарезная печь при помощи самого агрегата. Во время нарезания печи один за другим монтируются шнеки, которые являются как транспортным средством для перемещения угля вдоль очистного забоя, так и исполнительным органом для разрушения угольного массива. Он состоит из отдельных шнеков с шарошками, расположенными по краям шнека, которые соединяются в один цельный исполнительный орган. Также на первой шнековой секции расположена коронка с шарошками, для улучшения выбуривания во время нарезания печи.

Для контроля прижимной способности шнека к забою по всей его длине, и фронтального перемещения во время добычи полезного ископаемого, на каждой секции расположен вал с напорными катками.

Агрегат способен работать на пластах мощностью от 0,4 до 1,5 м с углом падения 0-70°. Скорость подвигания лавы составляет около 2-4 м/сек, таким образом породы кровли не успевают разрушаться, и способ управления горным давлением является плавное опускание.[21]

1.4 Выводы по разделу

В результате проведенного анализа опыта отработки тонких и весьма тонких угольных пластов бурошнековой технологией сформирована цель исследования и комплекс задач, направленный на реализацию поставленной задачи.

Основная цель работы заключается в увеличении суточной нагрузки на очистной забой путем улучшения технологии бурошнековой выемки тонких и весьма тонких угольных пластов и совершенствование методики выбора рациональных параметров технологии.

Поставленная в работе цель достигается при последовательном решении следующих основных задач:

1. На основе полученного опыта из проведенного анализа выбрать наиболее подходящий для данных горно-геологических условий бурошнековый комплекс для разработки тонких и весьма тонких угольных пластов.
2. Усовершенствовать параметры бурошнековой технологии выемки тонких и весьма тонких угольных пластов на основе полученного опыта эксплуатации установок на горных предприятиях.
3. Рассчитать оптимальную для данных горно-геологических условий ширину межкамерных целиков и оптимальную поочередность извлечения полезного ископаемого из камеры.
4. Выполнить расчет экономической целесообразности применения технологии бурошнековой выемки.

2 ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ БУРОШНЕКОВОЙ УСТАНОВКИ В УСЛОВИЯХ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА НА ПРИМЕРЕ ШАХТЫ «ПАВЛОГРАДСКАЯ»

2.1 Горно-геологические характеристики и условия залегания угольных пластов

2.1.1 Структурное строение горного массива

Шахтное поле приурочено к северо-восточному склону Украинского кристаллического массива и простирается вдоль юго-западного борта Днепровско-Донецкой впадины. Площадь характеризуется спокойным моноклинальным залеганием осадочной толщи карбона с падением пород в северном и северо-восточном направлениях под углом 3-4° и осложняется целым рядом крупных и более мелких тектонических нарушений. Наиболее крупными являются Богдановский, Южно-Терновский, Павлоградско-Вязовский сбросы с амплитудой смещения пород от 20 до 375 м и углами падения 35-70°. Кроме них прослеживается ряд сбросов №6, 7, 8, 9, 10, 11, оперяющих Южно-Терновский сброс; №12 и 13, оперяющих Павлоградско-Вязовский сброс.

Кроме разрывных нарушений горными работами установлено значительное количество мелких и очень мелких нарушений как сбросового, так и надвигового характера с амплитудой смещения от 0,05 до 2 м.

Промышленная угленосность шахтного поля приурочена к отложениям Самарской свиты (c_1^3) нижнего карбона, в которой содержится до 50 угольных пластов и прослоев, из которых рабочей мощности более 0,60 м достигают семь пластов: c_9 , c_8^n , c_7^n , c_6 , c_5 , c_4 и c_1 . Запасы по пластам c_8^n и c_7^n отработаны шахтой в период с 1968 по 1990 гг. По степени выдержанности угольные пласты c_9 , c_5 и c_1 относятся к относительно выдержанным, а угольные пласты c_6 и c_4 - к невыдержанным. Локальные, небольшие по площади, частичные и

полным постформационные русловые размывы отмечены по пластам с₉, с₆, с₅ и с₄.

2.1.2 Гидрогеология

Водоносные горизонты, распространенные на шахтном поле, приурочены к отложениям четвертичного, неогенового, палеогенового, триас-юрского и каменноугольного возрастов. В четвертичных отложениях выделяют два водоносных горизонта, приуроченные к лессовидным суглинкам, и в аллювиальных породах долины реки Самары. В отложениях неогеновой системы развит водоносный горизонт, заключенный в песках сарматского яруса. При ведении горных работ эти водоносные горизонты могут участвовать в обводнении горных выработок, но в связи с ограниченными запасами и слабыми фильтрационными свойствами песков степень участия их обычно незначительна. В отложениях палеогеновой системы подземные воды заключены в породах киевско-харьковской и бучакской свит, которые играют основную роль в обводнении горных выработок шахты на тех площадях, где угольные пласты непосредственно выходят под бучакские пески, обладающие пльвунными свойствами. За Южно-Терновским сбросом выход под бучак имеют пласты с₅, с₄ и с₁.

В отложениях триас-юрской системы подземные воды заключены в кварцево-полевошпатовых песчаниках и песках. Этот горизонт гидравлически взаимосвязан с бучакским, поэтому он может принимать участие в обводнении горных выработок. Непосредственное участие в их обводнении принимают участие водоносные горизонты, приуроченные к отложениям каменноугольного возраста. Водосодержащими породами являются песчаники, известняки и пласты угля.

Фактический приток воды в шахту «Павлоградская» за 2010 год составил 240 м³/ч. Фактический химический состав шахтных вод по данным отчета за 2010 год следующий: взвешенные вещества - 45 мг/л, рН 8,1,

минерализация 4,2 г/л, Na+K - 1216 мг/л, Ca²⁺ - 222 мг/л, Mg²⁺ - 109 мг/л, HCO₃ - 256 мг/л, Cl⁻ - 1920 мг/л, SO₄ - 724 мг/л, жесткость общая - 20 мг-экв/л. Прогнозный водоприток по шахте с учетом развития горных работ составит: нормальный - 470 м³/ч, максимальный - 500 м³/ч.

При этом в засбросовой части по пластам с₄ и с₁ он составит: нормальный 140 м³/ч, максимальный - 170 м³/ч. Прогнозный химический состав шахтных вод будет: взвешенные вещества 50-100 мг/л, pH-7,9, минерализация 5,9 г/л, Na⁺ +K⁺ - 1350 мг/л, Ca²⁺ -350 мг/л, Mg²⁺ -300 мг/л, Cl⁻ -2700 мг/л, SO₄⁻² - 800 мг/л, HCO₃⁻ - 380 мг/л, жесткость общая - 41 мг-экв/л, нефтепродукты до 1,1 мг/л, Fe_{общ} - 1,0-1,6 мг/л, азот аммиака 0,2-0,7 мг/л, нитриты 0,06-0,1 мг/л.

Согласно данным геологического отчета за 2009 год, содержание микроэлементов находится в пределах допустимых концентраций, однако имеются элементы, содержание которых превышает ПДК: барий (4,35-6,0 мг/л), марганец (0,63-4 мг/л), никель (0,14 мг/л), стронций (4,2-100,4 мг/л), титан (0,45-3 мг/л) и цинк (0,49-1,45 мг/л), что требует постоянного контроля.

Запасы дренажных вод обеспечены природными ресурсами. По степени изученности в отчете за 1990 год оценены запасы воды по категориям: в-6,07 тыс.м³/сут., с₁-0,288 тыс.м³/сут. и с₂-8,16 тыс.м³/сут.

2.1.3 Тектоника

Площадь характеризуется спокойным моноклиналильным залеганием осадочной толщи карбона с падением пород в северном и северо-восточном направлениях под углом 3-4° и осложняется целым рядом крупных и более мелких тектонических нарушений. Наиболее крупными являются Богдановский, Южно-Терновский, Павлоградско-Вязовский сбросы с амплитудой смещения пород от 20 до 375 м и углами падения 35-70°. Кроме них прослеживается ряд сбросов №6, 7, 8, 9, 10, 11, оперяющих Южно-Терновский сброс; №12 и 13, оперяющих Павлоградско-Вязовский сброс.

Разведочными работами дополнительно выявлены сбросы №17, 18, 19, являющиеся опережающими Павлоградско-Вязовского сброса и повторяющие субширотное простирание сбросов №12 и 13.

Интенсивное развитие опережающих нарушений и наличие мелкоамплитудной тектоники, трудно поддающихся выявлению разведочными работами, осложняет ведение горных работ.

2.1.4 Материалы для выполнения магистерской работы

Угольный пласт с₄ на площади отработки простого строения, геологической мощностью 0,73-1,06 м, в среднем- 0,80 м. В основной части столба пласт выдержан как по падению, так и по простиранию, угол падения пласта 2°. Уголь крепкий (f=1,2-4,4), трещиноватый, трещины заполнены кальцитом, прослеживается система трещин – угольный кливаж. Пласт естественновлажный. Глубина залегания угольного пласта на участке отработки 198-206 м.

В основной и непосредственной кровле залегают алевролит, аргиллит. В почве - алевролит.

Обводненность лавы слабо обводненная. Приток составит до 1,5 м³/ч.

Угольный пласт по горным ударам, выбросам угля и породы не опасен. Не склонен к самовозгоранию.

Вскрытие пл. с₄ осуществлено с действующих выработок пл.с₅ гор. 235м конвейерным квершлагом №2 пл.с₄, откаточным квершлагом №2 пл.с₄, накл. кв-г пл.с₄.

Основные горно-геологические данные пласта с₄ получены из паспорта ведения горных работ добычного участка № 304 гор.260 м шахты «Павлоградская», и сведены в табл. 2.1.

Таблица 2.1 - Горно-геологические условия залегания пласта с₄

Показатель	Значение
Марка угля	Г, ДГк
Основная кровля	Алевролит
Непосредственная кровля	Аргиллит, алевролит
Непосредственная почва	Алевролит
Обрушаемость: - основная кровля	Легкообрушаемые- А1 Среднеобрушаемые- А2
Устойчивость: - непосредственная кровля - непосредственная почва	Неустойчивые - Б1 Неустойчивые- П1 Среднеустойчивые – П2
Опасность пласта: - по угольной пыли - по горным ударам - по склонности к самовозгаранию - по внезапным выбросам - по газу	Взрывоопасна Не опасен Не склонен Не опасна III категории
Угол падения пласта, град	2
Мощность пласта, м: - геологическая (суммарная мощность) - породных прослоек - угля	0,80 - 0,80
Коэффициент крепости: - непосредственной кровли - почвы - породных прослоек	1,5-2,6 1,0-1,6/3,0-4,0 -
Мощность, м: - основной кровли - непосредственной кровли	28 2,0-2,5

Продолжение таблицы 2.1

Шаг посадки, м:	
- основной кровли	18-20
- непосредственной кровли	-
Объемный вес, т/м ³ :	
- угля	1,3
- пород	2,43
Сопротивляемость угля резанию, кН/см	4,5
Глубина разработки, м	198-206
Зольность пласта, %	11,7
Плотность угля	1,21
Обводненность пласта, м3/час	1,5
Влажность, %	11,4
Сера, %	1,92

2.2 Горная характеристика

2.2.1 Границы и размеры шахтного поля

В соответствии с утвержденным горноотводным актом №92 от 06.06.67 границами поля шахты «Павлоградская» по состоянию на 01.01.10 являются:

на севере - Богдановский сброс;

на западе - условная линия, проходящая через точки, расположенные в 200 м западнее камеры №954 и в 280 м западнее камеры №5479 (общая с шахтой «Благodatная»);

на юге - Павлоградско-Вязовский сброс, выходы оцениваемых угольных пластов под наносы;

на востоке - условная линия, проходящая через точку, расположенную в 170 м восточнее камеры №5401 и камеру №6247 (общая с шахтой «Терновская»).

Размеры шахтного поля составляют по простиранию 4 км, по падению - 5,5 км.

2.2.2 Технические показатели

Шахта «Павлоградская» сдана в эксплуатацию в 1968 году с проектной мощностью 1200 тыс.т угля в год, которая была освоена в 1977 году.

Основными причинами ухудшения работы шахты сложившаяся на шахте, как и в целом по Украине, благодаря сложной социально-экономической обстановке.

За последние десять лет фактическая среднегодовая добыча шахты в пересчете на 300 рабочих дней составила 1130 тыс.т.

При включении в отработку засбросовой части с более сложными горно-геологическими условиями шахтного поля снижается суммарная по шахте среднединамическая мощность пластов.

Проектная мощность шахты составляет 1100 тыс.т в год, которая обеспечивается работой пяти очистных забоев.

Шахта отнесена к третьей категории по метану. Угольные пласты не склонны к самовозгоранию, не опасны по взрываемости угольной пыли. Вмещающие породы силикозоопасны, в нормальных условиях - средней устойчивости, при обводнении - слабоустойчивые.

Природная газоносность угольных пластов низкая. Максимальная газоносность по шахте $12 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м}$ отмечена по пласту c_4 на глубине 258 м в центральной части шахтного поля. За Южно-Терновским сбросом по пластам c_4 и c_1 она не превышает $2 - 3 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м}$.

Геотермический градиент составляет $3,1^\circ\text{C}$, геотермическая ступень равна $32,9 \text{ м/град}$.

2.3 Анализ способов выемки полезного ископаемого по пласту с₄ на глубине 202 м

Пласт с₄ залегает под углом 3⁰, с природной газоносностью не превышающую 2-3 м³/ т.с.б.м. Мощность пласта колеблется в диапазоне 0,8-1,0 м.

В данном дипломном проекте все исследования будут проводится на примере отработанной лавы №304.

304 лава подготовлена в западном крыле основной части шахтного поля гор.260 м пласта с₄. Лава оконтурена двумя выемочными штреками - 304 сборным и 304 бортовым. 304 сборный штрек пройден в присечку к 302 бортовому штреку. 304 сборный штрек закреплен анкерно-рамной крепью с пропусками между группами из трех установленных рам от 2-х до 6-ти метров, согласно рекомендаций ИГТМ, 304 бортовой штрек закреплен с шагом установки рам и анкерных рядов 1 м.

В настоящее время на шахте “Павлоградская” для технологии ведения очистных работ на лаве №304, применяется комплекс, в состав которого входит: выемочный агрегат МВ-444Р, механизированная крепь «Ostroj», конвейер SZK-225/642 с кабелеукладчиком, две насосные станции СНУ-5 и СНТ-32, скребковый конвейер СПЦ-26. Выемка угля производится по челноковой схеме с последовательной задвижкой секций крепи. Пласт угля вынимается с присечкой боковых пород 0,17 м.

2.3.1 Параметры технологии выемки угля

- Скорость подачи комбайна по сопротивляемости угля резанию, 4,58 м/мин;
- Скорость крепления рабочего пространства, 3,4 м/мин;
- Скорость подачи комбайна по газовому фактору, 4,8 м/мин;
- Продолжительность цикла выемки угля комбайном, 116 мин:
 - а). Продолжительность выемки угля комбайном, 70,7 мин;

б). Продолжительность выполнения сопутствующих выемке вспомогательных операций, 15,3 мин;

в). Продолжительность выполнения концевых операций в цикле, 30 мин;

- Количество циклов выемки угля в лаве за сутки, 8 цикла;

- Технически возможная нагрузка на очистной забой, 2092 т/сут;

а). Нагрузка на лаву за месяц, 62760 т/мес;

б). Нагрузка на лаву за год, 753120 т/год;

2.3.2 Технология очистной выемки

Выемка угля в лаве производится комбайном МВ-444Р по челноковой схеме. Управление кровлей – полное обрушение.

Выемка угля производится по следующей схеме: комбайн МВ-444Р фронтально зарубывается в пласт, далее осуществляет выемку угля. Отбитый уголь попадает на лавный конвейер SZK-225/642, вскоре доставляется на перегружатель ПТК-1 на сопряжении лавы со штреком, далее уголь попадает на ленточный конвейер 2ЛТ1000КСП и доставляется к стволу.

2.3.3. Технологический процесс очистной выемки

В начале каждой смены рабочие принимают комплекс у звена предыдущей смены. Работы по выемке угля начинаются только после устранения всех выявленных нарушений и неисправностей. После этого машинист горновыемочной машины даёт звуковой сигнал, включает конвейер, комбайн, систему орошения и производит выемку угля на определённой скорости. Во время работы комбайна машинист следит за выемкой угля на полную ширину захвата, регулирует положение исполнительного органа относительно боковых пород, проверяет уровень масла в редукторах. При необходимости доликает масло в редукторе, наблюдает за работой кабелеукладчика и следит за сигналами рабочих.

Рабочий процесс передвижки секций крепи и конвейера гидродомкратами производится вслед за проходом верхнего шнека комбайна. Величина отставания должна составлять не более 5 м. В тисках со слабоустойчивой кровлей отставание секций должно быть минимальным.

Передвижку секций крепи производят двое горнорабочих очистного забоя. Передвигаясь вдоль секций, горнорабочие поочерёдно производят передвижку секций, предварительно зачищая почву между секциями и конвейером. Управление секцией производится с соседней неподвижной секции. Передвижка конвейера производится “волной” вслед за передвижкой секций, участками длиной 12 м и ведётся с отставанием в 13-15 м.

После выемки полосы угля производится фронтальная самозарубка комбайна в следующей последовательности: машинист отгоняет комбайн на место зарубки, на расстояние 8-10 м от штрека, затем ГРОЗ, раскрепив приводные головки конвейера, передвигают их гидродомкратами одновременно с фронтальной передвижкой конвейера. В это время производится самозарубка комбайна в пласт на полную ширину захвата исполнительного органа.

Машинист возвратно-поступательными движениями производит выемку целика между исполнительными органами, после чего приступает к выемке угля по всей длине лавы. После отхода комбайна на 14-16 м от штрека головки конвейера передвигаются на новое место.

В нижней и верхней части лавы, для обеспечения нормальной задвижки приводных головок конвейера и выхода комбайна, с опережением забоя 4-6 м проводятся бермы шириной 0,8 - 1,5 м по угольному пласту с подрывкой породой кровлей, высотой 1,2 м. Для крепления кровли бермы устанавливаются гидравлические стойки под брус длиной 3,2 м через 0,8 м. С завальной стороны, после задвижки конвейера, устанавливается под брус ряд деревянных стоек. Поддержание штреков за лавой осуществляется путём установки деревянных стоек (ремонтин), диаметром 0,18 - 0,2 м, которые устанавливаются в ряд под каждую раму крепи.

Для усиления крепи в зонах нарушения или установки временного крепления принять металлические гидравлические стойки, деревянные брусы и доски, а также металлические спецверхняки. Для охраны выемочных штреков приняты деревянные и гидравлические стойки, брусья, доски.

При повторном использовании выработок, чтобы не допустить обрушения применяют костры и выкладывают бутовые полосы.

2.4 Предлагаемая технология

Выбор средств очистной выемки.

Для добычи угля с материнской зольностью по пласту $m=0,8$ м, и повышение безопасности ведения очистных работ предусматриваем применением технологию безлюдной выемки угля с использованием БШУ «Вектор».

Средства очистной выемки:

- бурошнековая установка БШУ «Вектор»;
- конвейер скребковый СПЦ-271М;
- конвейер ленточный 2ЛТ-80У;
- насосные станции СНУ-5 и СНТ-32.

2.4.1 Технология безлюдной выемки угля

Выемочный участок оконтуривают по падению два 304 выемочных штрека, которые являются одновременно как сборными, так и вентиляционными. Очистные работы проводятся одновременно с двух сторон выемочного участка двумя бурошнеками таким образом, чтоб напротив очистной камеры с другой стороны находился межкамерные или опорный целики. Благодаря такому расположению камер снизится горное давление на целики, и позволит уменьшить их ширину, что значительно уменьшит потери угля. Расстояние между штреками приравнивается двум длинам очистных

камер и прибавляем еще межкамерный целик, благодаря которому снизится вероятность зажима штанги бура в выработке.

Выемочный столб по падению делится квершлагами на участки длиной по 170м для возможности отработки межкамерных целиков.

Вспомогательные штреки проводятся сразу на всю ширину выемочного столба перед началом очистных работ с подрывкой пород почвы 0,6-0,7 м в соответствии с конструктивными особенностями БШУ «Вектор».

Штреки крепятся металлической арочной крепью АКМ-3М из спецпрофиля 17 и 27 кг/м в сочетании с анкерной крепью КШПУ-11,0, в состав которой входят 9 анкеров длиной 2,4м закрепленных в кровле выработки, и 2 анкера длиной 1,5 м закрепленных по её бокам на расстоянии 0,4-0,5 м от почвы выработки. Шаг установки крепи равен 1 м. Поскольку ширина выемочной камеры на 1,6 м длиннее шага установки крепи, ножки арки необходимо снимать перед началом добычи, и устанавливать после передвижки машины к следующей камере.

Для снижения трудоемкости, облегчения перемонтажа и доставки материалов и оборудования к месту работы по всей длине штрека настилается рельсовый путь.

Также для облегчения наращивания, извлечения и складирования шнековых секций у кровли штрека монтируется монорельсовая дорожка с подъёмным механизмом. Её длина равна расстоянию, на которое передвигают бурошнековую установку за три добычные смены. Наращивание монорельсовой дорожки производится в ремонтную смену.

Учитывая тот факт, что шахта имеет III категорию по газу метану, проветривание выемочных участков при бурошнековой выемке угля осуществляется за счет обще шахтной депрессии. Такая схема проветривания участка является наиболее простой и надежной, при этом выемочные штреки погашаются после полной отработки столба. Таким образом струя свежего воздуха проходит по откаточному квершлагу к выемочным участкам, после

чего продвигается по добычным штрекам к вентиляционному квершпагу и далее на главный ствол и на поверхность.

Ведение очистных работ бурошнековым способом будут производиться по одномашинной технологической схеме, путем одностороннего бурения камер.

При односторонней схеме бурения время на проведение операций по передвижке установки от камеры к камере снижается в среднем на 30 %, что дает нам более высокие показатели производительности труда. Схема двустороннего бурения возможна в применении, только на начальных этапах внедрения бурошнековой установки, когда рабочие не будут иметь навыков работы с БШУ.

Перед началом бурения две ножки арочной крепи, которые находятся в зоне проведения очистных работ извлекаются. В это время бурошнековая установка перемещается к месту проведения работ и выставляется по высоте и углу наклона пласта. После подъемный механизм расположенный на монорельсовой дорожке подает шнековые секции и рабочие производят зарядку установки.

Параллельно процессу выбуривания угля рабочие производят установку костровой крепи в выработанном пространстве для снижения горного давления на штрек. Также устанавливается перемычка в отработанной камере для снижения концентрации газа метана в штреке.

По окончании цикла производится извлечение шнековых секций и складирование их в выработанное пространство штрека, впереди БШУ на расстоянии равное расстоянию передвижки машины. Это делается для того, чтобы снизить время на подачу секций бура для зарядки машины. Бурошнековая установка принимает транспортное положение и перемещается к следующей камере. Параллельно этому, ножки крепей устанавливают обратно.

Транспортировка угля от груди очистного забоя производится по двум шнекам. Далее отбитый уголь перегружается на скребковый конвейер СПЦ-

271М, расположенный непосредственно под шнековыми секциями установкой, и следом на ленточный конвейер 2ЛТ-80У. Нарращивание конвейера производят в ремонтную смену, на длину равной расстоянию перемещения установки за три рабочие смены. Далее уголь движется по 304 штреку к откаточному квершлагу где потом через полустационарный погрузочный пункт отгружается в вагонетки.

2.5 Расчет оптимальной ширины целиков

2.5.1 Производим первичный расчет межкамерных целиков

Производим расчет ширины целика, основанный на графическом методе расчета параметров угольных целиков при бурошнековой выемке пласта.

Оценка устойчивости целика производится на основе сравнения усредненных напряжений σ с прочностью материала целика на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$. Также необходимо учитывать масштабный фактор, принимающий во внимание различные литологические и технологические нарушения. Для этого вводят поправочный коэффициент формы целика K_{ϕ} .

2.5.2 Производим расчет для межкамерных целиков

Для межкамерных целиков отношение высоты целика, равным мощности m угольного пласта, к его ширине l_1 , должно находиться в диапазоне:

$$1 \leq \frac{m}{l_1} \leq 3$$

где: m - высота целика, $m=0,8$ м;

l_1 – ширина межкамерного целика, м.

$$1 \leq 2,96 \leq 3$$

Коэффициент формы целика можно рассчитать по формуле Н.П. Ерофеева:

$$K_{\phi} = 1,15 - 0,15 * \frac{m}{l_1}, \quad (2.1)$$

$$K_{\phi} = 1,15 - 0,15 * \frac{0,8}{0,3} = 0,75$$

Исходя из тех условий, что ширина, а целика должна быть такой, чтобы целик не раздавливался при бурении примыкающих к нему камер и происходило его раздавливание тогда, когда целик окажется в центре свода естественного равновесия, образованного между двумя соседними опорными целиками, можно записать два условия для выбора ширины целика записанных в систему неравенств:

$$\begin{cases} P_1 \leq K_{\phi} \sigma_{\text{сж}}^0 l_1 \min \\ P_2 > K_{\phi} \sigma_{\text{сж}}^0 l_1 \max \end{cases} \quad (2.2)$$

где: $P_1; P_2$ – соответственно минимальная и максимальная нагрузки, действующее на межкамерные целики находящиеся в промежутке между опорными;

$\sigma_{\text{сж}}^0$ – остаточная прочность угля на сжатие, $\sigma_{\text{сж}}^0 = 2,6$ Мпа.

Минимальная нагрузка, действующая на целик рассчитывается по формуле:

$$P_1 = \frac{\gamma}{2 * l_3 * \text{tg}\phi} * \left[(l_4 + l_1) * (l_3 - 4l_4 - l_1)^2 - \frac{l_4^3}{3} \right], \quad (2.3)$$

Максимальная нагрузка, действующая на целик, рассчитывается по формуле:

$$P_2 = \frac{\gamma}{2 * \text{tg}\phi} * \left[l_3(l_4 + l_1) - \frac{l_4^2}{3} \right], \quad (2.4)$$

где: γ – плотность угля, $\gamma = 1,3$ т/м³;

ϕ – угол внутреннего трения угля, $\phi = 23^\circ$;

l_3 – расстояние между опорными целиками, м;

l_4 – ширина камеры, $l_4 = 2,6$ м.

Отсюда получим формулы для расчета минимальной и максимальной ширины межкамерного целика.

Минимальная ширина межкамерного целика рассчитывается по формуле:

$$l_{1 \min} \geq \frac{\gamma * l_4 * \left(l_3 - \frac{l_4}{3}\right)}{2 * K_\phi * l_3 * \sigma_{\text{сж}}^0 * \text{tg}\varphi * \left(2 * K_\phi * l_3 * \sigma_{\text{сж}}^0 * \text{tg}\varphi + \gamma * l_3\right)}, \quad (2.5)$$

$$l_{1 \min} \geq \frac{1,3 * 2,6 * \left(17 - \frac{2,6}{3}\right)}{2 * 0,75 * 17 * 2,6 * 1,58 * \left(2 * 0,75 * 17 * 2,6 * 1,58 + 1,3 * 17\right)} \\ = 0,2, \quad \text{м}$$

Максимальная ширина межкамерного целика рассчитывается по формуле:

$$l_{1 \max} < \frac{\gamma}{2 * K_\phi * l_3 * \sigma_{\text{сж}}^0 * \text{tg}\varphi} * \left[(l_4 + l_1) * (l_3 - 4l_4 - l_1)^2 - \frac{l_4^3}{3} \right], \quad (2.6)$$

$$l_{1 \max} < \frac{1,3}{2 * 0,75 * 17 * 2,6 * 1,58} * \left[(2,6 + 0,3) * (17 - 4 * 2,6 - 0,3)^2 - \frac{2,6^3}{3} \right] \\ = 1,01, \quad \text{м}$$

Для определения параметров $l_{1 \min}$ и $l_{1 \max}$ на основе численного анализа уравнений построены соответствующие номограммы, используемые в докторской диссертации П.П. Коржа, и приведенные на рис. 2.1.[22]



Рисунок 2.1 - Номограмма для определения минимально допустимой ширины $l_{1 \min}$ межкамерного целика



Рисунок 2.2 - Номограмма для определения максимально допустимой ширины $l_{1 \max}$ межкамерного целика

2.5.3 Производим расчет для опорных целиков

Для опорных целиков отношение высоты целика, равным мощности m угольного пласта, к его ширине l_2 , должно находиться в диапазоне:

$$\frac{m}{l_2} < 1$$

где: l_2 – ширина опорного целика, м

$$0,8 < 1$$

При данных условиях расчета опорных целиков целесообразно применить метод расчета, в котором фактически действующая на целик нагрузка сравнивается с предельно разрушающейся, т.е. с его несущей способностью $P_{\text{нес}}$.

Несущая способность целика, с учетом прямолинейной огибающей кругов Мора рассчитывается по формуле:

$$P_{\text{нес}} = 2 * c * l_2 \left[2 + F \left(\frac{l_2}{m} * \varphi \right) \right], \quad (2.7)$$

где: c – сцепление угля, $c=0,5$ Мпа;

$F \left(\frac{l_2}{m} * \varphi \right)$ – табулированная функция, отражающее сложное напряжение состояния в целике.

Отсюда получим формулу для расчета ширины опорного целика:

$$l_2 \geq \frac{\gamma * l_3 * \left(h - \frac{l_3}{3 * \text{tg}\varphi} \right)}{2c * \left[2 + F \left(\frac{l_2}{m} * \varphi \right) \right] - \frac{\gamma * l_3}{2 * \text{tg}\varphi}}, \quad (2.8)$$

где: h – высота свода естественного равновесия, над опорным целиком на некотором участке l_6 , примыкающему к штреку.

$$h = \frac{l_5 + 2r}{2 * \text{tg}\varphi} * \left[1 - \frac{\left(\frac{l_5}{2} - 2r - l_6 \right)^2 + \left(\frac{l_5}{2} - 2r \right)^2}{(l_5 + 2r)^2} \right], \quad (2.9)$$

где: l_5 – длина очистной камеры, $l_5=85$ м;

l_6 – длина участка опорного целика, $l_6=1,5$ м;

r – радиус свода арочной крепи, $r=2,1$ м.

$$h = \frac{85 + 4,2}{2 * 1,58} * \left[1 - \frac{\left(\frac{85}{2} - 4,2 - 10\right)^2 + \left(\frac{85}{2} - 4,2\right)^2}{(85 + 4,2)^2} \right] = 49,3, \quad \text{м.}$$

Принимаем высоту свода обрушения пород кровли 50 м

Отсюда можем определить ширину опорного целика по формуле (2.8):

$$l_2 \geq \frac{1,3 * 17 * \left(50 - \frac{17}{3 * 1,58}\right)}{2 * 0,5 * [2 + 123,7] - \frac{1,3 * 17}{2 * 1,58}} = 1,03, \quad \text{м}$$

Для определения параметров ширины опорного целика l_2 и высоты столба обрушений пород кровли над опорным угольным целиком на основе численного анализа уравнений построены соответствующие номограммы, используемые в докторской диссертации П.П. Коржа, и приведенные на рис. (2.3), (2.4).[22]

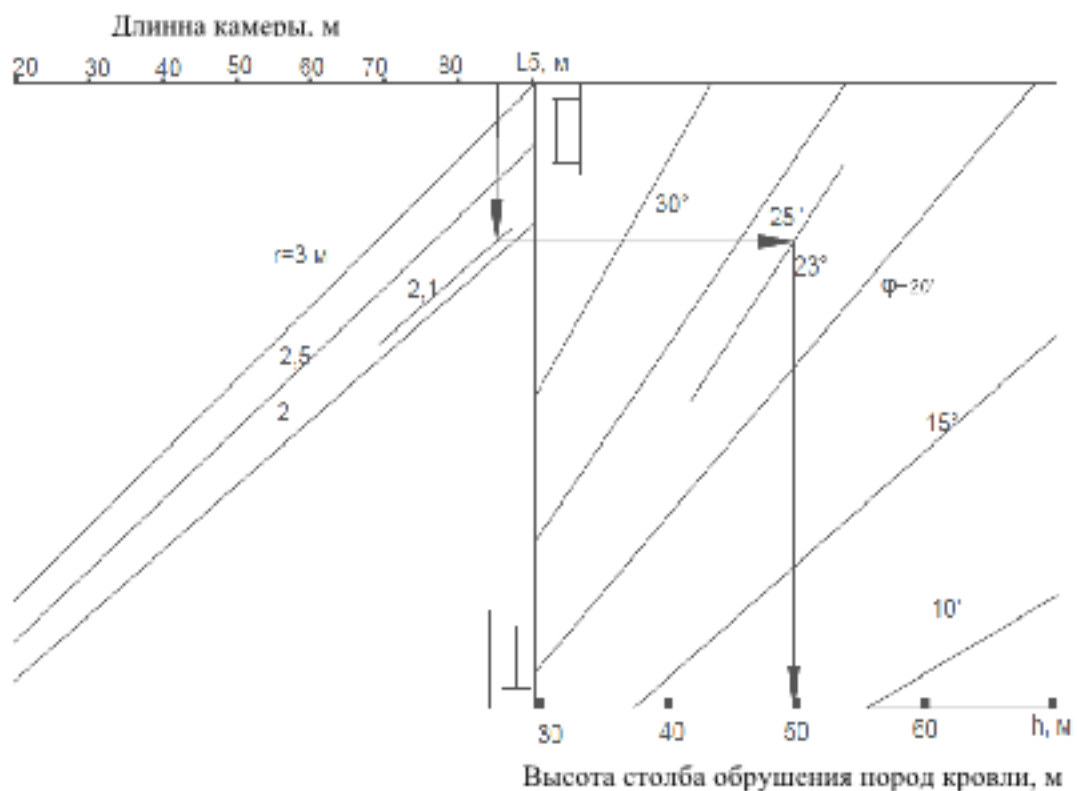


Рисунок 2.3 - Номограмма для определения высоты h столба обрушенных пород кровли над опорным угольным целиком

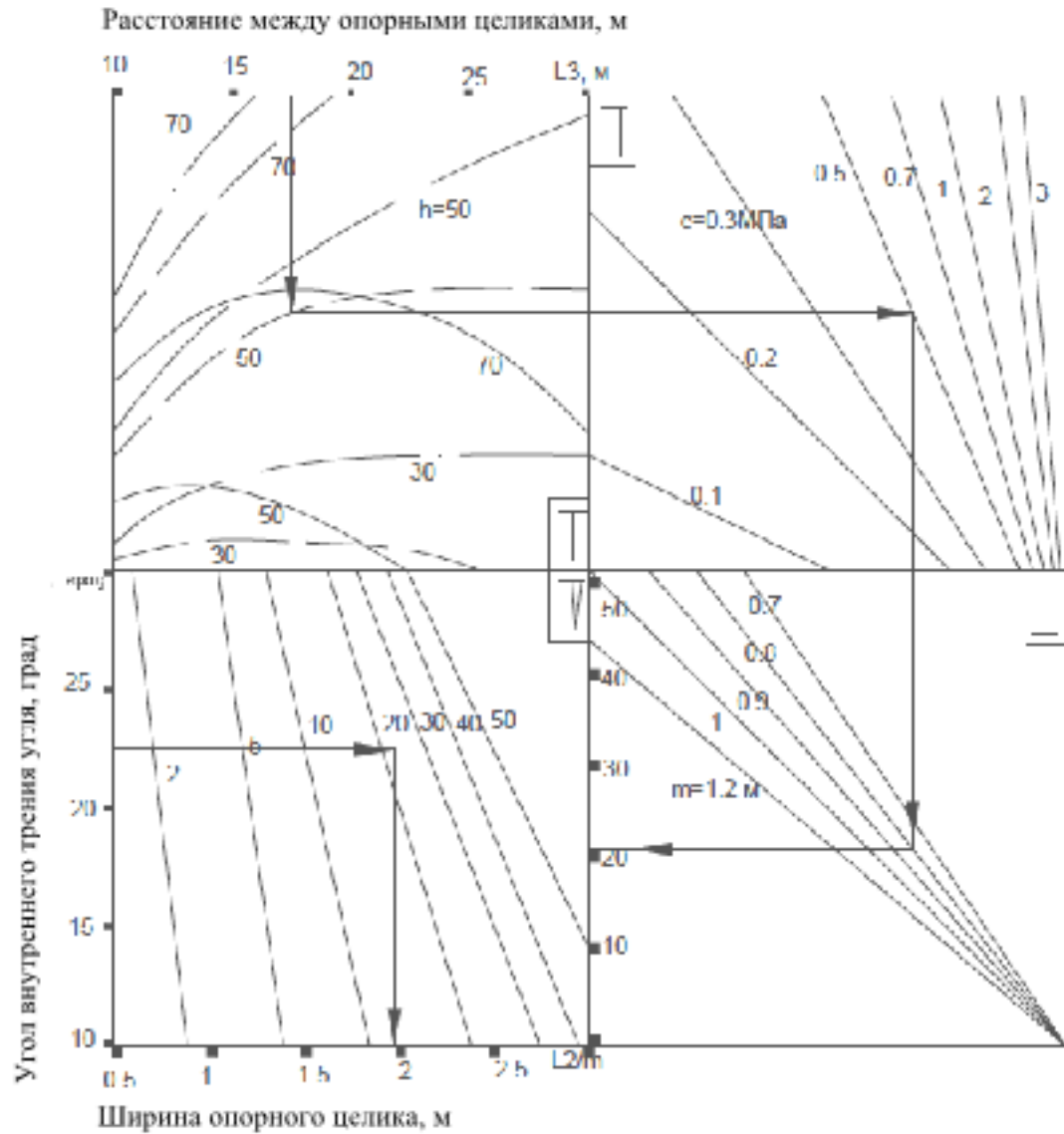


Рисунок 2.4 - Номограмма для определения минимально допустимой ширины l_2 опорного целика

Из полученных расчетов можно предварительно построить схему расположения целиков относительно друг друга. Схема приведена на рис. 2.5.

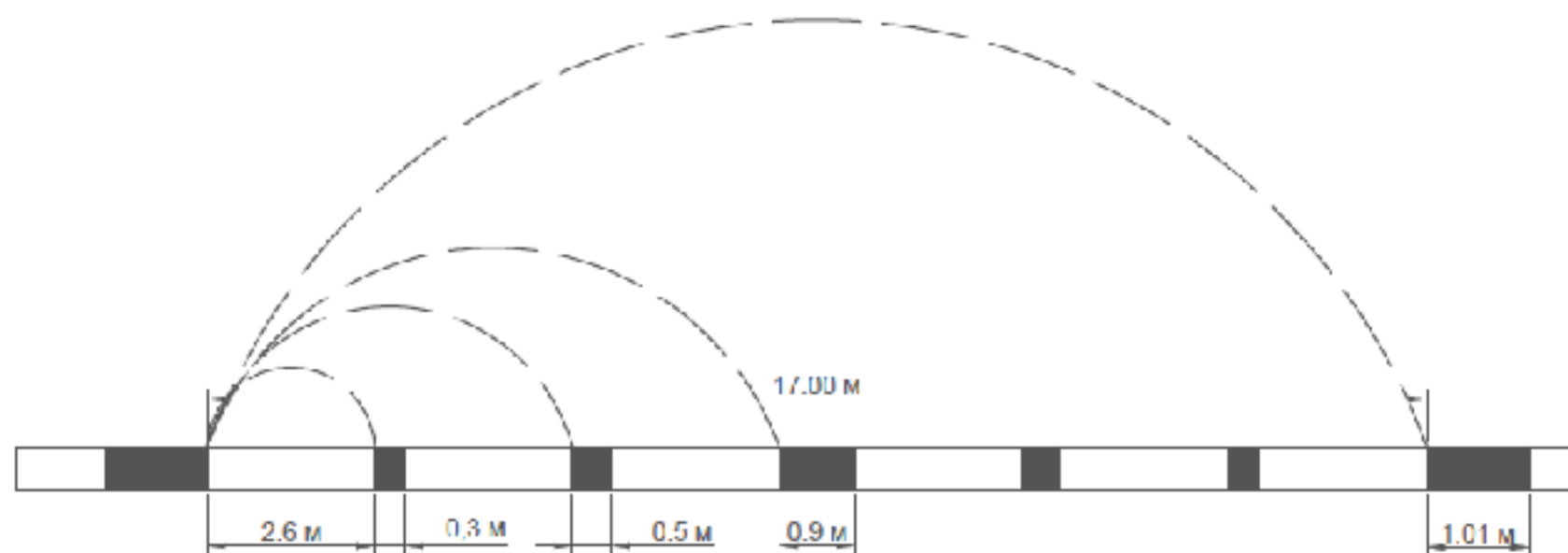


Рисунок 2.5 - Схема к расчету межкамерных и опорных целиков

2.5.4 Расчет целиков расположенными между забоями камер

Сжимающее напряжение в целике рассчитывается по формуле:

$$\sigma_{\text{сж}} = \frac{l_7 + l_5}{l_7} * \gamma H, \text{ МПа} \quad (2.10)$$

где: H – глубина залегания пласта, $H=202$ м;

l_7 – ширина целика расположенного между забоями камер.

Отсюда ширина ленточного целика рассчитывается:

$$l_7 = \frac{l_5 * \gamma H}{[\sigma_{\text{сж}}] - \gamma H}, \text{ м} \quad (2.11)$$

$$l_7 = \frac{85 * 2,626}{14,3 - 2,626} = 19,12$$

Принимаем ширину целика $l_7=20$ м

Расчет ширины целиков для извлечения целика расположенного между забоями камер производится аналогично по формулам (2.1) – (2.9).

2.5.5 Определение параметров технологии выемки угля

Скорость подачи бурошнековой установки по сопротивляемости угля резанию определяется по формуле:

$$V_{\text{ш}}^{\text{к}} = \frac{N_{\text{уст}}}{60 H_w m a \gamma} \quad (2.12)$$

где: $N_{\text{уст}}$ - устойчивая мощность двигателя установки, кВт;

H_w - удельные энергозатраты на разрушение угля, кВт ч/т;

m – вынимаемая мощность пласта, м;

a – ширина камеры, м;

γ - объёмная масса угля, т/м³;

Устойчивая мощность двигателя рассчитывается по формуле:

$$N_{\text{ум}} = (0,7 - 0,9) N_{\text{пасп}}, \text{кВт} \quad (2.13)$$

где: $N_{\text{пасп}}$ – суммарная мощность двух двигателя по паспорту, кВт;

$$N_{\text{пасп}} = 2 * 110 = 220 \text{ кВт}$$

$$N_{\text{ум}} = 0,85 * 363 = 290 \text{ кВт}$$

Удельные затраты на разрушение угля:

$$H_w = 0.00245 * A_p (0.87 + 0.008R), \text{кВт/т} \quad (2.14)$$

где: A_p - сопротивляемость угля резанию, $A_p = 200$ кН/см;

R - показатель разрушаемости пласта, для вязких углей.

$$R = 0.2 * A_p = 0.2 * 200 = 40$$

$$H_w = 0.00245 * 200 * (0.87 + 0.008 * 40) = 0.58 \text{ кВт/т};$$

$$V_{\text{п}}^{\text{БШУ}} = \frac{220}{60 * 0.58 * 1.3 * 0.650 * 2.6} = 2.28 \text{ м/мин.}$$

Скорость подачи бура установки по газовому фактору определяется по формуле:

$$V_{\text{п}}^{\text{конв}} = \frac{Q_k}{m_s * a * \gamma}, \text{ м/мин.} \quad (2.15)$$

где: Q_k – производительность скребкового конвейера по технической характеристике, $Q_k = 8$ т/мин;

$$V_{\text{п}}^{\text{конв}} = \frac{8}{0.625 * 2.6 * 1.3} = 3.64 \text{ м/мин};$$

Следовательно, скорость подачи БШУ принимаем по сопротивляемости угля резанию $V_{\text{п}}^{\text{к}} = 2,3$ м/мин.

Продолжительность цикла выемки угля БШУ определяется по формуле:

$$t_{\text{ц}} = T_b + T_n + T_{\text{из}} + T_r + T_u/n + T_m/n + T_{\text{кр}} + T_z + T_o \quad (2.16)$$

+ $T_{\text{ав. изв}} + T_{\text{мд}} + T/\text{мд, мин}$

где: T_b – время бурения, мин;

T_n – время наращивания бурового става, мин;

$T_{из}$ – время извлечения бурового става из камеры, мин;

$T_p = t_p * l_5$ - время на расштыбовку камеры, мин.

$$T_p = 0,2 * 85 = 17$$

где: t_p – удельные затраты времени на расштыбовку камеры, $t_p = 0,2$ мин/м;

T_u – время на маневр установки, мин;

T_k – время концевых операций, таких как: снятие и установка буровых коронок (5-7 мин); снятие, разбор и установка головной пары шнековых секций (4,5-6 мин); смазка подшипников и стяжек (2-4 мин); забуривание (4,3-5 мин), $T_k = 17,8$ мин;

n – количество спаренных камеры, $n = 3$;

T_m – время перемещения подвесной монорельсовой дорожки вдоль штрека, $T_m = 13$ мин;

$T_{кр}$ – время на снятие и установку ножек крепи на месте камеры (принимается на одну камеру), $T_{кр} = 30$ мин

T_z – время на замену зубков и забурников, $T_z = 15$ мин;

T_o – время на отдых, $T_o = 30$ мин;

$T_{пр}$ – потери времени из-за простоев, мин.

Определим время процесса бурения по формуле:

$$T_b = \frac{l}{V_n^{БШУ} * K_r^6} = 85 / 2,3 = 37,12$$

где: l_5 – ожидаемая длина камеры, $l_5 = 85$ м;

K_r^6 – коэффициент готовности бурошнековой установки

$$K_r^6 = t_p / (t_p + t_B), \quad (2.17)$$

где: t_p – время безотказной работы установки во время бурения камеры, $t_p = 19,7$ мин

t_B – время восстановление системы (устранение отказа), $t_B = 13,2$ мин.

Определим время наращивания бурового става:

$$T_n = l_5 / V_n = 85 / 0,65 = 125$$

где: V_n – скорость наращивания одной секции бурового става, $V_n=0,65$ м/мин.

Определим время извлечения бурового става из камеры:

$$T_{из} = l_5 / V_{из} = 85 / 0,54 = 157$$

где: $V_{из}$ – скорость извлечения одной секции бурового става, $V_{из}=0,54$ м/мин.

Время на маневровые операции бурового става рассчитывается:

$$T_y = T_n + T_z + T_{ор} \quad (2.18)$$

где: $T_n; T_z; T_{ор}$ – соответственно время передвижки, закрепления, ориентировки КБВ «Вектор», мин.

Время перемещения установки рассчитываем по формуле:

$$T_{п} = \frac{l_4 + l_1}{V_{пер}} = \frac{2,6 + 0,5}{1,1} = 2,8$$

где: l_4 – ширина камеры, $l_4=2,6$ м;

l_1 – ширина межкамерного целика (для расчета производительности и длительности цикла принимаем среднюю ширину межкамерного целика), $l_1=0,5$ м;

T_z – время закрепления установки на новом месте бурения камеры, $T_z=10$ мин;

$T_{ор}$ – время ориентировки установки, $T_{ор}=4$ мин.

Отсюда время на маневр установки получится:

$$T_y = 2,8 + 10 + 4 = 16,81$$

Рассчитаем время цикла по формуле (2.14):

$$t_{ц} = 37,12 + 125 + 157,4 + 17 + \frac{16,81}{3} + \frac{13}{3} + 30 + 10 + 30 + 20 + 6,2 =$$

478,47, мин

Расчёт количества циклов выемки угля в лаве за сутки определяется по формуле:

$$n_{ц} = (t_{св} - t_{рем} - (t_{с.т} + t_{мин}) * n) / t_{ц} \quad (2.19)$$

где: $t_{см}$ – продолжительность суток, $t_{см} = 1440$ мин;

$t_{рем}$ – продолжительность ремонтно-подготовительных работ, $t_{рем}=360$ мин;

$t_{п.з}$ - продолжительность подготовительно-заключительных операций в смене, мин;

$t_{мин}$ - продолжительность непрекрываемых технологических перерывов в смене;

$n=3$ – число смен по добыче угля.

$$N_v = (1440 - 360 - (15 + 0) * 3) / 478,47 = 2,1 \text{ циклов.}$$

Выполненный расчет показывает, что работы по добыче угля составляют 2,1 цикла в сутки.

Определение технически возможной нагрузки на очистной забой определяется по формулам:

Суточная нагрузка:

$$A_{сут} = l_k * a * b * \gamma * N_v, \text{ т/сут.} \quad (2.20)$$

$$A_{сут} = 85 * 2,6 * 0,650 * 1,3 * 3,5 = 388,42, \text{ т/сут.}$$

Нагрузка за месяц:

$$A_{мес.} = 30 * A_{сут}, \text{ т/мес.} \quad (2.21)$$

$$A_{мес.} = 30 * 645 = 11652,62, \text{ т/мес}$$

Нагрузка за год:

$$A_{год} = A_{мес.} * 12, \text{ т/год} \quad (2.22)$$

$$A_{год} = 19320 * 12 = 139831,5, \text{ т/год}$$

По полученным данным суточная нагрузка на один добычной забой составляет $A_{сут}=388,2$ т/сут. для увеличения нагрузки принято решение обрабатывать выемочный столб одновременно двумя установками с двух сторон друг напротив друга таким способом, чтоб межкамерные и опорные

целики находились на против камер. Тогда добыча угля увеличится в два раза, и суточная нагрузка составит $A_{сут}=776,4$ т/сут

Запишем все данные длительности отдельных процессов и операций, составляющих технологический цикл в табл. 2.2.

Таблица 2.2 - Длительности отдельных процессов и операций, составляющих технологический цикл

Процессы и операции технологического цикла	Удельная средняя длительность выполнения процесса (операции), мин/м	Чистое время выполнения цикла и его составляющих, мин
Бурение камеры	5,8	37,12
Наращивание шнекового става	1,45	125
Извлечение	1,85	157
Передвижка, ориентировка и закрепление установки	16,81	16,81
Концевые операции	17,8	17,8
Расштыбовка камеры	0,43	17
Замена зубков и забурников на коронках	0,73	15
Перемещение и закрепление монорельсовой дорожки	13	13
Переноска предохранительной крепи, снятие и последующая установка ножек промежуточных рам крепи	30	30
Аварийное извлечение шнекового става	13	13
Итого	-	478,79

2.6 Расчет конвейеров

2.6.1 Расчет скребкового конвейера СПЦ26

Для транспортировки угля по 304 штреку принимаем скребковый конвейер типа СПЦ-271М со следующими техническими характеристиками:

- производительность конвейера – $Q=8,6$ т/мин при скорости движения скребковой цепи $V_k=1,07$ м/с;
- часовая производительность конвейера $Q_v=516$ т;
- разрывное усилие цепи – $F_{разр}=850$ кН;
- погонная масса цепи – $q_0=26$ кг/м;

- количество приводных блоков – 2;
- мощность электродвигателя – 2x110 кВт.

Расчетная производительность скребкового конвейера:

$$Q_p = Q_{к.м.} * \frac{1,12}{1,5} = 150 * \frac{1,12}{1,5} = 120, \text{ т/час} \quad (2.23)$$

где: $Q_{к.ч.}$ – часовая производительность комбайна, $Q_{к.ч.} = 150$ т/час;
 $кн$ – коэффициент неравномерности грузопотока, $кн=1,5$.

Расчет погонной массы груза на 1м скребковой цепи:

$$q = \frac{Q_p}{3,6 * V_0} = \frac{120}{3,6 * 1,07} = 31,15, \text{ кг/м} \quad (2.24)$$

где: V_0 – скорость скребковой цепи, $V_0=1,07$ м/мин.

Расчет тяговых усилий ветвей:

$$F_{1-2} = l_{конв} * q_0 * g * \omega_0 = 200 * 26 * 9,81 * 0,4 = 20404,8, \text{ Н} \quad (2.25)$$

$$\begin{aligned} F_{3-4} &= l_{конв} * q_0 * g * \omega_0 + l_{конв} * q * g * \omega \quad (2.26) \\ &= 200 * 26 * 9,81 * 0,4 + 200 * 31,15 * 9,81 * 0,6 \\ &= 57077,7, \text{ Н} \end{aligned}$$

$$F_{н-с} = F_{1-2} + F_{3-4} = 20404,8 + 57077,7 = 77482, \text{ Н} \quad (2.27)$$

где: ω_0 – коэффициент сопротивления движения цепи, $\omega_0 = 0,4$;
 ω – коэффициент сопротивления движения угля, $\omega = 0,6$.

Определение требуемой мощности двигателя:

$$N = \frac{F_{н-с} * V_k * k_{рез}}{1000 * \eta} = \frac{77482 * 1,07 * 0,7}{1000 * 0,87} = 66,7, \text{ кВт} \quad (2.28)$$

Определение количества двигателей:

$$n = \frac{N}{N_0} = \frac{66,7}{110} = 0,6 \quad (2.29)$$

где: N_0 – установленная мощность одного двигателя, $N_0=110$ кВт;

Принимаем к установке на конвейер $n=2$ двигателя номинальной мощностью $N=110$ кВт.

Определение запаса прочности цепей:

$$n = \frac{c_2 * F_{\text{разр}}}{\frac{1000 * N_{\text{ном}} * \lambda}{V_k} - F_{1-2}} = \frac{1,5 * 850 * 10^3}{\frac{1000 * 220 * 2}{1,07} - 20404,8} = 3,26 \quad (2.30)$$

где: c_2 – коэффициент учитывающий количество цепей и распределение нагрузки между ними (для двух разборных цепей $c_2=1,5$);

λ – кратность момента предохранительной муфты, $\lambda = 2$.

Расчетная схема скребкового конвейера СПЦ26 приведена на рис. 2.6

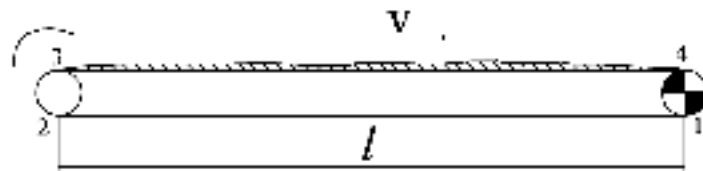


Рисунок 2.6 - Расчетная схема скребкового конвейера СПЦ26.

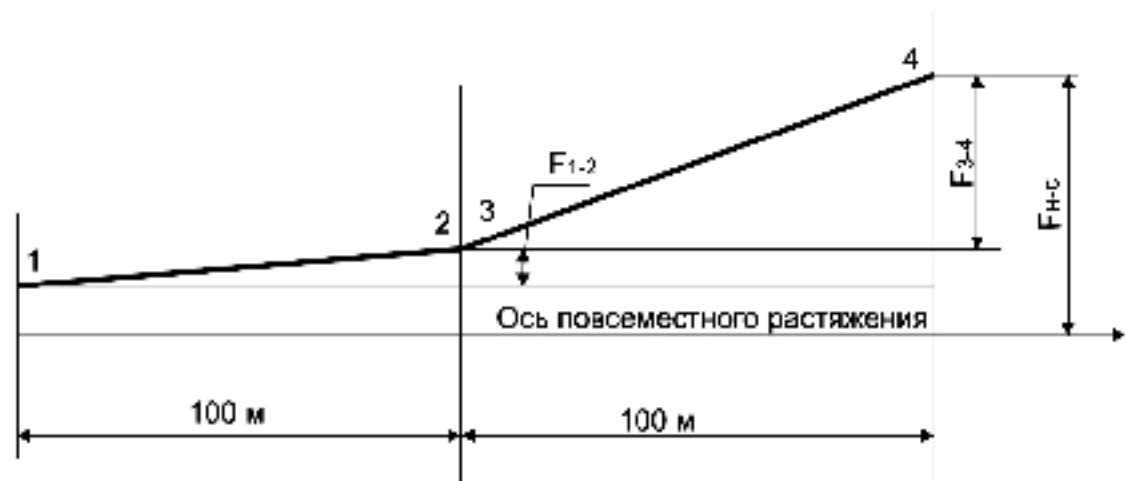


Рисунок 2.7 - Диаграмма натяжения скребкового конвейера СПЦ26

По результатам проверки окончательно принимаем к установке в штреке скребковый конвейер СПЦ26.

Рассчитаем необходимое количество конвейеров в штреке:

$$N_{\text{конв}} = \frac{l_{\text{штр}}}{l_{\text{конв}}} = \frac{1653}{200} = 8,3 \quad (2.31)$$

где: $l_{\text{штр}}$ – длина штрека, $l_{\text{штр}}=1653$ м

Из расчетов принимаем количество конвейеров в штреке 9 шт длиной каждый $l_{\text{конв}} = 200$ м.

2.6.2 Расчет ленточного конвейера 2Л-80У

Исходные данные:

- расчетная производительность конвейера $Q_p = 212,4$ т /час;
- длина транспортирования $L=2000$ м,
- угол наклона трассы $\beta=3$ град.,
- направление транспортирования (конвейерный штрек по восстанию).

На штреке после скребкового конвейера СПЦ-26 устанавливаем ленточный конвейер типа 2ЛТ80 со следующими техническими характеристиками:

Таблица 2.3 - Технические характеристики ленточного конвейера 2ЛТ-80У

Основные параметры	Численные показатели
Скорость движения ленты, м/с	2,0
Максимальная производительность, т/ч	420
Приемная способность, м ³ /мин	8,2
Суммарная мощность привода, кВт	55x2
Лента	2Шx800x4xТК
Длина доставки (для одного конвейера), м	600
Количество приводных барабанов, шт	2
Связь между барабанами	с самостоятельными двигателями
Углы обхвата приводных барабанов, град	240
Тип двигателей	ЭДКОФ43 – 4
Турбомуфта	ГПЭ – 400

Продолжение таблицы 2.3

Диаметр приводных барабанов, мм	500 (стальная поверхность без футеровки)
Диаметр роликов, мм	89
Масса вращающихся частей роликкоопор:	
Гружёной ветви, кг	14,7
Порожней ветви, кг	11,62
Расстояние между роликкооперами:	
Груженой ветви, мм	1400
Порожней ветви, мм	2800
Масса 1м ² ленты, кг	17,6

Погонные массы движущихся частей

верхних роликкоопор

$$q^I_p = \frac{m^I_p}{l^I_p} = \frac{14,7}{1,400} = 10,5(\text{кг} / \text{м}); \quad (2.32)$$

нижних роликкоопор

$$q^{II}_p = \frac{m^{II}_p}{l^{II}_p} = \frac{11,62}{2,800} = 4,15(\text{кг} / \text{м}); \quad (2.33)$$

ленты

$$q_l = m * B = 17,6 * 0,8 = 14,08(\text{кг} / \text{м}); \quad (2.34)$$

груза

$$q_{\text{г}} = \frac{Q_p}{3,6 * V} = \frac{212,4}{3,6 * 2} = 29,5(\text{кг} / \text{м}); \quad (2.35)$$

где: m^I_p, m^{II}_p - массы вращающихся частей верхней и нижней роликкоопор, кг;

l^I_p, l^{II}_p - соответственно расстояния между роликкооперами, м;

m – масса 1м² ленты;

B – ширина ленты.

Сила тяги для перемещения ветвей:

Нижней

$$F_{1-2} = L * q_p * g * (c_2 * \omega * \cos \beta - \sin \beta) + c_2 * L * q_p^{II} * g * \omega; \quad (2.36)$$

$$F_{1-2} = 1500 * 14,08 * 9,81 * (1,1 * 0,04 * \cos 3^\circ - \sin 3^\circ) +$$

$$+ 1,1 * 1500 * 4,15 * 9,81 * 0,04 = 986H$$

Верхней

$$F_{4-3} = L * g * (q_{op} + q_p) * (c_2 * \omega * \cos \beta + \sin \beta) + c_2 * L * q_p^I * g * \omega \quad (2.37)$$

$$F_{4-3} = 1500 * 9,81 * (29,5 + 14,08) * (1,1 * 0,04 * \cos 3^\circ + \sin 3^\circ) +$$

$$+ 1,1 * 1500 * 10,5 * 9,81 * 0,04 = 69361H$$

где: $c_2 = 1,1$ – коэффициент учитывающий местные сопротивления;

$\omega = 0,04$ – коэффициент сопротивления движения ветвей.

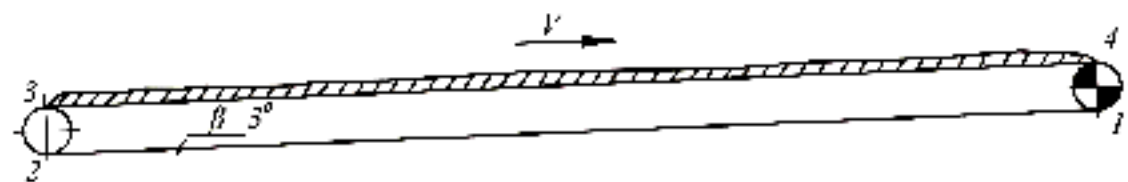


Рисунок 2.1 - Расчетная схема участкового конвейера

Тяговое усилие на приводных барабанах при работе конвейера:

$$F_{опр} = F_0 = F_{нб.сб} = F_{4-1} = F_{1-2} + F_{4-3} \quad (2.38)$$

$$F_{опр} = 986 + 69361 = 70347H$$

Минимальное начальное натяжение ленты:

по условию сцепления на приводе:

$$F_{1min} = F_{ср. min} = \frac{F_{нб.сб} * k_t}{e^{f\alpha^2} - 1} = \frac{70347 * 1,3}{2,85 - 1} = 49434(H); \quad (2.39)$$

где: k_t – коэффициент запаса тяговой прочности двигателя, $k_t = 1,3 - 1,4$;

f – коэффициент трения сцепления ленты и барабана; из табл. 2 находим $e^{f\alpha^2} = 2,85$.

по условию провеса грузовой ветви:

$$F_{ср. min} = F_{3min} = (3000 - 4000) * B; \quad (2.40)$$

$$F_{ср. min} = 3500 * 0,8 = 2800H$$

Диаграмма натяжения ленты при работе конвейера приведена ниже.

Максимальное натяжение ленты:

$$F_{\max} = F_{\text{ст. мин}} + F_{\text{об.об}}, \quad (2.41)$$

$$F_{\max} = 49434 + 70347 = 119781,4 \text{ Н}$$

Определяем разрушающее натяжение ленты:

$$F_{\text{разр}} = 1000 * B * i * \sigma_{\text{вр}}; \quad (2.42)$$

$$F_{\text{разр}} = 1000 * 0,8 * 9800 = 7840000 = 7,84 \cdot 10^6 \text{ Н}$$

где: $\sigma_{\text{вр}}$ – предел прочности ленты, $\sigma_{\text{вр}} = 9800$ н/мм;

Число конвейеров на заданную длину транспортирования:

$$n = \frac{F_{\max} * m}{F_{\text{разр}}} = \frac{119781,4 * 12}{7,84 * 10^6} = 0,18 (\text{шт}); \quad (2.43)$$

где: m – запас прочности для резиноканевых лент, $m = 10 - 12$;

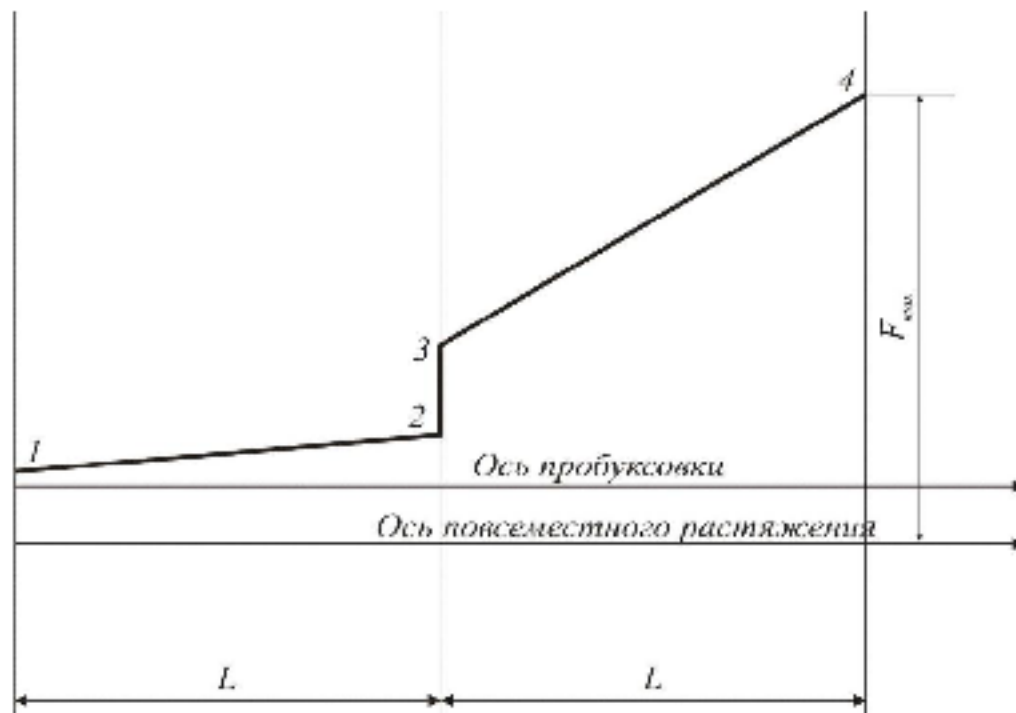


Рисунок 2.2 - Диаграмма натяжения ленты участкового конвейера

Мощность двигателя:

$$N_{\text{расч}} = \frac{F_{\text{в-с}} * V_{\text{кон}} * k_{\text{реж}}}{1000\eta} = \frac{70347 * 2 * 1,10}{1000 * 0,93} = 182 \quad (2.44)$$

где: k – коэффициент режима, учитывающий неравномерность распределения мощности двигателей для двухприводных конвейеров, $k = 1,1 - 1,2$.

Так как суммарная мощность приводов конвейера составляет 110 кВт, то на данном штреке устанавливаем два конвейера типа 2Л80У длиной по 750 м. Повторный проверочный расчет произведем только по мощности двигателя, так как по остальным параметрам конвейер (длиной 1500 м.) удовлетворял условия проверки.

Мощность двигателя

$$N_{расч} = \frac{F_{п-с}^1 * V_{нах} * k_{рез}}{1000\eta} \text{ (кВт)} \quad (2.45)$$

$$N_{расч} = \frac{3517,5 * 2 * 1,1}{1000 * 0,93} = 110 \text{ (кВт)};$$

$$F_{п-с}^1 = \frac{F_{п-с}}{2} \quad (2.46)$$

$$F_{п-с}^1 = \frac{70347}{2} = 3517,5 \text{ Н}$$

Окончательно к установке на штреке принимаем 2 конвейера типа 2ЛТ80У длиной 750м каждый.

2.7 Расчет потерь угля на участке

Балансовые запасы угля на участке составят:

$$Q_{бал.уч} = (l_{штр} - \sum 2r) * b_{уч} * m * \gamma, \text{ т} \quad (2.47)$$

где: $Q_{бал.уч}$ – балансовые запасы угля на участке, т;

$l_{штр}$ – длина штрека, $l_{штр}=1653$ м;

$b_{уч}$ – ширина участка, $b_{уч}=190$ м;

$$Q_{бал.уч} = (1653 - 37,2) * 190 * 0,8 * 1,3 = 322898,2$$

Потери угля в камерах рассчитываются по формуле:

$$Z_{кам} = 2 * (N_{кам} * m^1 * l_4 * l_5 * \gamma * k_{пд}), \text{ т} \quad (2.48)$$

где: $Z_{кам}$ – потери угля в камерах, т;

$N_{кам}$ – количество камер на подучастке, шт;

m^l – мощность полосы угля, которую не может добыть бурошnek из-за технических особенностей машины, $m^l=0,3$ м;

$k_{цд}$ – коэффициент полезного извлечения угля из камеры, $k_{цд}=0,8-0,9$;

2 – количество одновременно работающих забоев.

$$Z_{кам} = 2 * (53 * 0,3 * 2,6 * 1,3 * 85 * 0,85) = 7765,719$$

Рассчитаем потери в межкамерных целиках по формуле:

$$Z_{ц.м.} = 2 * (N_{ц.м.} * m * l_{1\text{ ср}} * l_5 * \gamma), \text{ т} \quad (2.49)$$

где: $Z_{ц.м.}$ – потери угля в межкамерных целиках, т;

$N_{ц.м.}$ – количество межкамерных целиков на подучастке, шт;

$L_{1\text{ ср}}$ – средняя ширина межкамерных целиков, $L_{1\text{ ср}}=0,5$ м.

$$Z_{ц.м.} = 2 * (45 * 0,8 * 0,5 * 85 * 1,3) = 3978$$

Потери в опорных целиках:

$$Z_{ц.о.} = 2 * (N_{ц.о.} * m * l_2 * l_5 * \gamma), \text{ т} \quad (2.50)$$

где: $Z_{ц.о.}$ – потери угля в опорных целиках, т;

$N_{ц.о.}$ – количество опорных целиков на подучастке, шт;

$$Z_{ц.о.} = 2 * (9 * 0,8 * 1,03 * 85 * 1,3) = 1638,9$$

Потери в целиках расположенными между забоями камер:

$$Z_{ц.м.к.} = (2 * l_2 + 5 * l_{1\text{ ср}} + (6 * m^l * l_5 * k_{п.д.})) * \gamma * 2, \text{ т} \quad (2.51)$$

$$Z_{ц.м.к.} = (2 * 1,03 + 5 * 0,5 + (6 * 0,3 * 85 * 0,85)) * 1,3 * 2 = 1685,35$$

Определим количество опорных целиков:

$$N_{ц.о.} = \frac{l_{штр}^l - (l_8 * 2)}{l_3 + l_2} = \frac{170 - (5 * 2)}{17 + 1,03} = 8,7 \text{ шт} \quad (2.52)$$

где: $l_{штр}^l$ – длина штрека на подучастке, $l_{штр}^l=170$ м;

l_8 – ширина концевго целика, $l_8=5$ м.

принимаем количество опорных целиков $N_{ц.о.} = 9$ шт

Определим количество межкамерных целиков:

$$N_{ц.м.} = N_{ц.о.} * 5 = 9 * 5 = 45 \text{ шт} \quad (2.53)$$

где: 5 – количество межкамерных целиков между опорными, шт.

Общие потери на участке:

$$Z_{\text{общ}} = Q_{\text{бал.уч.}} - [(Z_{\text{кам}} + Z_{\text{ц.м.}} + Z_{\text{ц.о.}} + Z_{\text{ц.м.к.}}) * n_{\text{уч}}^1]; \quad (2.54)$$

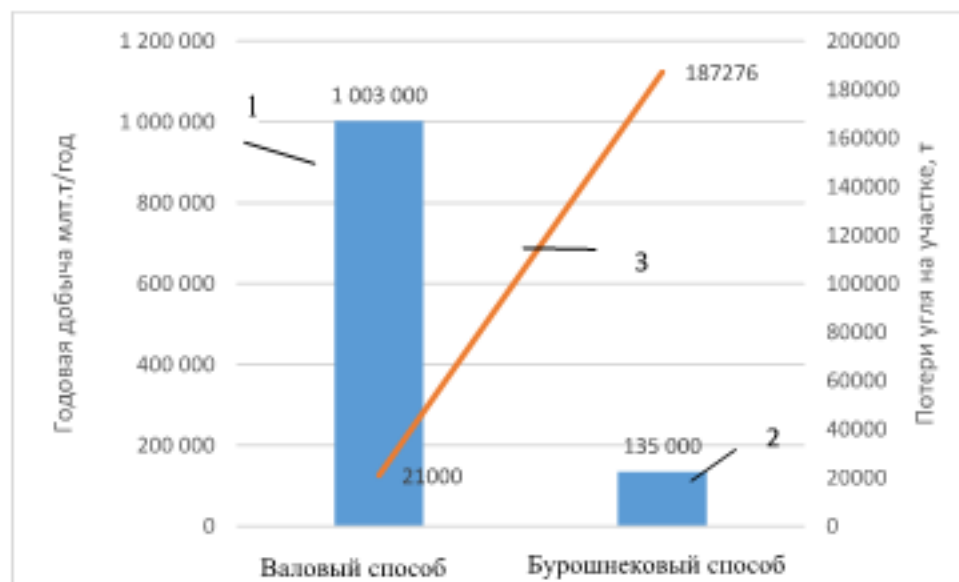
где: $n_{\text{уч}}^1$ – количество подучастков на участке, $n_{\text{уч}}^1=9$

$$Z_{\text{общ}} = 322898,2 - [(7765,7 + 3978 + 1638,9 + 1686) * 9] = 187286,2 \text{ т}$$

Общие потери угля на участке составят $Z_{\text{общ}}=187286,2 \text{ т}$.

Для сравнения потерь угля на участке было принято к анализу два способа добычи полезного ископаемого, а именно валовый с присечкой пород 0,25м и бурошнековый. Валовый способ используется и в данный момент на шахте «Павлоградская». При валовом способе эксплуатационные потери составляют 21 тыс тонн с годовой нагрузкой 1 млн т/год. При тех же горно-геологических условиях потери угля при бурошнековом способе составили 187,2 тыс тонн с годовой нагрузкой 139 тыс т/год, что значительно ниже чем при первом способе. [23...24]

Результаты сравнения всех вариантов представлены в виде гистограммы на рис. 2.3.



1 – применяемая валовая технология; 2 – бурошнековая технология;

3 – потери на участке, тыс тонн

Рисунок 2.3 - Зависимость потерь угля на участке от принятой технологии

2.8 Выводы по разделу

1. По полученным из расчета данным построили график организации работ сменного звена;
2. После построения графика удалось снизить время цикла в среднем на 20% за счет совмещения операций во времени. До совмещения работ во времени $t_{ц}=478,47$ мин, после совмещения $t'_{ц}=371,95$ мин. График организации работ сменного звена показан на Рис. 2.6;
3. Рассчитали оптимальную ширину межкамерных и опорных целиков, отличающихся условием выбора их минимальной ширины при сохранении функционального назначения;
4. Рассчитали оптимальную ширину целиков между забоями камер, для снижения возможности зажима хвоста бура штанги.
5. Рассчитали проанализировали и сравнили потери угля на участке с валовым способом добычи. Потери угля при бурошнековой добыче больше чем при валовой на 85%, что негативно сказывается на целесообразности применения этого способе добычи.

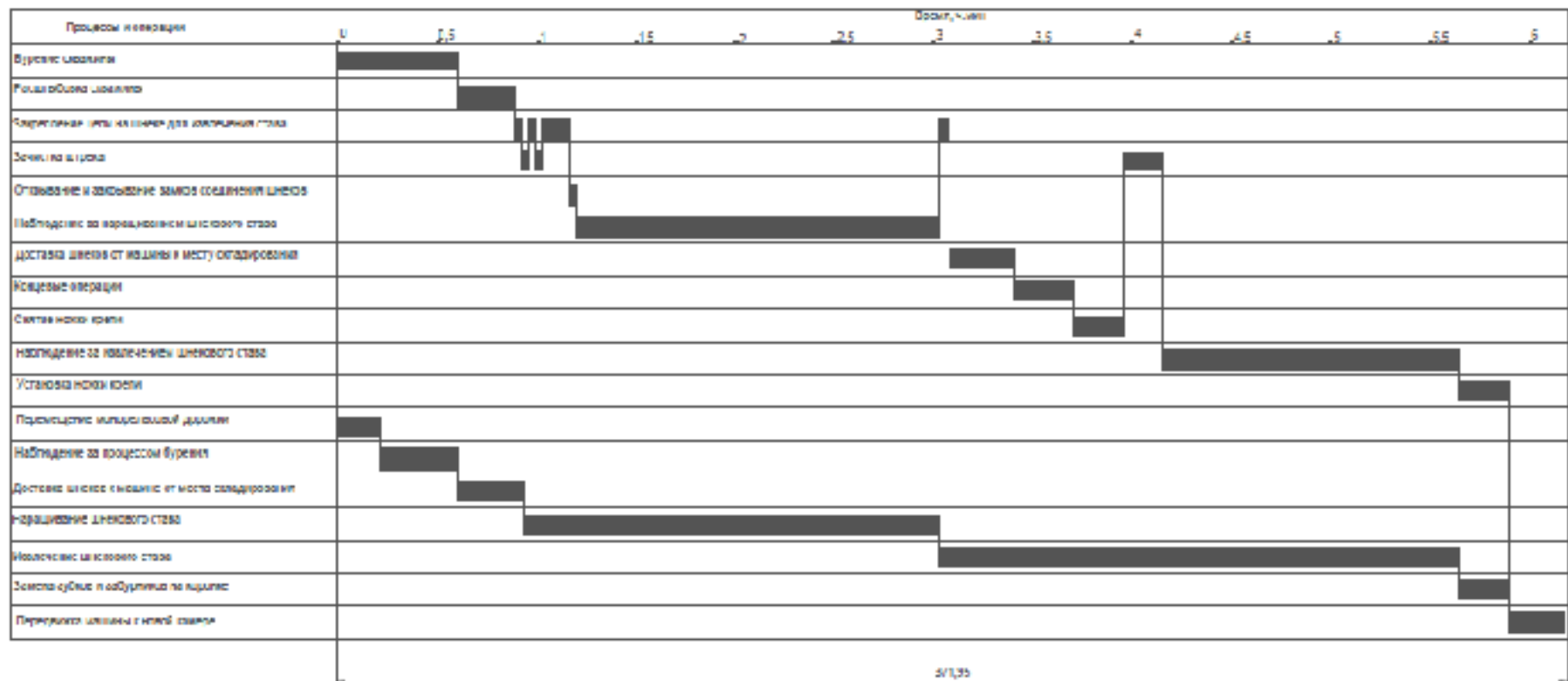


Рисунок 2.6 График организации работ сменного звена

3 ОХРАНА ТРУДА

3.1 Анализ условий труда, вредных и опасных производственных факторов

На шахте имеют место следующие опасные и вредные производственные факторы:

- движущиеся машины, механизмы, подвижные части производственного оборудования;
- обрушающиеся горные породы;
- повышенная запылённость воздуха рабочей зоны;
- повышенный уровень шума на рабочем месте (возле ВМП, до 130 дБ, работающий конвейер, комбайн, компрессорные установки);
- повышенный уровень вибрации (работа с перфораторами, на электровозах, проходческих комбайнах);
- опасность поражения электрическим током;
- отсутствие естественного освещения;
- нервно-психические перегрузки, монотонность труда.

3.1.1 Производственная санитария

Для борьбы с шумом проектом предусмотрены следующие мероприятия:

- использование оборудования по назначению в комплектации завода изготовителя и в исправном состоянии. Ремонтно-профилактические работы осуществляются в первую смену;

- применение звукоизоляции и звукопоглощающих материалов. Для поглощения звуковой энергии в выработках околоствольного двора и в местах установки ВМП, осуществляется облицовка из пористой штукатурки. На ВМП

устанавливаются глушители ГШ-3, которые снижают шум до 25 дБ и на расстоянии 1 м уровень шума снижается до допустимого;

- индивидуальные средства защиты от шума, представленные внутренними и внешними противошумами. Для машинистов проходческих и очистных забоев, а также их помощников и лиц, работающих у действующих ВМП, компрессорных установок и др. источников шума применяются защитные каски из пластмассы и независимые наушники. Для других работников – защитные каски и волокнистые тампоны типа «беруши»;

- строительные и организационные мероприятия (вынос источников шума за предел рабочего места).

Для уменьшения уровня вибрации, проектом предусмотрено применение: амортизаторов, гибких вставок, антивибрационных рукояток. В качестве средств индивидуальной защиты применяются: для рук – рукавицы и перчатки; для ног – сапоги и полусапоги с упруго-демпферованным низом.

Для борьбы с пылью, горные машины, при работе которых образуется пыль, должны оснащаться средствами пылеподавления, поставляемыми заводами-изготовителями в комплекте с машинами.

Орошение является одним из распространённых способов борьбы с пылью, эффективность которого повышается при правильном применении ПАВ.

Для защиты от поражения электрическим током предусматривается заземление электрооборудования и кабелей в качестве вертикальных электродов; электроблокировки распределителей пусковой аппаратуры; в качестве средств индивидуальной защиты – резиновые перчатки, диэлектрические подставки и др.[27]

3.1.2 Противопожарная защита

По пожароопасности шахта относится к первой категории. Согласно требований, ПБ крепь горных выработок должна быть негорючей. Крепь основных горных выработок соответствует этому требованию:

- выработки околоствольных дворов закреплены бетонной крепью;
- магистральные конвейерные (МКШ), откаточные (МОШ), вентиляционные (МВШ) штреки и квершлагги закреплены металлической рамной крепью с ж/б затяжкой;

Для предотвращения возникновения экзогенных пожаров, отработанные участки шахтного поля и зоны геологических нарушений должны быть изолированы. Срок изоляции устанавливается главным инженером шахты, но не более 2-х месяцев со времени отработки участка шахтного поля.

Выработки с ленточными конвейерами оборудуются через каждые 50м. и по обе стороны от приводной станции конвейера на расстоянии 10м. от неё пожарными кранами. Рядом с пожарными кранами устанавливаются специальные ящики, в которых хранятся: пожарный рукав длиной 20м. и ствол. Каждая приводная станция ленточных конвейеров оборудуется стационарной водяной завесой типа УВПК, приводимой в действие автоматически.

В вентиляционных штреках (участковых ходках) пожарооросительный трубопровод оборудуется пожарными кранами через каждые 200 м. Весь шахтный пожарооросительный трубопровод окрашивается в опознавательный красный цвет. Окраска может быть выполнена в виде полосы шириной 50мм по всей длине трубопровода или в виде колец шириной 50 мм, наносимых через 1,5 - 2 м.

Участковые выработки обеспечиваются следующими первичными средствами пожаротушения:

- распределители: 2 порошковых, 1 пенный огнетушители; ящик с песком емкостью 0,2 м³; одна лопата;
- по длине конвейера через каждые 100 м. – один пенный и порошковый огнетушители;

- сопряжения вентиляционных штреков с камерой – один пенный и порошковый огнетушители;
- погрузочные пункты – на расстоянии 3-5 м. со стороны поступления свежей струи – порошковый и пенный огнетушители;
- забои подготовительных выработок – не более 20 м от места работы – порошковый и пенный огнетушители;
- тупиковые выработки через 50 м. – два порошковых огнетушителя;
- электромеханизмы, находящиеся вне камер – два порошковых огнетушителя.[25...27]

3.1.3 Выбор мероприятий по борьбе с пылью в очистных и подготовительных забоях

Проектом предусматриваются следующие мероприятия для борьбы с пылью в очистных забоях:

- орошение при выемке угля бурошнековой установкой;
- орошение на погрузочном пункте с камеры;
- орошение на погрузочном пункте квершлага.

При проведении подготовительных выработок проходческим комбайном – типовое орошение с вынесенным расположением оросителей.

Для борьбы с пылью в очистном забое камеры применяется высоконапорное орошение с давлением жидкости не менее 1,2 МПа и орошение с подачей воды в зону резания.

Для борьбы с пылью в подготовительной выработке применяется внутреннее и внешнее орошение (применение водовоздушных эжекторов), а также для обеспыливания вентиляционной струи, исходящей из подготовительного забоя и снижения пылеотложения на бортах выработки, на расстоянии 15-25 м от забоя устанавливается однорядная водяная завеса.

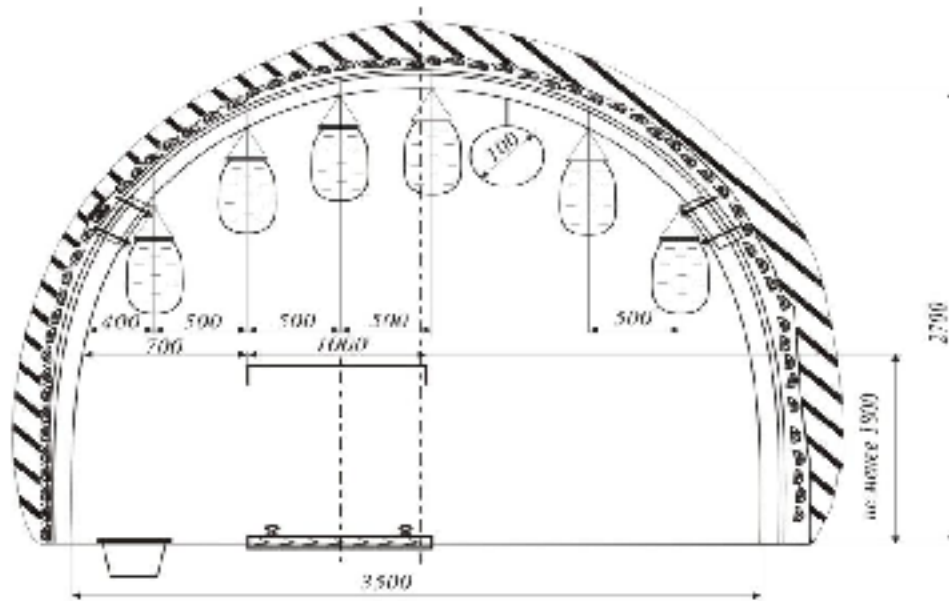


Рисунок 3.1 - Схема установки водяного заслона из сосудов ПБС-1

3.2 Охрана окружающей среды

В геологическом отношении площадь шахты «Павлоградская» относится к степной полосе Украины и приурочена к бассейну реки Самара и ее притоков. Одним из основных вредностей шахты, воздействующих на окружающую среду, являются выбросы пыли и газа в атмосферу.[27...28]

3.2.1 Охрана атмосферы

К основным объектам и технологическим процессам, загрязняющим воздушную среду, относятся котельные, породные отвалы, погрузочные пункты, аспирационные выбросы технологического комплекса, вакуум-насосной станции.

В расположении шахты «Павлоградская» находится одна котельная, длина трубы которой достигает 60м. Котельная работает на твердом топливе – угле. При сжигании угля в атмосферу выбрасывается мелкая зола и фракции несгоревшей угольной пыли, оксид углерода и азот. Для улавливания угольной пыли на шахте установлен вентиляторный мокрый

пылеулавливатель ПМ-35А, снижающий выброс угольной пыли в атмосферу. Установлен пылеулавливающий аппарат ЦН-11, позволяющий снизить выброс пыли на 98-99 %. После очистки воздух выбрасывается в атмосферу при помощи факельного выброса, который способствует удалению воздуха в верхние слои атмосферы.

Для снижения самовозгорания породного отвала до 25 % его (породный отвал) ингибиторами-антипирогенами, которые, вступая в реакцию с отвальной массой, покрывают отвал защитной пленкой.[27...28]

3.2.2 Охрана водной среды

Откачиваемые шахтные воды — высоко минерализованы и имеют большое количество вредных примесей и бактериологическую загрязненность.

По сокращению образования сточных вод и поступления в них загрязняющих веществ на шахте предприняты следующие мероприятия:

- захоронение высокоминерализованных вод в подземные водоносные горизонты;
- гидроизоляция водосточных канав;
- сооружение фильтрационных завес;
- перехват загрязненных вод дренажными камерами.

На шахте не используются системы оборотного водоснабжения и повторного использования воды, поэтому шахтные воды перекачиваются на очистные сооружения, где производится химическая и бактериологическая обработка воды. Использованная хозяйственно-питьевая вода откачивается на Морозовские Очистные сооружения, где проходят биологическую очистку.

Затем направляются в балку для дальнейшего опреснения перед сбросом в реку Самара.[27...28]

3.2.3 Охрана земной поверхности и рациональное использование недр

Шахта не располагает полигонами и накопителями, так как не производит захоронение (складирование) отходов производства. Порода вывозится на рекультивацию земель в пойме реки Самара.

При отработке запасов основных пластов оседания земной поверхности достигает 2,4 м. В связи с этим необходимо производить рекультивацию подработанных участков земной поверхности. Рекультивация делится на два этапа – горнотехнический и биологический. Горнотехнический - включает подготовку территории (планировка отвалов, насыпка грунтов, создание подъездных путей), а биологический — восстановление нарушенных земель. Поверхность рекультивируемого отвала породы планируется с уклоном в сторону падения рельефа местности. На его поверхность насыпается слой суглинка и после двухлетней усадки, высеваются многолетние травы, высаживаются деревья и кустарники.

Для предотвращения размывов откосов участков рекультивации, лесопосадочные работы выполняются неизменно после окончания технического этапа рекультивации, то есть планировки отвала и нанесения плодородного слоя почвы.

Основным направлением по рациональному использованию недр является наиболее полное извлечение полезных ископаемых и минеральных ресурсов. Необходимо свести к минимуму потери полезного ископаемого вследствие применения той или иной системы разработки или способа подготовки шахтного поля, а также уменьшения запасов угля, оставляемых в качестве охранных целиков.

Вторым направлением по рациональному использованию недр можно считать применение экологически чистых, безопасных и малоотходных технологий разработки пластовых месторождений угля и других полезных

ископаемых, а также создание новых, связанных с решением проблемы рационального использования природных ресурсов и охраны окружающей среды.[27...28]

4 ЭКОНОМИЧЕСКИЙ ЭФФЕКТ ПРИНЯТЫХ РЕШЕНИЙ

4.1. Общие положения

Экономическую эффективность применения бурошнекового способа выемки следует рассматривать с точки зрения возможности сохранения безвозвратно теряемого угля в категории забалансовых запасов. Безвозвратно оставленные в шахте запасы угля на площадях пластов с неустойчивыми боковыми породами, большим количеством геологических нарушений, нестабильной мощностью пласта, а также в охранных целиках в конечном счете приводит к увеличению стоимости извлекаемого угля.

Применение бурошнековой выемки за счет разработки забалансовых запасов позволит увеличить срок службы действующих шахт.

Для оценки целесообразности мероприятий по снижению засорения угля пустыми породами рассмотрим несколько вариантов технологии и сравним их технико-экономические показатели, используя фактические данные по затратам на выполнение отдельных видов работ, таких как транспортировка добываемого угля (горной массы) в шахте и на поверхности, подъем и обогащение.

Примем к рассмотрению 2 варианта: 1 - Валовая технология (зольность отгружаемой горной массы составит 46% при добычи в 1 003000 тыс.т/год); 2 - бурошнековая технология (зольность отгружаемой шахтой угля составит 12,5% при добычи 135 000 тыс.т/год. Во всех случаях сопротивляемость угля резанию равна 300 Н/см, для присекаемых пород 250 Н/см. Зольность угля – 12,5%, зольность присекаемой породы – 90%.

В качестве очистного оборудования применяется:

1. при валовой добыче угля
 - механизированная крепь Ostroj70/125;
 - комбайном MB-280E;
 - конвейером CZK 225/642.

2. при бурошнековой добыче угля:
 - бурошнековая установка КБВ «Вектор» (2шт);
 - скребковый конвейер СПЦ-26 (2шт);

Было проведено сравнение прибыли угольного предприятия, как при валовой, так и при бурошнековой выемке.

4.2. Определение экономической эффективности по рассматриваемым вариантам

Оптовая цена на уголь с учетом зольности добываемого и отгружаемого угля (горной массы) определяется по формуле:

$$C_{\text{опт}}^n = C_{\text{пр}} \cdot (1 + 0,025(A_{\text{пр}}^c - A_{\text{отгр}}^c)) \quad 4.1$$

где $C_{\text{пр}}$ - преискурантная цена на уголь,.; (70\$)

$A_{\text{пр}}^c$ - зольность угля, преискурантная, (12,5%);

$A_{\text{отгр}}^c$ - зольность отгружаемого угля (горной массы), фактическая.

С учетом зольности отгружаемого угля и горной массы их оптовая стоимость составит:

- горной массы, с зольностью 46% при валовой выемке – 47\$ за тонну;
- отгружаемого угля, с зольностью 12,5% – 70 \$ за тонну.

Для определения выручки от реализации угля предлагается использовать следующее выражение:

$$R = A_{\text{год}} \cdot C_{\text{у}} \quad 4.2$$

где $A_{\text{год}}$ - годовая добыча предприятия;

$C_{\text{у}}$ - стоимость тонны отгружаемого угля;

Операционные расходы по предприятию определяются по следующему выражению:

$$O_p = (\mathcal{E} \cdot A_{\text{год}} + O_{\text{т}} \cdot A_{\text{год}} + O_{\text{ф}} \cdot A_{\text{год}} + Y_{\text{л}} \cdot A_{\text{год}} + \text{Жд}_{\text{мин}} \cdot A_{\text{год}} + B_{\text{л}} \cdot A_{\text{год}}) \quad 4.3$$

где \mathcal{E} – стоимость электроэнергии (1,23\$);

$O_{\text{т}}$ – оплата труда (1,04\$);

O_{ϕ} – отчисление на ФОТ (1,46\$);

Y_{Π} – услуги переработки (2,42\$);

$Ж_{Дзат}$ – Жд затраты (2,55\$);

B_m – вспомогательные материалы (2,90\$).

Определяем операционную маржу по следующему выражению:

$$O_m = R - O_p \quad 4.4$$

- для первого варианта $O_{m1} = 19\,000\,000$ тыс.\$;

- для второго варианта $O_{m2} = 4\,739\,000$ тыс.\$.

Определяем прибыль с учетом амортизации и админ расходов по следующему выражению:

$$EBIT = O_m - (A_{расх} + A_{амортиз}) \quad 4.5$$

где $A_{расх}$ – административные расходы 230 000 \$;

$A_{амортиз.}$ – амортизация (5 лет) 4,4млн \$.

Чистая прибыль по шахте определяется по формуле:

$$П_{чч} = EBIT \cdot \left(1 - \frac{H_p}{100}\right) \quad 4.6$$

где H_p — налоговая ставка на прибыль, %(18%).

Экономический эффект по рекомендованным мероприятиям определяется по формуле:

$$\mathcal{E} = (П_{скл} - П_{скф}) \cdot \left(1 - \frac{H_p}{100}\right) \quad 4.7$$

где: $П_{скл}$, $П_{скф}$ — скорректированная прибыль шахты соответственно по всем вариантам.

Рентабельность рекомендованных мероприятий определяется по формуле:

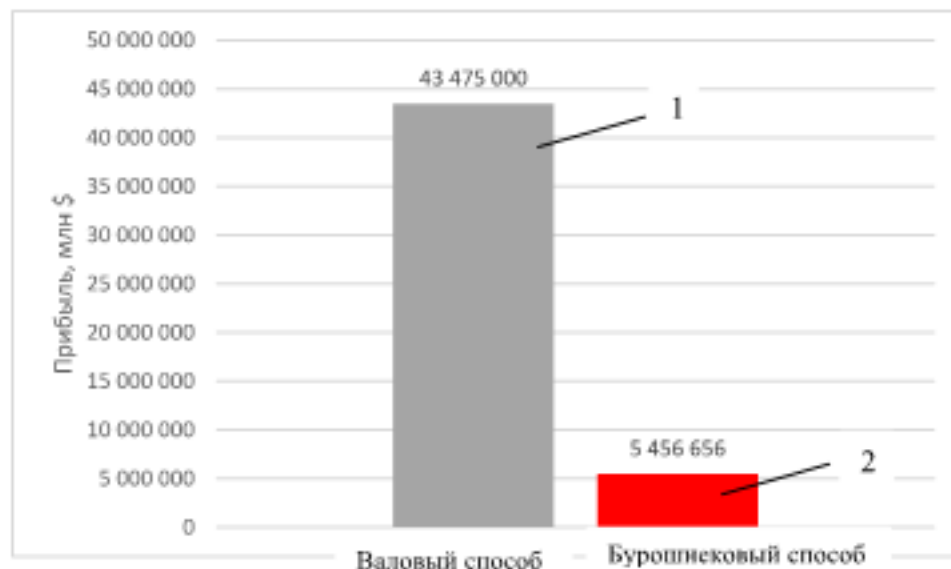
$$P = R / П_{чч}, \% \quad 4.8$$

Технико-экономические показатели шахты по рассматриваемым вариантам сводятся в табл. 4.1.

Таблица 4.1 - Техничко-экономические показатели шахты по рассматриваемым вариантам

Технология \ Показатели	Валовая	Бурошнсковая
Цена, \$/т	47	70
Добыча, тыс.т/год	1 003000	135 000
Добыча в качестве (зольность 21% влага 10,7) тыс.т/год	652 158	87 750
Выручка, тыс. \$	30 644000	6 360900
Операционный расход, тыс.\$	30 276000	4 739000
ЕВИТ тыс.\$	53 018800	102 020
Чистая прибыль тыс.\$	43 475000	5 456656
Экономический эффект тыс.\$	32 315592	-
Рентабельность, %	49	49

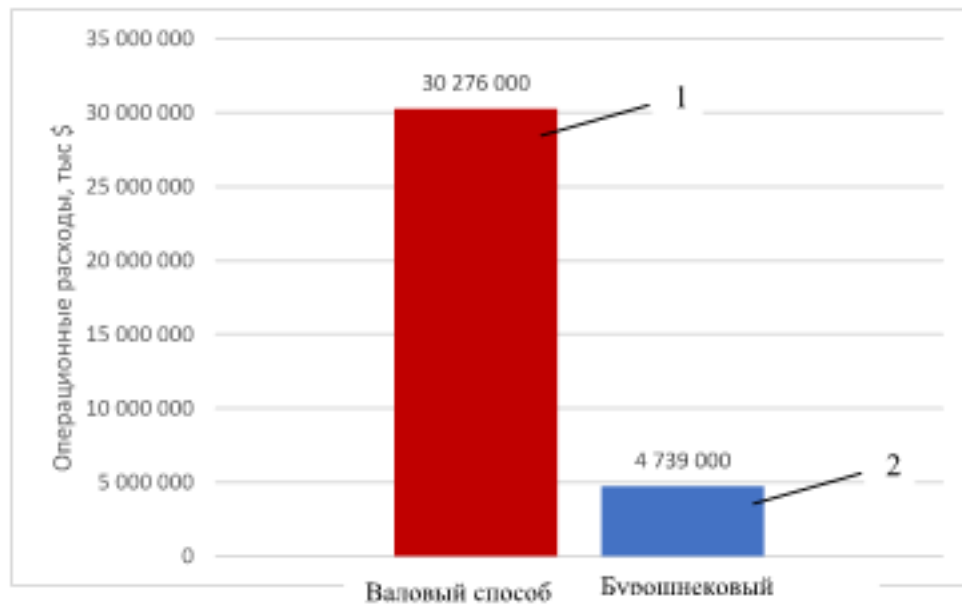
Результаты сравнения прибыли при использовании двух способов представлены в виде гистограммы на рис. 4.1



1 – прибыль при использовании валового способа; 2 – прибыль при использовании бурошнскового способа.

Рисунок 4.1 - Зависимость прибыли шахты от принятой технологии.

Результаты сравнения операционных расходов при использовании двух способов представлены в виде гистограммы на рис. 4.2.



1 – операционных расходов при использовании валового способа;

2 – операционных расходов при использовании бурошнекового способа.

Рисунок 4.1 - Зависимость прибыли шахты от принятой технологии.

Проанализировав чистую прибыль по двум вариантам можно сказать, что наибольшую прибыль мы наблюдаем при первом варианте, однако данный уголь имеет высокую зольность, а именно 46 %, а значит данный уголь требует затрат на обогащение, транспортировку угля к обогатительным фабрикам. При втором варианте мы наблюдаем значительно меньшую прибыль, а именно 4 739 000 тыс \$, однако при этом зольность угля составит 12,5 % в связи с этим данный уголь можно сразу транспортировать к потребителю, экономя средства на обогащении.

Следует также учесть операционные расходы при применении обоих способов. Как мы можем видеть, расходы при использовании бурошнекового способа сократились на 80 % по сравнению с валовым, благодаря снижению затрат на оборудование, уменьшение количества рабочих в смену, и полная ликвидация затрат на обогащение и транспортировку угля к обогатительным фабрикам.

ЗАКЛЮЧЕНИЯ

В магистерской научно-исследовательской работе предложено новое решение актуальной научной задачи, имеющей практическое значение по совершенствованию системы разработки, основываясь на полученном опыте применения бурошнекового способа для добычи забалансовых запасов горного предприятия Украины, а также из опыта извлечения охранных и межштрековых целиков; расчеты выполнены с применением программы SolidWorks.

1 На основе проведенного анализа выбрана наиболее подходящая механизация извлечения угольного массива для данных горно-геологических условий. Принято бурошнековый комплекс КБВ «Вектор» для выемки тонких и весьма тонких угольных пластов.

2 Усовершенствованы параметры бурошнековой технологии выемки тонких и весьма тонких угольных пластов на основе полученного опыта эксплуатации установок на горных предприятиях. Принято к одновременной работе два бурошнековых комплекса, при отработке столба с двух сторон с расположением забоев в шахматном порядке, относительно друг друга. Для снижения горного давления на забои камер и риска зажима бура штанги установки принято оставлять охранные целики между забоями камер для данных горно-геологических условий шириной $l_7 = 20$ м, которые частично извлекаются после завершения работ по выемке.

3 Рассчитана оптимальная для данных горно-геологических условий ширина межкамерных и опорных целиков основываясь на графическом и математическом методе принятым в Докторской диссертации к.т.н. Коржа П.П.

4 Рассчитаны и приняты оптимальные размеры выемочного столба в зависимости от технических возможностей бурошнековой установки.

5 Рассчитаны максимальные потери на участке, которые составляют $Z_{\text{общ}} = 187276$ т (58 %). Также был произведен анализ зависимости потерь угля

от производительности при сравнении двух способов извлечения угля, таких как бурошнековый и валовый.

6 Рассчитана экономическая рентабельность применения данного способа извлечения угля. Выполнен анализ зависимости прибыли от годовой добычи угля с вынимаемого столба при сравнении двух способов извлечения угля, который показал, что при применении бурошнекового способа годовая добыча и годовая прибыль падает практически на 85 % по сравнению с валовым. При бурошнековом способе отсутствуют затраты на обогащение угля и транспортировку угля к обогатительным фабрикам, что сокращает затраты на добычу 1 т угля в среднем на 25-30 %.

Таким образом, после подведения итогов о проведенной работе, можно констатировать, что применение бурошнекового способа извлечения угля для данных горно-геологических условий шахты «Павлоградская» ЧАО «ДТЭК Павлоградуголь» является не рентабельным. Сокращение затрат на обогащение угля, транспортировку угля к обогатительным фабрикам, меньшее количество людей на выемочном участке и более дешевое оборудование по сравнению с валовым способом добычи способствуют рентабельности применения только на 49 %, что несоизмеримо с потерями угля в межкамерных, опорных, концевых целиках и целиках между забоями камер.

Также стоит отметить что применение бурошнекового способа способствует в значительной мере снижению ручного труда человека, и увеличивает его безопасность исключая работы непосредственно в очистном забое.

Таким образом, беря во внимание все выше сказанное, можно сделать вывод, что бурошнековый способ может применяться в условиях шахт Западного Донбасса после проведения значительных экспериментальных и расчётных работ по снижению потерь угля и усовершенствовании системы разработки извлечения угля.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Garry G. Litvinsky. Problem eksploatacji cienkich pokladow w ukrainskich kopalniach wengla kamiennego Zaglebja Donieckiego/ Proceeding of the School of Underground Mining - 2002: International Mining Forum, Polish Academy of Science. – Krakow: Nauka-Technika, 2002. – pp. 347-363.
2. Известные способы разработки угольных пластов без постоянного нахождения рабочих в забое. Под ред. А.П. Судоплатов. – М.: изд. ИГД им. А.А. Скочинского. – 1960. – 164 с.
3. Грищенко А.Н. Проблемы эргономики при организации и ведении работ на тонких пластах угля. - Уголь Украины, 2000, № 1. С. 32-34.
4. Сафохин М.С. Горные машины и оборудование.
5. Яцких В.Г., Имас А.Д. – Горные машины и комплексы.
6. Яцких В.Г., Спектр . – Горные машины и комплексы.
7. Горные машины для подземной добычи угля / П.А. Горбатов, Г.В. Петрушкин, Н.М. Лысенко, С.В. Павленко, В.В. Косарев. – Донецк: ДонНТУ, 2006. – 669с
8. Бурошнековая выемка угля в Подмосковском бассейне // Уголь Украины. – 1964. - №11. – С. 38 – 40.
9. Кодунов Б.О., Лещенко М.О. Бурошнековий спосіб видобутку вугілля-ресурсозберігаюча технологія та метод зменшення тешногенного навантаження на довілля // Збірник матеріалів V регіональної науково-практичної конференції «Геотехнології і охорона праці у гірничій промисловості» Красноармійськ, 12 жовтня 2011. – с.35-43.
10. Сапицкий К.Ф. Пример безлюдной технологии выемки угля / Сапицкий К.Ф. // Уголь Украины. - 2000. - №4.
11. Балашов Н.Д. Технология выемки угля с применением шнекобурового каскада. – Механизация и автоматизация в горной промышленности. 1963. вып 3. С. 3-16.

12. Котляревский И.А., Морев А.Б. Опыт эксплуатации бурошнековой установки БУГ на шахте №8 им. В.И. Ленина треста «Нововолынск-уголь» // *Технология и экономика угледобычи*. - 1967. - №1. - с.3-5
13. Исследования сдвижения пород в штреках при бурошнековой выемке на шахтах Волынского месторождения / Л.Ф. Зорин. - В.Я. Мининберг. - Г.В. Кузькин и др. // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. - 1996. - №4. - с. 29-35.
14. Морев А.Б., Дейнека Е.Я., Котляревский И.А. Выемка угля из тонких пластов бурошнековыми установками БУГ-2 на шахтах Львовско-Волынского угольного бассейна // *Уголь Украины*. - 1968. - №12. - с.4-6.
15. Комплекс Безлюдной выемки КБВ «Вектор». Руководство по эксплуатации. КБВ.00.00.000 РЭ. г. Шахты, 2003. - 65 с.
16. Протокол приёмочных испытаний опытного образца комплекса безлюдной выемки КБВ «Вектор». ООО «Уголь-ЗУМК», г. Шахты, 2005. - 64 с.
17. Титов Н.В., Кочергин В.И., Турук Ю.В., Курнаков В.А. Перспективы бурошнекового способа выемки угля на шахтах Российского Донбасса // *Многофункциональная инженерная олимпиада «Звезда»*, 2008. - с. 19-21.
18. Шередекин Д.М., Ким О.В., Судариков Е.А. опыт бурошнековой выемки угля в Карагандинском бассейне // *Уголь*. - 1973. - №6. - с.53-54.
19. Нецветаев А.Г., Григорян А.А., Пружина Д.И. Развитие технологии безлюдной угледобычи с применением комплексов КГРП // *Горная Промышленность*. - 2015. - №4. - с.87.
20. Литвинский Г.Г., Базовые принципы развития горной промышленности и священные заповеди горняка // *Уголь Украины*. - 2014. - №8. - с.50-55.
21. Корж П.П. Обоснование параметров бурошнековой выемки подработанных сближенных весьма тонких и тонких пологих угольных пластов: дисс. кандидат техн. наук: 05.15.02 / Корж Павел Петрович. - Д., 1998. - 168 с.
22. Беседин В.Ф., Висящев В.А. Оценка потерь угля в недрах. - Киев: Техника. - 1975. - 312с.

23. Допустимые эксплуатационные потери угля при бурошнековой выемке / Ю.А. Гусев, Н.И. Смачной, В.И. Мезников, А.Ю. Блэкбери // Добыча угля подземным способом. - 1978. - №1. - с.12-13.
24. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспыливания горных предприятий. Справочник. – М.: Недра, 1991. - 253с.
25. Руководство по борьбе с пылью в угольных и сланцевых шахтах. – М.: Недра, 1979. - 319с.
26. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1987. - 60с.
27. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности. - М.: Недра, 1991. - 221с.
28. Левковичь П.Е., Мезников В.И., Дьяченко Г.В., Королнв Д.А. Бурошнековая выемка угля. – К.: Техника, - 1982. - 174с.