

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
РАЗДЕЛ 1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ.....	10
1.1 Анализ потребителей и требований к качеству полезного ископаемого.....	10
1.2 Анализ принципиальных схем отработки тонких и весьма тонких пологих угольных пластов.....	12
1.3 Анализ способов оставления пресекаемых пород в выработанном пространстве.....	17
1.4 Принципиальные схемы отработки весьма тонкого пласта.....	22
ВЫВОДЫ.....	27
РАЗДЕЛ 2: ОБОСНОВАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ВЕСЬМА ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ “ДНЕПРОВСКАЯ”ПАТ”ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ”.....	28
2.1 Горно-геологическая характеристика.....	28
2.2 Обоснование параметров системы разработки.....	37
2.3 Расчет нормативной нагрузки на очистной забой.....	40
2.4 Организация работ в очистном забое.....	51
2.5 Расчетная зольность добываемого угля.....	56
ВЫВОДЫ.....	58
РАЗДЕЛ 3: ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ВЕСЬМА ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ “ДНЕПРОВСКАЯ”ПАТ”ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ”.....	59
3.1 Обоснование параметров технологии отработки весьма тонких угольных пластов.....	59
3.2 Экономическая оценка принятого решения. Расчет общешахтных экономических показателей.....	63
ВЫВОДЫ.....	68

РАЗДЕЛ 4: ОХРАНА ТРУДА.....	69
4.1 Анализ потенциальных вредных и опасных производственных факторов проектируемых работ. Вредные производственные факторы.....	69
4.2 Разработка инженерных мероприятий по охране труда.....	70
4.3 Мероприятия по противопожарной защите.....	75
ВЫВОДЫ.....	77
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	78
ПЕРЕЧЕНЬ ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	79

ВЕДЕНИЕ

Актуальность

На угольных шахтах Украины, разрабатывающих тонкие и средней мощности угольные пласты, постоянно снижается не только производственная мощность, но и качество добываемого угля. В силу разных причин, таких как снижение интенсивности подготовительных и очистных горных работ из-за изношенности оборудования, вовлечение в эксплуатацию высокозольных пластов, отставание подготовки запасов, выдача породы от проходки подготовительных и нарезных выработок вместе с углем. Зольность добываемого угля, например, на большинстве шахт Западного Донбасса достигла 35-41 % и более при материнской зольности пластов в пределах от 8 до 20 %. В результате даже после обогащения разные фракции (разные марки) обогащенного угля имеют зольность от 4 % до 20-25 % и более. Ущерб от снижения качества добываемого угля несут не только шахты, но и обогатительные фабрики, а также перерабатывающие и использующие уголь предприятия по производству тепловой и электрической энергии, кокса и чугуна, термомассы и электродов и т.п. Комплексы этих предприятий своими отходами наносят огромный ущерб окружающей среде, поскольку отходы от обогащения и переработки зольного угля достигают 60-70 % его массы. Серьезное изменение условий финансирования капитальных работ по реконструкции и техническому перевооружению (по вскрытию и подготовке запасов) требует определенного совершенствования методических основ решения многих задач проектирования и эксплуатации угольных шахт, особенно разрабатывающих пласты малой и средней мощности. Из-за разубоживания (увеличения зольности на 20 %) в 1,33 раза снижается производительность труда шахтеров по полезному компоненту и вдвое увеличивается выход отходов добычи и переработки, что непосредственно влияет на состояние окружающей природной среды. Сложившееся положение во многом является

следствием недостаточной разработанности применительно к современным экономическим условиям научных основ оптимизации параметров горных работ и технологических схем вскрытия, подготовки, добычи и переработки, а также рационального использования недр и совершенствования технологии добычи с учетом качества добываемого угля. Внедрение новых технологических схем вскрытия, подготовки, систем разработки и выбора эффективных направлений совершенствования технологических схем является весьма актуальным направлением исследований, внедрение результатов которых позволит получить большой экономический эффект.

Тема работы обоснование рациональных параметров технологии отработки весьма тонких угольных пластов в условиях шахты “Днепровская”ПрАТ”ДТЭК Павлоградуголь”

Идея работы заключается в размещении пресекаемых пород в выработанном пространстве лавы при разработке маломощных пластов.

Целью работы является обоснование эффективных способов разделения и размещения пресекаемых пород при разработке тонких угольных пластов с учетом их влияния на эффективность работы шахт.

Объектом исследования является технология рационального размещения пресекаемых пород в выработанном пространстве при селективной выемки угля в условиях Западного Донбасса.

Предмет исследования - запасы весьма тонкого пласта в выимочном столбе.

Научная новизна:

1. Обоснование метода размещения пресекаемых пород в выработанном пространстве в условиях ш. Днепровская.
2. Закономерность размещения объема пресекаемых пород в выработанном пространстве лавы от вынимаемой мощности.

Практическое значение полученных результатов заключается в разработке методики размещения пресекаемых пород при разработке маломощных пластов.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

1. Проанализировать предлагаемые схемы отработки тонких угольных пластов и определить более подходящую для условий ш. Днепроvская.

2. Обосновать системы разработки весьма тонких угольных пластов в условиях ш. Днепроvская.

3. Обосновать рациональные параметры технологии отработки весьма тонких угольных пластов в условиях шахты “Днепроvская”ПрАТ”ДТЭК Павлоградуголь”

4. Определить экономический эффект для селективной схемы отработки.

РАЗДЕЛ 1: СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ.

1.1 Анализ потребителей и требований к качеству полезного ископаемого.

Уголь — основа энергетики, базовой отрасли украинской экономики.

Уголь используется как топливо для производства электроэнергии на тепловых электростанциях. Основными требованиями к качеству полезного ископаемого являются зольность, влажность и процентное содержание серы.

Влажность (W) - измеряется в процентах от общей массы угля. Влажность угля зависит от его метаморфизма, степени окисленности, петрографического состава и некоторых других факторов. Повышенное содержание влаги в угле вызывает снижение теплоты сгорания топлива, смерзаемость угля в вагонах и на складах, трудности при погрузке, разгрузке, сортировке и т.д. Очень сухой уголь сильно пылит, что приводит к его потерям и загрязнению окружающей среды. Различают следующие виды влаги:

- влага топлива в рабочем состоянии ($W/$) — содержание всей влаги в добываемом, отгружаемом или используемом топливе. Рабочая влага бурых углей может составлять от 20 до 40 %, достигая 60 % в рыхлых землистых разностях, каменных углей от 6 до 18 %, антрацитов 2-5 %.
- влага воздушно-сухого топлива (W_j) - показывает сколько влаги содержится в угле, высушенном на воздухе. Эта величина зависит от зрелости угля. Кроме того, равновесная влага меняется в зависимости от температуры и влажности окружающего воздуха.
- аналитическая влажность (W_a) - содержание влаги в топливе крупностью менее 0,2 мм доведенного до равновесного состояния с

влажностью лабораторного помещения. Она необходима только для пересчетов показателей качества угля при проведении испытаний.

Зольность (А) - измеряется в процентах от общей массы угля. Этот показатель характеризует наличие в угле минеральных компонентов или, точнее говоря, это количество твердых веществ, оставшихся после сжигания угля. При сжигании в реальных топках часть этих веществ улетает с дымовыми газами (летучая зола), а часть спекается в пористую массу - шлак. Чем больше показатель зольности, тем хуже качество угля. Для энергетических углей высокая зольность означает низкую теплоту сгорания, высокие затраты на доставку каждой калории тепла плюс затраты на обработку и хранение золошлаковых материалов, остающихся после сжигания. Для коксующихся углей повышение зольности ведет к снижению спекаемости и коксующести угля, вызывает рост зольности кокса и, как следствие, падение производительности доменной печи и снижение качества чугуна. Поэтому стремятся снизить зольность угля путем селективной выемки, породовыборки, отсева или обогащения. Для энергетических целей используют угли с зольностью от 6 до 20 % (иногда промпродукты обогащения зольностью 30-40 %), для коксования - только

Содержание серы (S) - измеряется в процентах от общей массы угля. Содержание серы пересчитывают на рабочее топливо и на сухую массу. Сера содержится во всех видах твердого топлива, причем содержание общей серы колеблется от 0,1 до 12 %. Общая сера в углях представлена четырьмя формами: сульфидной, органической, сульфатной и элементарной. Изменение содержания общей серы в неокисленных углях связано в основном с сульфидной (пиритной) ее формой при незначительной роли других разновидностей. Сера в углях независимо от направления их использования относится к числу вредных примесей. Присутствие серы в углях вызывает износ технологического оборудования, ухудшает качество продуктов переработки углей, приводит к загрязнению окружающей среды.

1.2 Анализ принципиальных схем отработки тонких и весьма тонких пологих угольных пластов.

На Украине распространены две схемы отработки тонких и весьма тонких пологих угольных пластов. Одна из них это камерно столбовая которая является менее предпочтительной в связи с рядом недостатков и отработка длинными очистными забоями которая является более распространенной на шахтах Украины.

Технологические схемы ведения очистных работ бурошнековым способом определяются, главным образом, количеством размещенных в выемочном штреке действующих бурошнековых установок и порядком отработки участков.

При одномашинных технологических схемах выемка угля может производиться путем одно- или двустороннего бурения скважин. В первом случае бурошневая установка фронтального или флангового действия при прямом ходе отработки выемочного столба выбуривает скважины в одной стенке выемочного штрека, а затем, при обратном ходе,— такие же скважины в противоположной стенке.

Одномашинная технология с двусторонним бурением скважин из одного положения машины может быть осуществлена при применении установок только флангового действия. При такой технологической схеме выемочный штрек оборудуется бурошневой установкой, ленточными или скребковыми конвейерами, уложенными по всей длине штрека или на участке длиной 250—300 м с последующей перегрузкой угля в шахтные вагонетки, конвейером-перегрузателем, монорельсовой дорожкой с подъемником для наращивания, извлечения и складирования шнековых секций, тяговыми лебедками для передвижки бурошневой установки типа БУГ и скребковых конвейеров, погашения штрека и извлечения шнекового става из скважин (в случаях, когда имеется возможность использования пробуренной скважины в качестве временного места хранения става с целью

совмещения операций по его извлечению с другими операциями технологического цикла), а также электроаппаратурой и маневровой лебедкой на погрузочном пункте.

Для доставки материалов и оборудования к месту работы, а также для упрощения выдачи извлекаемой крепи и рештаков от укорачивания конвейеров параллельно конвейерной линии в штреке настиляется рельсовый путь.

Проветривание выемочных участков при бурошнековой выемке угля осуществляется вентиляторами местного проветривания или за счет общешахтной депрессии.

Двухмашинная выемка, базирующаяся на бурошневых установках флангового действия, имеет два варианта: с делением и без деления выемочного столба на машинные участки. Технология выемки угля при втором варианте по существу аналогична технологии, осуществляемой бурошнековыми установками фронтального действия, поскольку при ней каждая установка бурит скважины в одну сторону от выемочного штрека.

На пласте мощностью 0,7 м среднесуточная добыча составила 140-280 т, производительность труда - 12 - 16 т/смену, утраты угля - 40-50%. Рекордные характеристики намного выше и позволили добиться нагрузки на выемочный участок 600-900 т/день и производительность труда рабочего очистного забоя 50-60 т/выход, а рабочего по участку - 30-40 т/выход.

На основании вышеизложенного можно сделать следующий практический вывод: на первых этапах внедрения бурошневых установок целесообразно применение двустороннего бурения скважин, а по мере приобретения навыков работы и связанных с этим сокращением длительности передвижки установок и увеличением глубины бурения скважин следует переходить на одностороннюю схему бурения. [2]

Основными недочетами бурошнековой выемки являются:

- малая длина буримых скважин (35-50 м) и связанный с ним большой удельный размер проводимых предварительных выработок, что обосновано техническим несовершенством установок;
- высочайшие утраты угля в недрах, достигающие 40-60%. Утраты могут быть снижены при использовании двух стадийной выемки, при которой оставшийся в выработанном пространстве уголь с неким отставанием от буримых скважин вынимается скрепера струговой либо другими установками;
- ограниченность спектра внедрения по мощности и углу падения разрабатываемых пластов;
- сложность с проветриванием из-за огромных утечек воздуха в выработанное место.

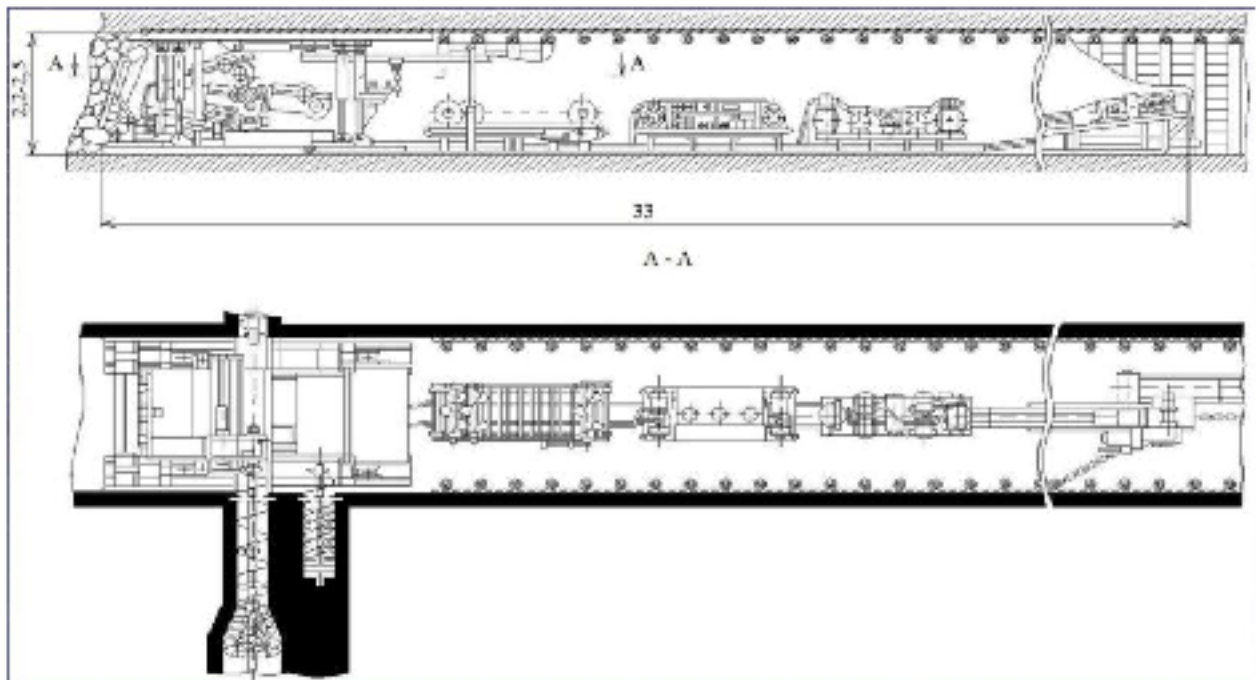


Рис. 1.1 Технологическая схема ведения очистных работ бурошнековым способом.

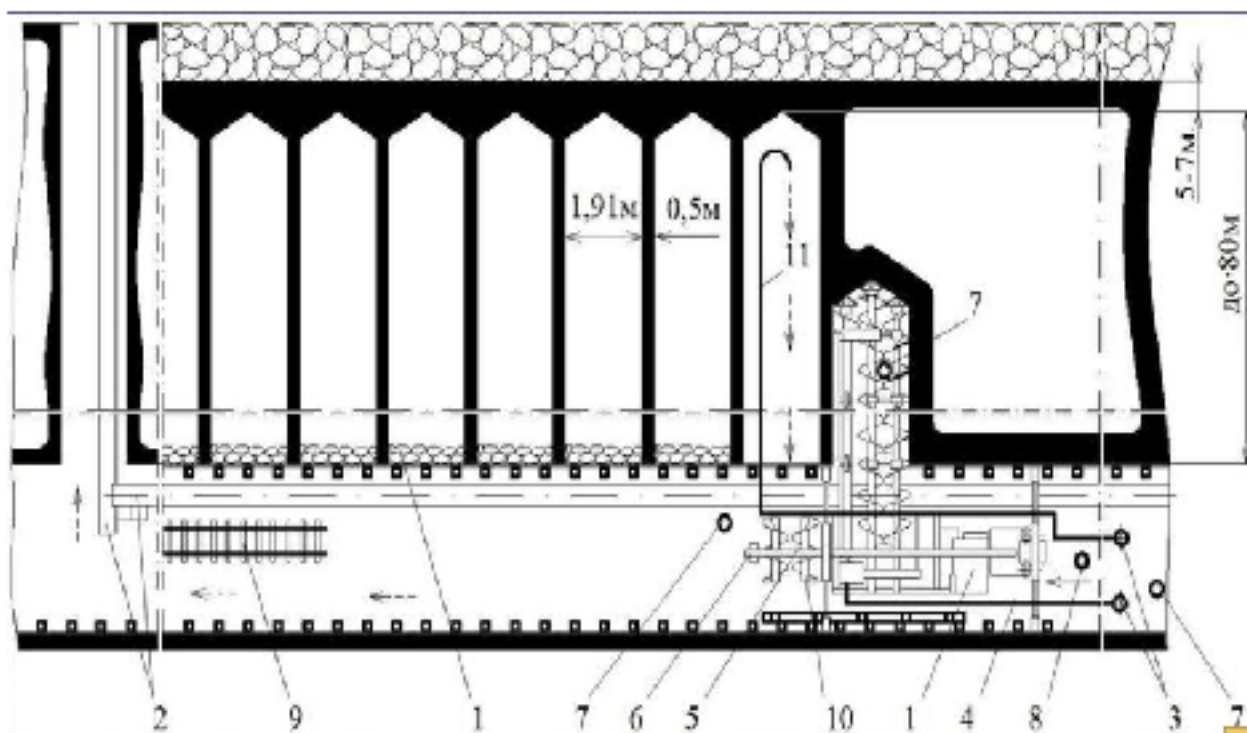


Рис. 1.2 Технологическая схема ведения очистных работ бурошнековым способом.



Рис. 1.3 Общий вид бурошнековой установки.

Помимо камерно-столбовой системы широкое применение получила система отработки угольных пластов длинными очистными забоями.

Наиболее распространенным на шахтах Украины является комбайновый способ выемки. Узкозахватные очистные комбайны в силу своих конструктивных особенностей могут применяться для выемки угольных пластов мощностью от 0.6 м.

Выемка угля на тонких пластах осуществляется очистным комбайном в составе механизированного комплекса, который представляет собой комплект добычного и транспортного оборудования и механизированной крепи, увязанный по основным техническим параметрам. Современные узкозахватные очистные комбайны могут обеспечить теоретическую производительность не менее 1500 т за 20 рабочих часов в сутки при выемке пластов мощностью 0.6–1 м.

Основными преимуществами такой выемки является относительная простота технологии и организации работ, возможность создания и применения механизированных комплексов упрощенной конструкции и большой мощности, лучшие пространственные условия труда и др.

Однако, она имеет и целый ряд недостатков, к которым относятся: снижение скорости подачи и производительности комбайна, увеличение расхода режущего инструмента и что самое главное - значительное засорение добываемого угля, которое приводит к резкому ухудшению его качества, увеличению грузопотока и соответственно затрат по шахте и на поверхности, дополнительным трудностям на обогащение и складирование пустых пород.

[3]



Рис. 1.4 Общий вид длинного очистного забоя

1.3 Анализ принципиальных схем отработки весьма тонких пластов.

На основе выполненных исследований основных параметров технологии отработки угольных пластов с пресечками боковых пород разработано двенадцать принципиальных схем селективной отработки пластов с пресечками боковых пород. В составленной классификации каждая схема подразделяется по характеру и порядку выемки. Рассматриваются два вида отработки: с пресечкой пород почвы и кровли. Порядок выемки может быть совмещенным во времени или последовательным (с предварительной выемкой угля или породы). Разработанные принципиальные схемы селективной отработки пластов приведены на рис. 1.5.

Схема 1.1 предусматривает предварительную выемку угольного пласта по всей лаве с последующей отбойкой пресекаемых пород почвы. При этом обеспечивается возможность крепления кровли вслед за выемкой угля.

Размеры исполнительного органа комбайна должны соответствовать мощности угольного пласта.

Схема 1.2 предусматривает предварительную выемку пресекаемых пород почвы по всей лаве с последующей выемкой угольного пласта. Этот способ рекомендуется применять в лавах с крепким углем и мягкими породами почвы. Он обеспечивает не только снижение зольности добываемого угля, но и увеличение выхода крупных классов, резко падают энергозатраты на отбойку угля.

Схема 1.3 (1.3.1, 1.3.2) предусматривает одновременную выемку угля и пород почвы с опережающей выемкой угольного пласта. Для обеспечения одновременной выемки используют комбайн с разнесенными исполнительными органами. Размер опережающего исполнительного органа должен соответствовать мощности угольного пласта. Вслед за проходом комбайна производится крешение призабойной части лавы. При использовании специального конвейера; оснащенного устройствами, обеспечивающими погрузку отбитой породы, возможна передвижка конвейера на новую дорогу без перегона комбайна. То есть схема 1.3.1 обеспечивает возможность селективной выемки угольного пласта и пресекаемой породы за один проход комбайна.

Схема 1.4 (1.4.1, 1.4.2) предусматривает одновременную выемку угля и пород почвы с опережающей выемкой пресекаемой породы. Как и в предыдущем случае, используются комбайны с разнесенными исполнительными органами. Величина пресечки определяется размерами применяемых органов. Рекомендуется при крепком угле и мягких породах почвы. Обеспечивает увеличение выхода крупных классов, снижение материальных и энергетических затрат при отбойке крепких углей. Как и в предыдущей схеме возможна как односторонняя выемка угля и породы (1.4.2), так и челноковая за один проход комбайна (1.4.1).

Схема 1.5 предусматривает одновременную выемку угля и пород почвы с опережающей на ширину захвата выемкой угольного пласта. Для

этого применяют очистные комбайны с разнесенными в горизонтальной плоскости исполнительными органами. Схема обеспечивает совмещенную выемку угля и породы за один проход комбайна. При использовании механизированного комплекса типа МКЗД она рекомендуется для отработки тонких и весьма тонких угольных пластов в сложных горно-геологических условиях.

Схема 1.6 предусматривает одновременную выемку угля и пород почвы с опережающей на ширину захвата выемкой пресекаемых пород. Рекомендуется для отработки крепких угольных пластов со слабыми породами почвы.

Схема 1.7 предусматривает предварительную выемку угольного пласта по всей лаве с последующей отбойкой пресекаемых пород кровли. Рекомендуется для пластов с крепкими породами почвы и кровли. Схема обеспечивает возможность отбойки крепких пород кровли серийными комбайнами со значительным уменьшением пылеобразования.

Схема 1.8 предусматривает предварительную выемку пресекаемых пород кровли с последующей выемкой угольного пласта. Это обеспечивает возможность крепления обнажаемой кровли, увеличивает выход крупных классов угля. При выемке крепких угольных пластов уменьшаются материальные и энергетические затраты на отбойку угля. Рекомендуется применять на пластах с ложными кровлями небольшой мощности. При этом диаметр исполнительного органа комбайна должен соответствовать мощности ложной кровли.

Схема 1.9 предусматривает одновременную выемку угля и пород кровли с опережающей выемкой угольного пласта. Схема обеспечивает возможность селективной выемки угля и породы за один проход комбайна. Рекомендуется при слабой крепости угля и крепких вмещающих породах почвы и кровли.

Схема 1.10 предусматривает одновременную выемку угля и пород кровли с опережающей выемкой пресекаемой породы, обеспечивает

возможность работы по челноковой схеме. Рекомендуется при слабых и ложных кровлях (небольшой мощности) и крепких углях. Обеспечивает уменьшение энергозатрат на добычу и увеличение выхода крупных классов.

Схема 1.11 предусматривает одновременную выемку угля и пород с опережающей на ширину захвата выемкой пресекаемой породы. Для этого можно использовать комплекс очистных машин типа МКЗД, который обеспечивает совмещенную выемку угля и породы за один проход комбайна. Использование сил горного давления для разрушения угольного уступа позволяет значительно уменьшить материальные и энергетические затраты на добычу угля, а сплошное перекрытие призабойной части лавы - ликвидировать вывалы пород кровли. Схема рекомендуется при отработке тонких и весьма тонких угольных пластов в сложных горно-геологических условиях.

Схема 1.12 предусматривает одновременную выемку угля и пород кровли с опережающей на ширину захвата выемкой пресекаемой породы. Схема рекомендуется для пластов с крепкими боковыми породами и устойчивой кровлей.[4]

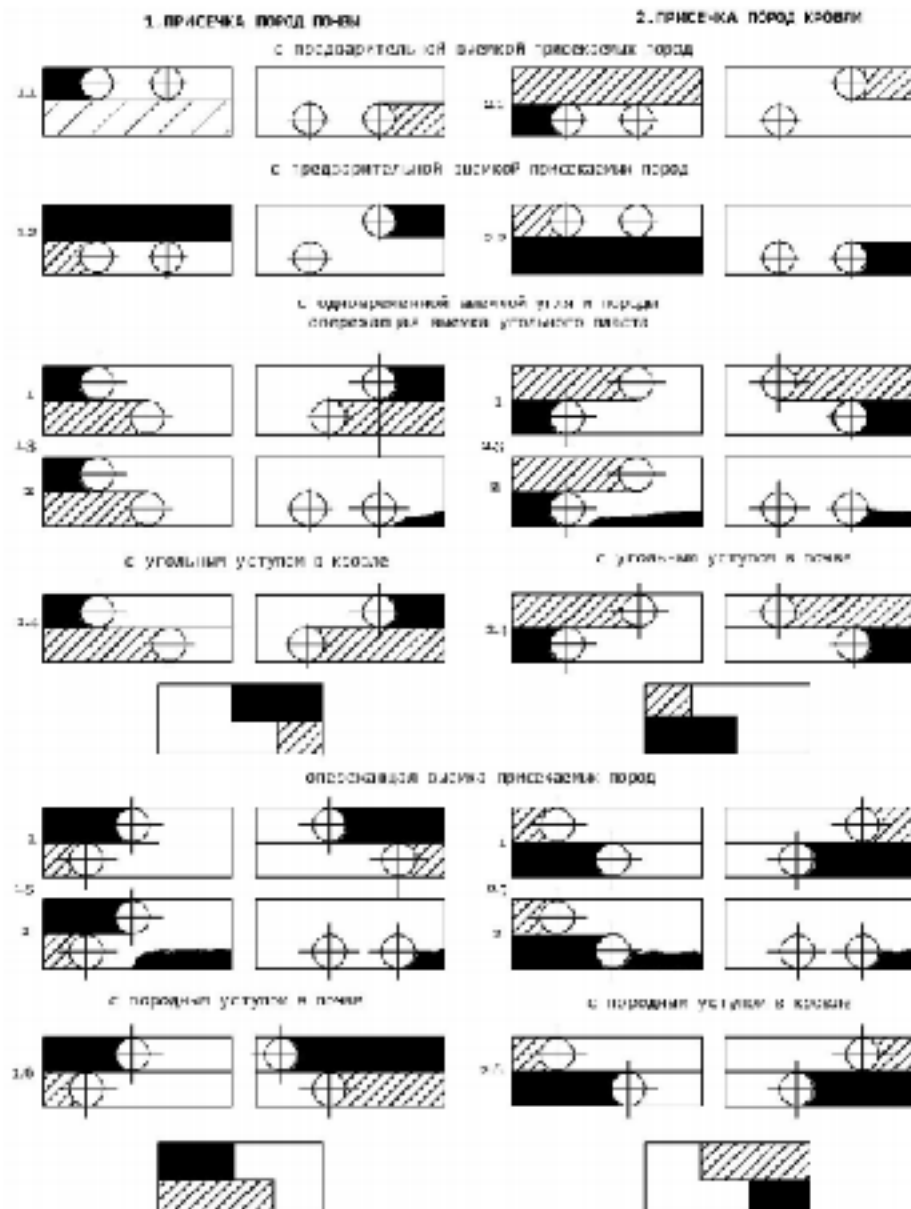


Рис. 1.5 Принципиальные схемы селективной отработки тонких и весьма тонких пластов

Отталкиваясь от выше сказанного для условий Западного Донбасса мы останавливаемся на схеме 1.1 которая предусматривает предварительную выемку угольного пласта по всей лаве с последующей отбойкой пресекаемых пород почвы. При которой обеспечивается возможность крепления кровли вслед за выемкой угля.

1.4 Анализ способов оставления пресекаемых пород в выработанном пространстве.

Одной из важнейших проблем при отработке тонких и весьма тонких угольных пластов является обеспечение высокого качества добываемого угля, основным показателем которого служит его зольность. В последние годы она постоянно увеличивается, что не в последнюю очередь связано с широким распространением валовой выемки пластов с пресечками боковых пород.[5]

На шахтах Украины с пресечками работало до 300 лав в год, а среднегодовой прирост зольности угля за счет пресечек превышал 0,4%. При переходе на комплексную механизацию зольность добываемой горной массы постоянно возрастала, в результате чего ее объем увеличился более чем на 10 млн. т. Засорение угля вмещающими породами от присечек в Западно-Донбасском угольном бассейне достигало соответственно.

Рост засорения угля породой является одной из главных причин ухудшения использования производственных мощностей и технико-экономических показателей работы шахт Украины. К тому же постоянный рост зольности углей, поступающих на обогатительные фабрики, за счет засорения его вмещающими породами, оказывает негативное влияние на процессы обогащения. В результате выход товарных углей сократился на 10,4%, одновременно возросла их зольность с 12,9 до 16,4%; выход концентрата уменьшился на 8,1%, а его зольность повысилась с 9,3 до 16,3%. В свою очередь, снижение качества отгруженной шахтами и обогатительными фабриками продукции приводит к ухудшению основных показателей работы потребителей. Поэтому особо остро стоит вопрос сокращения объемов выдаваемой из шахт совместно с углем породы.[6]

Из года в год увеличиваются средства, выделяемые на охрану окружающей среды, поскольку число терриконов непрерывно растет, создавая сложную проблему их обслуживания и ликвидации. Только на

территории Донбасса их насчитывается более 1300, из которых многие горят, загрязняя воздушное пространство. Выдаваемая из шахт порода занимает громадные территории земель, пригодные для сельского хозяйства. В Донбассе общая площадь земель, занятых под отвалы, превышает 3000 га. На обслуживание транспорта породного комплекса отвлекаются большие людские и материальные ресурсы (40% электровозов и вагонеток, 35% рабочих подземного транспорта). На выдачу 1 т породы на поверхность и ее складирование расходуется значительные средства, как финансовые, материальные, так и людские. Кроме того, на каждую тонну угля выдается на гора до 0,3 т породы. На извлечение из недр совместно с топливом такого количества минеральной массы расходуются колоссальные материальные и трудовые ресурсы. Уже сейчас шахты практически достигли предельных возможностей по выдаче породы на поверхность. Если не принять мер, направленных на прекращение роста объема выдаваемой породы, а затем на постепенное его снижение, породная проблема станет фактором, который будет оказывать определяющее влияние не только на развитие горной промышленности, но и на нормальное функционирование шахт.

Одной из основных причин увеличения общего объема выдаваемой на поверхность породы является широкое распространение валовой отработки тонких и весьма тонких угольных пластов с пресечками боковых пород.

В угольной промышленности нашей страны, как и в ряде зарубежных стран, проводятся работы, направленные на сокращение выдачи породы, или, где это технически возможно, на внедрение технологических схем, обеспечивающих работу шахт без выдачи породы на поверхность. Предлагаемая нами технология селективной отработки тонких и весьма тонких угольных пластов, обеспечивающая отдельную выемку и транспортировку угля и пресекаемой породы, является одной из таких схем. Она позволяет использовать пресекаемую породу для закладки выработанного пространства лав, улучшить качество добываемого угля и

повысить основные технико-экономические показатели работы угольных предприятий.

Одна из таких технологий представлена на примере дробильно-закладочного комплекса ТИТАН-1.

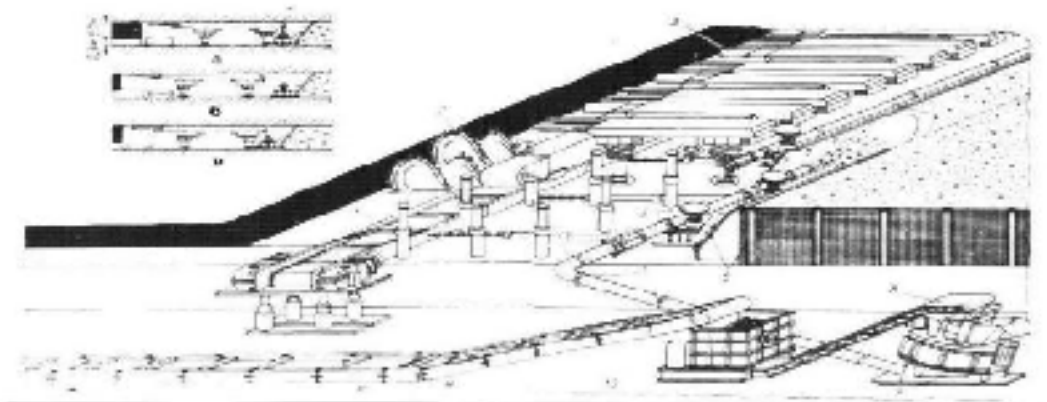


Рис. 1.6 Принципиальная схема дробильно-закладочного комплекса ТИТАН-1.

Таблица 1.1 условия эффективного применения комплекса ТИТАН-1

Сечение выработок в свету, м ² , не менее	7
Крепление выработки	любое
Высота выработки в свету от головки рельса, мм, не менее	2200
Подрывка боковых пород	нижняя, верхняя, комбинированная
Мощность пласта, м, не менее	0,5
Угол залегания пласта, град, не более:	
- при работе комплекса по падению	25
- при работе комплекса по восстанию	10
Коэффициент крепости пород по шкале профессора М.М. Протодьяконова, макс.	11
Ширина колеи рельсовых путей, мм	600 и 900
Напряжение электропитания, В	660

Комплекс “Титан-1” предназначен для механизации закладочных работ при проведении пластовых подготовительных горных выработок вслед за лавой. Применяется на угольных шахтах любой категории (по газу и пыли) с закладкой породы в смежное выработанное пространство.

В состав комплекса входят: передвижная взрывобезопасная дробильно-закладочная пневматическая машина “Титан-1” с закладочным трубопроводом, передвижным распределительным пунктом с электрооборудованием и насосной установкой для орошения; передвижная взрывобезопасная воздуходувка ВП70; породопогрузочная машина 1ППН5; правый и левый манипуляторы МНР; два электрогидравлических бура ЭБГП.

Оборудование комплекса размещается в забое проводимой выработки в виде поезда, состоящего (считая от забоя) из породопогрузочной машины 1ППН5, машины “Титан-1”, воздуходувки ВП70 и передвижного распределительного пункта. Элементы комплекса установлены на рельсовых путях и связаны между собой тягами, электрическими, воздухо- и водопроводящими коммуникациями.

От машины “Титан-1” в лаву, к месту возведения закладочного массива, проложен трубопровод. В процессе работы комплекса загрузка породы в бункер машины может производиться непосредственно породопогрузочной машиной или при помощи ленточного перегружателя, установленного между породопогрузочной и дробильно-закладочной машинами.

Загружаемая в бункер порода под действием собственной массы падает в дробилку и дробится до размеров 70 мм. Дробилка обеспечивает эффективную работу под слоем породы, поэтому ее бункер может быть загружен полностью. Из дробилки порода под действием собственной массы попадает в закладочное устройство, где происходит ее смешивание с потоком сжатого воздуха, поступающего от передвижной воздуходувки. По закладочному воздуховоду порода транспортируется в лаву к месту возведения закладочного массива и выбрасывается в огражденное

металлической сеткой выработанное пространство. Управление формированием закладочного массива производится при помощи концевой секции закладочного трубопровода.

В процессе закладки комплекс обслуживается пятью рабочими-проходчиками: двумя — у пульта управления дробильно-закладочной машиной, одним — на породопогрузочной машине, двое в лаве управляют формированием закладочного массива, ограждают его сеткой от рабочего пространства лавы, выполняют монтаж и демонтаж закладочного трубопровода. Но этот комплекс так и не прижился в условиях Западного Донбасса.[7]

Выводы

1. Проведя анализ требований к качеству полезного ископаемого и предприятий, таких как электростанции которые являются одними из главных потребителей угля были выявлены три основных требования:

- зольность от 6 до 20 %
- влажность 6 до 18 %
- наличие серы от 0,1 до 12 %

2. Были рассмотрены принципиальные схемы отработки тонких угольных пластов. После рассмотрения которых было принято решение взять на рассмотрение схему отработки длинными очистными забоями (селективная выемка), так как она является наиболее предпочтительной по сравнению с бурошнековой, так как идут высочайшие утраты угля в недрах, достигающие 40-60%.

3. Был проведен анализ принципиальных схем селективной выемки. Отталкиваясь от выше сказанного для условий Западного Донбасса мы останавливаемся на схеме которая предусматривает предварительную выемку угольного пласта по всей лаве с последующей отбойкой пресекаемых пород почвы. При которой обеспечивается возможность крепления кровли вслед за выемкой угля.

4. Рассмотрены различные способы оставления пресекаемых пород в выработанном пространстве. Один из таких способов представлен на примере принципиальной схемы дробильно-закладочного комплекса ТИТАН-1. Но этот комплекс так и не прижился в условиях Западного Донбасса.

РАЗДЕЛ 2: ОБОСНАВАНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ВЕСЬМА ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «ДНЕПРОВСКАЯ»ПАТ»ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ».

2.1 Горно-геологическая характеристика шахты «Днепровская».



Рис. 2.1 Календарный план шахты «Днепровская»

Структурное строение горного массива.

В геологическом строении шахтного поля принимают участие осадочные образования палеозойского, мезозойского и кайнозойского периода.

Межевская свита C_1^2 (В) - или «подугольная», охватывает интервал разреза между маркирующими известняками B_1-C_1 . Свита сложена морскими континентальными и прибережно-континентальными. Литологический разрез представлен песчано-аргелитовой, аргелито-алеролитовой толщами, которые вмещают ряд выдержанных прослоек маркирующих известняков В.

Самарская свита C_1^3 (С) - или «угленосная», замкнута между маркирующими известняками C_1 -Д и характеризуется промышленной угленосностью.

Мощность свиты изменяется от 310 до 610 метров и в среднем равна 470 метрам. Отложения свиты с особенностями геологического состава, и, прежде всего по степени угленосности, можно разделить на две части: нижнюю - угленосную (интервал между известняками C_1 - C_5 средней мощности 510 метров). Угленосная толща характеризуется мелкой цикличностью осадконакопления, при широком развитии болотных формаций в виде угольных пластов. Предпочтительно доминирующими породами есть алевриты меньше аргиллиты и песчаники мелководных формаций.

В данном интервале насчитывается до 53 угольных пропластка, из них 8 достигают промышленного значения. Выше известняка C_5 (верхняя часть) практически пропадают пропластки угля и превосходят глубоководные отложения.

Кальмиутская свита C_1^4 (серпуховской ярус) залегает на Самарской свите. В разрезе свиты преобладают морские осадки, представленные аргиллитами и алевритами с редкими пропластками известняков. Мощность свиты возрастает к югу и юго-западу. Усреднённый литологический состав отложений свит нижнего карбона приведён в таб. 2.1.

Таблица 2.1 Средний литологический состав свит.

Индекс свиты	Средний литологический состав свит в %				
	Песчаники	Алевриты	Аргиллиты	Известняки	Уголь
C13	21,1	54,0	22,0	-	1,9
C14	2,4	37,2	59,0	1,4	-

Таблица 2.2 Характеристика вмещающих пород по исследованному 1106 сборному штреку пл. с₁₀^в

№ п/п	Мощность слоя, м	Описание пород	Физико-механические свойства	
			МПа	г/см ³
1	0.14 – 0.30	Угольный пласт с ₁₁ -чёрный, каменный	30	1,27
2	2.30 - 4.0	Аргиллит- тёмно-серый, неоднородный, переслаивается с алевролитом, песчаником, с почками глиносидерита	7.7-26.4	2,01-2.75
3	0 - 0.22	Угольный прослой- чёрный, каменный	30	1.27
4	0-9.90	Алевролит- темно-серый, горизонтальнослоистый за счёт переслаивания с мелкозернистым песчаником, слабосводистый	12.0-34.1	2.04-2.44
5	0-4.40	Аргиллит- тёмно-серый, неоднородный, переслаивается с алевролитом, песчаником, с почками глиносидерита	7.7-26.4	2,01-2.75
6	0-0.20	Угольный прослой-чёрный, каменный	30	1.27
7	2.20-11.0	Аргиллит- тёмно-серый, неоднородный, переслаивается с алевролитом, песчаником, с почками глиносидерита	7.7-26.4	2,01-2.75
8	0-6.0	Алевролит- темно-серый, горизонтальнослоистый за счёт переслаивания с прослойками песчаника	12.0-34.1	2.04-2.44
9	0-0.20	Угольный прослой- чёрный, каменный	30	1.27
10	0-3.50	Песчаник - серый, кварцевый, Мелкозернистый, крепкой, с включением глинистых почек	11.7-40.6	1.91-2.47
11	0 -0.46	Угольный прослой - чёрный, каменный	30	1.27
12	3.40-15.80	Песчаник - серый, кварцевый, мелкозернистый, крепкий, с включением глинистых почек, возможна встреча линз крепкого песчаника с пределом прочности на сжатие до 151.4 МПа	11.7-40.6	1.91-2.47
13	0-2.60	Аргиллит - темно-серый, горизонтальнослоистый за счет переслаивания с алевролитом	7.7-26.4	2.01–2.75
14	0 -2.90	Аргиллит - темно-серый, с прослоями алевролита и песчаного материала	14.3-21.5	2.282.35-
15	0.90-1.04	Уголь с ₁₀ простого строения чёрный, каменный, трещиноватый, по трещинам кальцит, по полым трещинам по почве угольного пласта сочится вода в виде редкого каплеза. Контакт с кровлей слабый, с почвой ровный, чёткий	25.2-43.4	1.14-1.16

Продолжение таблицы 2.2

16	0-4.60	Алевролит- тёмно-серый, горизонтальнослоистый, за счёт прослоев песчаного и глинистого материала	11.5-20.1	2.28-2.19	легко	пуч.
17	0-4.40	Аргиллит- тёмно-серый до чёрного, однородный, глинистый, комковатой текстуры, слабый, склонный к интенсивному пучению и размоканию в воде с полной потерей несущей способности	11.0-26.0	2.24-2.29	легко	пуч.
18	0-0.40	Песчаник - серый, слюдистый, мелкозернистый, крепкий	14.0-32.3	2.07-2.38		
19	0.28-0.50	Угольный пласт -чёрный, каменный, трещиноватый, по трещинам калцит	30	1,27		
20	0-4.0	Алевролит- тёмно-серый, горизонтальнослоистый, за счёт прослоев песчаного материала	13.0-26.7	2.21-2.56		
21	0-12.60	Аргиллит- в начале слоя светлосерый, затем сменяется тёмно- серым с остатками обуглившейся флоры	10.0-33.2	2.23-2.50		
22	0-2.30	Песчаник - кварцевый, серый, мелкозернистый, слабослюдистый, однородный	14.0-32.3	2.07-2.38		
23	0-1.0	Песчаник - кварцевый, серый, мелкозернистый, слабослюдистый, однородный	14.0-32.3	2.07-2.38		
24	0-4.40	Алевролит - тёмно-серый, горизонтальнослоистый за счет прослоев песчаного материала	13.0-26.7	2.21-2.56		

Гидрогеология.

Для шахт Западного Донбасса характерна различная степень обводненности горных выработок, как в целом по шахтным полям, так и по крыльям. Здесь на ряде шахт в обводнении горных выработок принимают участие подземные воды мезокайнозойских отложений.

Величина притока воды в горные выработки шахт района зависит от особенностей геологического строения, в частности от выхода угольных пластов под обводненные бучакские пески, тектонического строения шахтного поля, нарушенности пород от площади отработанного пространства, очередности отработки угольных пластов, глубины разработки и ряда других естественных и искусственных факторов.

Шахта «Днепровская» характеризуется невысокой обводненностью. В настоящее время здесь разрабатываются два угольных пласта: C_8 и C_{10}^B , из которых только C_{10}^B имеет выход под мезокайнозойские отложения, однако отработка его ведется в настоящее время в уклонном поле шахты, поэтому гидрогеологические условия благоприятные.

На формирование химического состава подземных вод Западного Донбасса преимущественное влияние оказывает, как естественное физико-географические, геолого-структурные, гидрогеологические, так и искусственные факторы.

В зоне активного водообмена формируются преимущественно гидрокарбонатно-сульфатно-кальциево-натриевые и чисто сульфатно-натриево-кальциевые воды которые глубже переходят в сульфатно-хлоридные или сульфатно-хлоридно-натриево-кальциевые воды. Указанные, первые две, зоны получили своё развитие в условиях повышенного содержания кислорода в воде и характеризуют на рассматриваемой площади подземные воды четвертичных и неогеновых отложений.

Минерализация вод этих зон изменяется от 0,73 до 4,0 г/л. глубина распространения этих зон составляет 45 метров. Наличие их на шахтном поле подтверждается результатами гидрохимического опробования колодцев, в которых вода имеет гидрокарбонатно-сульфатно-хлоридно-кальциево-магневый состав с минерализацией 1,2 г/л и общей жесткостью 17,776 мг-экв/л. третья гидрохимическая зона гидрокарбонатно-хлоридна или хлоридно-сульфатно-натриево-кальциевых вод представлена на описываемом шахтном поле подземными водами киевско-харьковской и бучакской свит палеогена. Минерализация вод этой зоны достигает 3,6 г/л, а общая жесткость изменяется от 0,9 до 37,03 мг-экв/л. глубина её распространения равна 115 метров.

Четвёртая гидрохимическая зона хлоридно-натриевого состава на шахтном поле представлена водами в отложениях каменно-угольной системы. Эта зона характеризуется наличием восстановительной обстановки

в условиях недостатка или отсутствия кислорода и наличие её подтверждается по горным выработкам шахты и пробами воды отобранными из скважин при проведении пластоиспытаний. Воды в этой зоне хлоридно-натриевого состава с минерализацией от 2,3 до 39,5 г/л и общей жесткостью до 131,3 мг-экв/л.

В техническом отношении воды почти всех гидрохимических зон характеризуются большим количеством твердых котельных образований и вспенивающими свойствами. По отношению к металлическим конструкциям воды являются сильноагрессивными. Применение бетонов нормальной плотности в этих водах не допускается.

Тектоника.

Основными элементами тектоники, определяющими структуру шахтного поля и в некоторой степени его технические границы являются крупные тектонические нарушения: Продольный и Богдановский сбросы, а также их апофизы – сбросы «Б» и «В».

Продольный сброс служит естественной юго – восточной границей шахтного поля. Он прослеживается на значительном простирании и в юго – западной части поля примыкает к крупному Богдановскому сбросу. Простирание сброса юго – восточное, падение плоскости сместителя на юго – запад под углом 60-70° . Амплитуда вертикального смещения пород изменяется от 50 до 170м.

От Продольного сброса в сторону шахтного поля ответвляются сбросы «Б» и «В». Сброс «Б» прослеживается в юго-западной части блока №1 на протяжении 2,5км. Плоскость сбрасывателя падает на юго-юго-запад под углом 60°. Амплитуда смещения - 30м. Сброс «В» прослежен в крайней юго-восточной части поля. Простирание сброса восточное, падение плоскости сместителя южное под углом 60°. Амплитуда вертикального смещения слоев 20м. Сброс является естественной юго-восточной границей блока №2. На востоке сброс примыкает к Петровскому сбросу. Кроме, того геологоразведочными работами выявлены сбросы №№8, 9 и 10 в блоке №1,

также отцепляющиеся от Продольного сброса, имеющие протяженность до 800м и амплитуду смещения 10-12м.

Петровский сброс хорошо изучен на соседних участках (поле шахты «Западно-Донбасской» 27/35-5), на поле шахты «Днепровская» прослеживается лишь в крайней юго-восточной части (блок №2), с амплитудой до 20м и под углом 50. Петровский сброс сопровождается 2-м Петровским сбросом, расположенным севернее.

2-й Петровский сброс подсечен двумя скважинами, по которым устанавливается его довольно пологое падение (35) и амплитуда смещения 20-25м. Сброс также затухает в восточной части блока №2.

Богдановский сброс прослеживается к юго-западу от шахтного поля и служит его естественной юго-западной границей. Амплитуда смещения пород по сбору колеблется от 115 до 295м. Падение плоскости сместителя северо-восточное под углом 40°.

В Западном Донбассе три четверти общих запасов угля сосредоточено в пластах мощностью менее 1,0 м. Диаграммы распределения запасов по мощности пластов приведены на рис. 2.2 и отмечены области применения существующей выемочной техники. Диапазон мощностей колебался от 0,5 до 0,65 м.

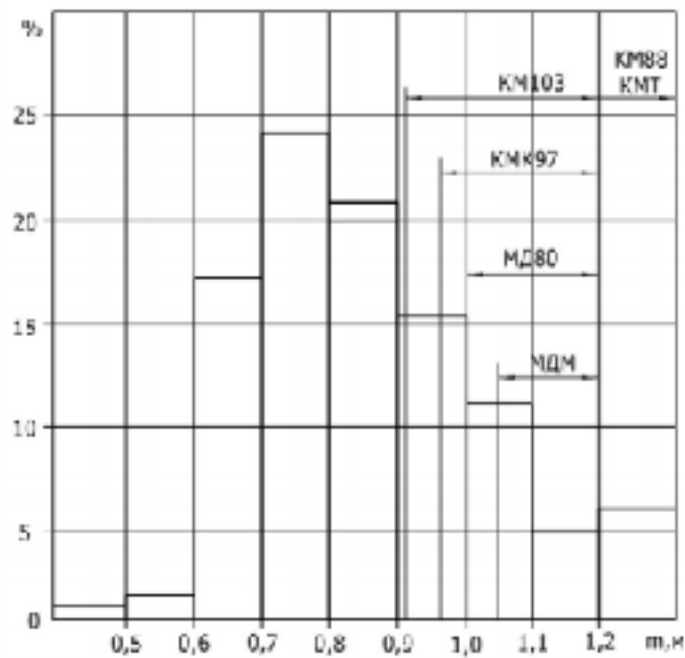


Рис. 2.2 Диаграммы распределения запасов по мощности пластов на шахтах Западного Донбасса.

Такая технология характеризуется относительно низкой производительностью и высокой трудоемкостью работ. На пластах мощностью 0,65...1,0 м широкое распространение получили механизированные комплексы КД80, КД90, КМ103 и КМК97 (с комбайнами КА80, КА90 или 1К101УД). Для устойчивой работы и обеспечения возможности обслуживания этих комплексов в условиях шахт указанных угледобывающих регионов вынимаемая мощность пласта должна быть не менее 0,90...1,05 м. Как используемые ранее, так и внедряемые комплексы нового технического уровня, в том числе и зарубежного производства типа DBT, Ostroy и др., могут обрабатывать пласты с минимальной мощностью 0,9...1,1м. При отработке угольных пластов меньшей мощности производят вынужденную пресечку боковых пород. В отдельных случаях присечки достигают 40...50 см и являются основной причиной засорения добываемого угля. В период внедрения комплексной механизации объемы горной массы, добываемой в лавах с пресечками, как и общее количество таких лав, из года

в год увеличивались. Динамика их роста, на примере шахт Западного Донбасса, показана на рис. 1.6. Здесь в 1978 г. с пресечками работало 48 лав, которые выдавали немногим более 50% общей добычи. В 1986 году их было уже 116 и выдавали они около 80% добычи объединения «Павлоградуголь». Соответственно, росла и зольность добываемой горной массы (в 1978 г. - 33,5%, в 1986 г. - 43,9%), в отдельных лавах она составляет 60 и более процентов, при пластовой 8-12%. Общее засорение угля достигло 32%, в том 17 числе около 25% за счет пресечек пород кровли или почвы пласта.[9]

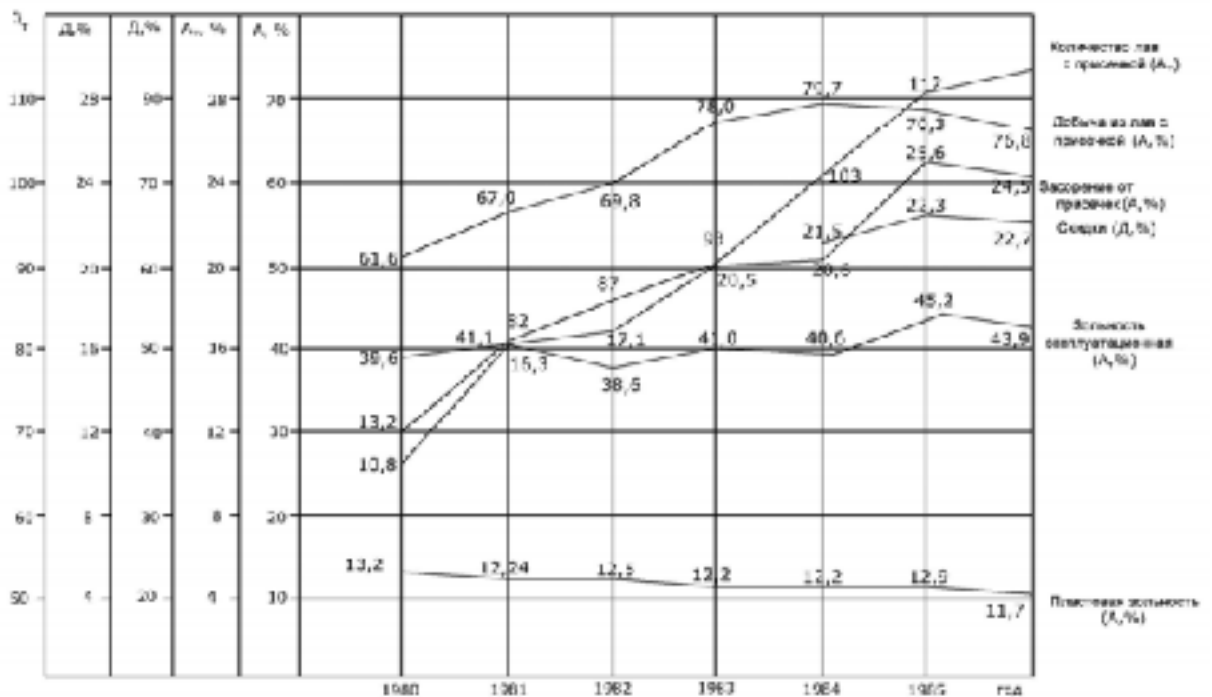


Рис. 2.3 Динамика показателей работы лав с пресечками боковых пород на шахтах Западного Донбасса при внедрении комплексной механизации.

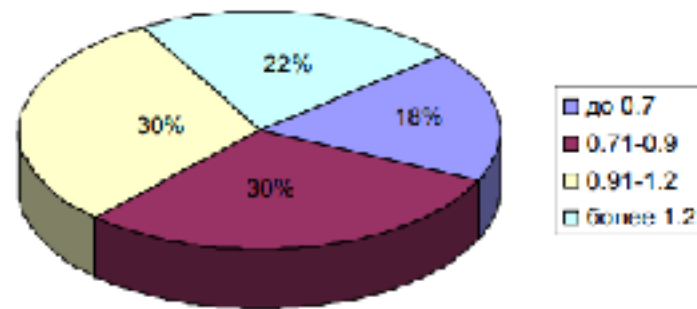
2.2 Обоснование параметров системы разработки.

На шахтах Украины в состав балансовых запасов включаются угольные пласты мощностью от 0,5 м и выше. На действующих шахтах, разрабатывающих шахтопласты с углами падения до 35°, балансовые запасы угля категории А+В+С1 составляют около 9,2 млрд. т. Из них примерно 17% сосредоточено в пластах мощностью более 1,2 м, 46% - в пластах мощностью 0,8...1,2 м и 37% - в пластах менее 0,8 м. Кроме того, около 2,6 млрд. т запасов угля отнесены к забалансовым по мощности. Таким образом, основная часть балансовых запасов угля порядка 7,6 млрд. т или 83%, сосредоточена в пластах мощностью до 1,2 м, в том числе 3,2 млрд. т (42%) в пластах мощностью менее 0,8 м. Около 90% всех балансовых запасов угля залегает в пластах с углами падения до 18°. Распределение пологонаклонных (до 35°) шахтопластов по мощности и углам падения представлено в табл. 1.1 и на рис.1. Данные табл. 2.1 и рис. 2.1 свидетельствуют, что из общего количества шахтопластов - 566 или 77,8% мощностью до 1,2 м, в том числе 129 или 17,7% - до 0,7 м., 71,2% шахтопластов имеют углы падения до 15°, из них более половины (52,7%) – до 10°. [10]

Таблица 2.3 Распределение пологонаклонных (до 35) шахтопластов Украины по углам падения и мощности.

До 0,7		Мощность пласта, м.													
		0,71-0,9				0,91-1,2				Свыше 1,2					
до 10 10-15 15-25 25-35		Угол падения пласта, град.													
		до 10 10-15 15-25 25-35	до 10 10-15 15-25 25-35	до 10 10-15 15-25 25-35	до 10 10-15 15-25 25-35	до 10 10-15 15-25 25-35	до 10 10-15 15-25 25-35	до 10 10-15 15-25 25-35	до 10 10-15 15-25 25-35	до 10 10-15 15-25 25-35	до 10 10-15 15-25 25-35	до 10 10-15 15-25 25-35			
<i>Украинский Донбасс</i>															
69	20	29	10	100	40	49	9	93	45	55	11	58	40	26	19
<i>Львовско-Волынский бассейн</i>															
1	-	-	-	18	-	-	-	17	-	-	-	19	-	-	-
<i>Всего по шахтам Украины</i>															
70	20	29	10	118	40	49	9	110	45	55	11	77	40	26	19

а)



б)

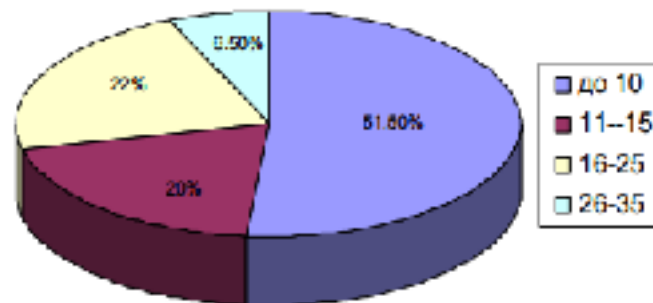


Рис. 2.4 Распределение шахтопластов Украины по мощности (а) и углам падения (б).

Проанализировав качественный и количественный состав запасов угля на шахтах Украины можно сказать, что проблема эффективной отработки тонких угольных пластов на шахтах Украины была и остается весьма актуальной. Особо остро эта проблема стоит в Западном Донбассе, где основной объем балансовых запасов угля сосредоточен в пластах мощностью менее 1 м. В данном разделе выполнено обоснование основных параметров технологии отработки тонких пологих пластов с пресечками боковых пород и разработаны принципиальные схемы селективной выемки тонких и весьма тонких угольных пластов. К исследованию приняты следующие параметры: минимальная и максимальная мощность пресечки, скорость подачи комбайна, коэффициент машинного времени, производительность комбайна, удельные энергозатраты и зольность добываемого угля. В результате получены основные параметры селективной технологии отработки тонких

угольных пластов. Проанализирована их зависимость от мощности пресекаемых пород и применяемой технологии. Основные исходные данные, характерные для условий шахт Западного Донбасса и Львовско-Волынского бассейна, приведены в табл. 2.4.[11]

Таблица 2.4 Исходные данные для параметров технологии селективной отработки пластов.

Показатели	Ед. изм.	Регион	
		Западный Донбасс	Львовско-Волынский бассейн
Мощность угольного пласта	м	0,6 - 0,8	0,7 - 0,8
Длина лавы	м	200 - 350	
Ширина захвата	м	0,7 - 0,8	
Сопротивляемость угля резанию породы	кН/м	300	200
	кН/м	200	300
Зольность угля, пластовая	%	15	
пресекаемых пород	%	90	
Плотность угля породы	т/м ³	1,4	
	т/м ³	2,5	
7. Тип механизации: комбайн конвейер	кресь	КД80, КД90, М103, ДМ, КДД и др. ИК 101 УД, К103, УКД200-250 и др. СП63, СП250, СПЦ162	

В результате разработано двенадцать принципиальных схем селективной отработки тонких и весьма тонких угольных пластов с пресечкой пород почвы или кровли. Принятый к дальнейшему рассмотрению механизированный комплекс ИКМ103 обеспечивает возможность валовой и трех вариантов селективной отработки пласта: с пресечкой пород почвы - за один и за два прохода комбайна, а также с пресечкой пород кровли - за один проход комбайна. Такие же возможности имеют и другие механизированные комплексы имеющие в своем составе мехкрёпи работающие по заряженной

схеме и очистные комбайны с разнесенными по краям корпуса шнековыми исполнительными органами.

2.3 Расчет нормативной нагрузки на очистной забой.

Согласно разделу геологическая [12] мощность пласта колеблится в пределах $m_{min} = 0,6\text{м}$, $m_{max} = 0,8$, для размещения закладочного оборудования в завальной части механизированного комплекса вынимаемая мощность пласта должна быть не менее 1,2м.

Составим условия применения комплекса за углом залегания пласта. При заданных горногеологических условиях $\alpha_{min} = 2^\circ$, $\alpha_{max} = 5^\circ$.

Применяемое оборудование:

Секция крепи с обратной консолью на базе концевых комплектов

Комбайн УКД 200-250 с диаметром шнека 0,6м

Конвейер

Угловой перегружатель

Таблица 2.5 Технические характеристики комбайна УКД 200-250

Параметр	Значение
Применяемость по вынимаемой мощности пласта, м	0,85-1,3
Производительность, т/мин:	
- при сопротивляемости угля резанию 120 кН/м	5,5
- при сопротивляемости угля резанию 240 кН/м	4,4
- при сопротивляемости угля резанию 360 кН/м	3,3
Сумарная номинальная мощность приводов, кВт	330
в т.ч.: привода исполнительных органов в режиме S1	220
привода вынесенной системы подачи	2x55
Номинальное напряжение, В	600, 1140
Максимальная рабочая скорость подачи, м/мин, не менее	5,0
Максимальное тяговое усилие системы подачи, кН, не менее	200
Габаритные размеры:	
- длина по осям шнеков, мм	5863
- ширина, мм	1930
- высота по корпусу в зоне крепи, мм	615
Масса, т, не более	14,4

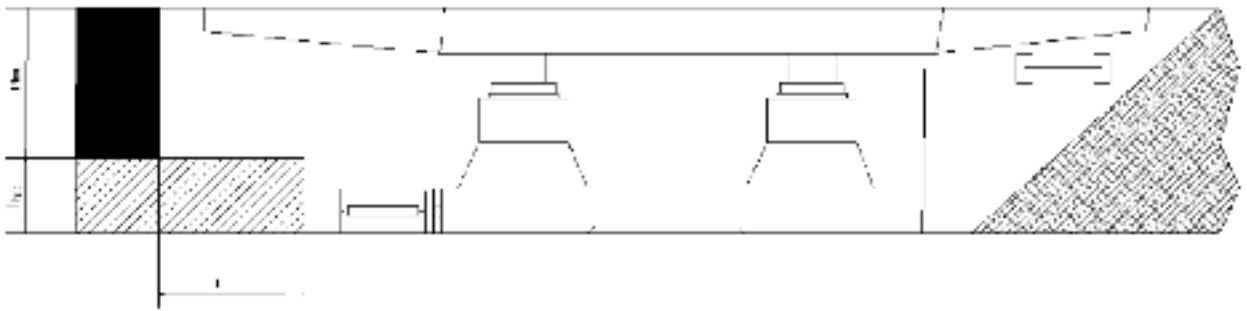


Рис. 2.5 секция крени

Производительность комбайна УКД 200-250 определяется за формулой

$$Q = V_n m_p r \gamma, \text{ т/мин.} \quad (2.1)$$

где: V_n - скорость подачи комбайна, м/мин;
 m_p - мощность пласта, м;
 r - ширина захвата комбайна, м;
 γ - плотность угля, т/м³.

$$Q = 1,7 * 0,6 * 0,8 * 1,45 = 1,18 \text{ т/мин.}$$

Скорость подачи комбайна по сопротивлению угля резанию, м/мин.

$$V_n^k = \frac{N_{уст}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma}, \text{ м/мин.} \quad (2.2)$$

где: $N_{уст}$ - сталая мощность двигателя, кВт;
 H_w - энергозатраты на разрушение угля, кВт*год/т;
 m - мощность пласта, что вынимается, м;
 r - ширина захвата комбайна, м;
 γ - средневзвешенная плотность угля, т/м³;

$$V_n^k = \frac{231}{60 \cdot 0,7712 \cdot 0,6 \cdot 0,8 \cdot 1,45} = 9,96 \text{ м/мин.}$$

Мощность двигателя рассчитывается по формуле

$$N_{\text{уст}} = (0,7-0,9) N_{\text{пасп}}, \text{ кВт} \quad (2.3)$$

где: $N_{\text{пасп}}$ – паспортная мощность двигателя.

$$N_{\text{уст}} = 0,7 \cdot 330 = 231 \text{ кВт}$$

Энергозатраты на разрушение угля, кВт*час/т

$$H_w = 0,00185 A_p (0,77 + 0,008R) \quad (2.4)$$

где: A_p – сопротивление угля резанию, кН/м.;

R – показатель разрушения пласта. Для вязкого угля $R = 0,25 A_p$, для хрупкого – $R = 0,15 A_p$, для весьма хрупкого – $R = 0,09 A_p$.

$$H_w = 0,00185 \cdot 250 (0,77 + 0,008 \cdot 0,15) = 0,7712 \text{ кВт*час/т}$$

Скорость подачи комбайна по сопротивлению породного уступа резанию, м/мин.

$$V_n^k = \frac{N_{\text{уст}}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma}, \text{ м/мин.} \quad (2.2)$$

где: $N_{\text{уст}}$ – сталая мощность двигателя, кВт;

H_w – энергозатраты на разрушение угля, кВт*год/т;

m – мощность пласта, что вынимается, м;

$г$ – ширина захвата комбайна, м;

γ – средневзвешенная плотность угля, т/м³;

$$V_n^k = \frac{231}{60 \cdot 0,7712 \cdot 0,6 \cdot 0,8 \cdot 1,45} = 7,17 \text{ м/мин.}$$

Мощность двигателя рассчитывается по формуле

$$N_{уст} = (0,7-0,9) N_{пасп}, \text{ кВт} \quad (2.3)$$

где: $N_{пасп}$ – паспортная мощность двигателя.

$$N_{уст} = 0,7 \cdot 330 = 231 \text{ кВт}$$

Энергозатраты на разрушение угля, кВт*час/т

$$H_w = 0,00185 A_p (0,77 + 0,008R) \quad (2.4)$$

где: A_p – сопротивление угля резанию, кН/м.;

R – показатель разрушения пласта. Для вязкого угля $R = 0,25 A_p$, для хрупкого – $R = 0,15 A_p$, для весьма хрупкого – $R = 0,09 A_p$.

$$H_w = 0,00185 \cdot 250 (0,77 + 0,008 \cdot 0,15) = 0,7712 \text{ кВт*час/т}$$

Скорость подачи комбайна по газовому фактору, м/мин.

$$V_n^z = \frac{0,6 \cdot v \cdot m_{мин} \cdot b \cdot \varphi \cdot d \cdot k_{ст}}{q \cdot r \cdot m_{пол} \cdot \gamma \cdot k_v}, \text{ м/мин.} \quad (2.5)$$

где: $v = 4 \text{ м/с}$ - допустимая за ПБ (§161) скорость движения воздуха в лаве;
 $m_{\text{мин}}$ - мощность пласта, что вынимается, м;
 γ - плотность угля, т/м^3 ;
 b - ширина призабойного пространства лавы, м;
 φ - коэффициент сужения воздушной струи ($\varphi = 0,7 \dots 0,9$);
 $d = 1\%$ - допустимое за ПБ (§194) содержание метана в исходящей струе;

$k_{\text{от}}$ - коэффициент, что учитывает движение части воздуха по отработанному пространству. Для лав, что обрабатывают с полным обрушением коэффициент $k_{\text{от}} = 1,2 - 1,3$;

q - метаноемкость пласта, $\text{м}^3/\text{т}$;

r - ширина захвата комбайна, м;

$m_{\text{геол}}$ - геологическая мощность пласта, м;

$k_{\text{н}}$ - коэффициент неравномерности выделения метана в лаву. При добычи каменного угля $k_{\text{н}} = 1,4$, при добычи антрацитов - $k_{\text{н}} = 1,6$.

$$V'_v = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1,2 \cdot 3,43 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1,3}{6 \cdot 0,8 \cdot 0,6 \cdot 1,45 \cdot 1,4} = 1,7 \text{ м/мин.}$$

Скорость крепления лавы, м/мин

$$V_{\text{кр}} = \frac{b_{\text{кр}}}{\sum t_{\text{кр}}}, \text{ м/мин.} \quad (2.6)$$

где: $b_{\text{кр}}$ - шаг установки секции крепи, м;

$\sum t_{\text{кр}}$ - продолжительность цикла передвижки крепи, мин.

$$V_{\text{кр}} = \frac{1,266}{0,29} = 4,36 \text{ м/мин.}$$

Для механизированной крепи

$$\sum t_{\text{кр}} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 \quad (2.7)$$

где: t_1 – время на передвижение рабочего от секции к секции и осмотр кровли, (0,06-0,08 мин.);

t_2 – время на зачистку секции крепления перед передвижкой, (0,08-0,8 мин.) (если $t_2 > 0,5$ мин, то на зачистку секции нужно ставить отдельного рабочего);

t_3 – время на разгрузку секции крепи, (0,05-0,07 мин.);

t_4 – время на передвижку секции крепи, (0,05-0,08 мин.);

t_5 – время на распирание секций (0,05-0,07 мин).

$$\sum t_{\text{кр}} = 0,06 + 0,08 + 0,05 + 0,05 + 0,05 = 0,29$$

Из трех полученных величин самая низкая скорость подачи комбайна – 1,7 м/мин – по газовому фактору. Принимаем коэффициент дегазации 2. Тогда скорость подачи комбайна по газовому фактору составит

$$2 * 1,7 = 3,4 \text{ м/мин}$$

Продолжительность цикла выемки угля комбайна определяется по формуле

$$t_y = (t_o + t_s) \cdot \sum k + t_s \cdot \sum k + t_k, \text{ мин.} \quad (2.8)$$

где: t_o – «чистый» время выемки угля комбайном, мин.

$$t_y = (51,7 + 26,1) \cdot 1,39 + 60 \cdot 1,39 + 12,72 = 204,2 \text{ мин.}$$

$$t_o = \frac{l_s - \sum l_n}{V_n} \quad (2.9)$$

где: l_s – длина лавы, м;

$\sum l_n$ – суммарная длина ниш, м;

V_n – рабочая скорость подачи комбайна, м/мин;

t_o – продолжительность исполнения сопутствующих выемке вспомогательных операций тривалість, мин.

$$t_o = \frac{300}{5,8} = 51,7, \text{ мин.}$$

Для узкозахватных комбайнов

$$t_o = 0,087(l_s - \sum l_n), \text{ мин.} \quad (2.10)$$

$$t_o = 0,087(300 - 0) = 26,1 \text{ мин.}$$

ΣK – сумма коэффициентов для расчета времени цикла

$$\sum k = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \quad (2.11)$$

где: k_1, \dots, k_4 – коэффициенты для расчета времени цикла;

k_1 – коэффициент отдыха ($k_1=1,05 \dots 1,15$);

k_2 – коэффициент, что учитывает степень обводненности лавы ($k_2=1$ и $1,1$ соответственно, при сухой и обводненной);

k_3 – коэффициент, что учитывает категорию кровли. При категориях кровли Б₅ и Б₄ $k_3=1$; при Б₃ $k_3=1,1$; при Б₂ и Б₁ $k_3=1,2$;

k_d – коэффициент, что учитывает угол падения пласта, $k_d=1$ при $\alpha = 0...50^\circ$; $k_d = 1,05$ при $\alpha = 6...10^\circ$; $k_d = 1,1$ при $\alpha = 11...15^\circ$; $k_d = 1,2$ при $\alpha = 16...20^\circ$

t_3 – время движения комбайна при зачистке лавы, мин.

$$\sum k = 1,1 \cdot 1,1 \cdot 1,1 \cdot 1,05 = 1,39$$

$$t_3 = \frac{l_k - \sum l_m}{V_{\text{скор.дв.ком.}}} \quad (2.12)$$

$V_{\text{скор.дв.ком.}}$ – скорость движения комбайна при выемке породного уступа, м/мин.;

$V_3=4...6...6$ м/мин., принимается по технической характеристики комбайна. При челноковой схеме выемки $t_3=0$;

t_k – время на исполнение конечных операций, мин.

$$t_k = \frac{300}{5} = 60$$

Для узкозахватного комбайна с самозорубкой косых заездов t_k рассчитываются по формуле

$$t_k = \frac{(2l_k + l_{\text{изг.ком}}) \cdot 2}{V_n}, \text{ мин.} \quad (2.13)$$

где: l_k – длина корпуса комбайна, м;

$l_{\text{изг.ком}}$ – длина изгиба конвейера. Принимается 15 м;

V_n – принятая скорость движения комбайна, м/мин.

$$t_x = \frac{(2 * 8,4 + 15) \cdot 2}{5} = 12,72 \text{ мин.}$$

Количество циклов $n_{ц}$ рассчитываются по формуле

$$n_{ц} = \frac{t_{сут} - t_{рем} - t_{п.в.} - (t_{п.з.} + t_{м.л.}) \cdot n}{t_{ц}} \quad (2.14)$$

где: $t_{сут} = 1440$ мин. – продолжительность суток;

$t_{рем} = 360$ мин. – продолжительность ремонтной смены;

$t_{п.в.}$ – продолжительность работ из предупреждения случайных выбросов угля и газа, мин. Как правило, на исполнение этих мероприятий выделяется одна смена;

$t_{п.з.}$ – продолжительность подготовительных и заключительных операций в смене, $t_{п.з.} = 10...15$ мин;

$t_{м.л.}$ – продолжительность технологических перерывов в смене, которые не перекрываются другими процессами. Принимается 25...30 мин.;

n – число смен из добычи угля. На безопасных по выбросам пластах, как правило, принимаются три смены по шесть часов каждая.

$$n_{ц} = \frac{1440 - 360 - 0 - (15 + 0) \cdot 3}{204,2} = 5,06$$

Принимаем $n_{ц} = 5$.

Корректируем время цикла

$$t'_{ц} = \frac{1035}{5} = 207 \text{ мин.}$$

Разница между скорректированным и рассчитанным временем составляет $207-204,2=2,8$ хв. Эту величину нужно прибавить к рассчитанному времени циклу. Распределяем 2,8 мин так, что-бы получились целые числа. Тогда

$$t'_q = 110 + 85 + 12 = 207 \text{ мин.}$$

Нагруженность на очистной забой рассчитывают по формуле

$$Q_{\text{max}}^{\text{комб}} = m_{\text{выт}} \cdot l_3 \cdot r \cdot \gamma \cdot n_q, \text{ т/сутки} \quad (2.15)$$

ГДЕ: $m_{\text{выт}}$ – мощность пласта, что вынимается, м;

l_3 – длинна лавы, м;

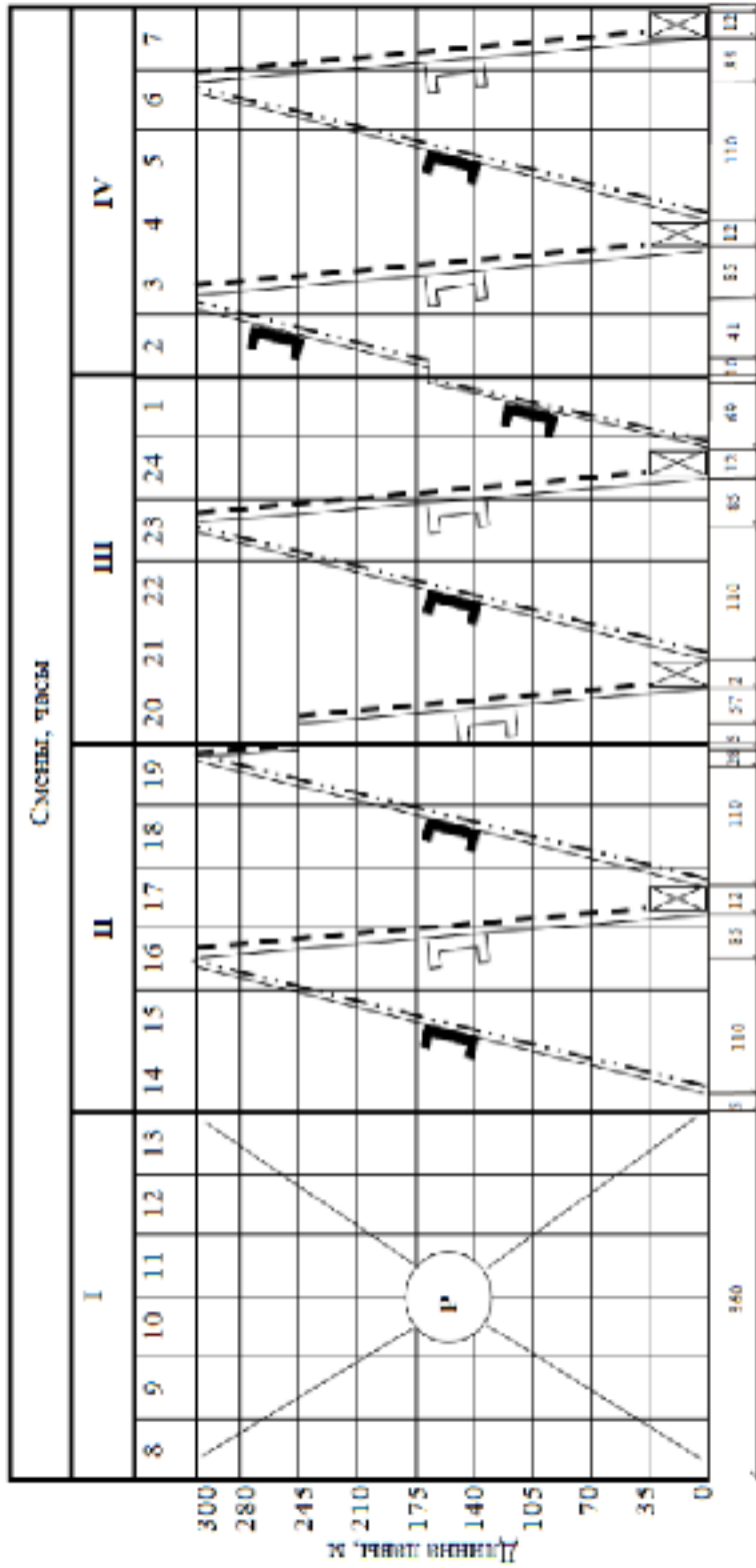
r – ширина захвата комбайна, м;

γ – плотность пласта, т/м³;

n_q – количество циклов на сутки.

$$Q_{\text{max}}^{\text{комб}} = 0,6 \cdot 300 \cdot 0,8 \cdot 1,45 \cdot 5 = 1024 \text{ т/сутки}$$

ПЛАНОГРАММА РАБОТ



- Р** Ремонтная смена **Время выполнения рабочих процессов, мин**
- Перевозка секций креша **Условные обозначения**
- Перевозка конвейера **Выемка угля комбайном;**
- — — — — Перевозка секций креша **Выемка породного уступу;**
- — — — — Перевозка конвейера **Концевые операции.**

2.4 Организация работ в очистном забое.

При отдельной выемке угля в лаве работу ведут комплексные бригады, выполняющие все производственные процессы цикла. В связи с сокращением числа работающих значимость каждого члена бригады неизмеримо возросла. Поэтому для успешной работы комплексной бригады очень важно, чтобы любой ее член не только обладал достаточным диапазоном профессиональных знаний и навыков, но и мог вовремя применить их на практике, имел высокий общеобразовательный уровень. Добыча угля производится в три смены, в бригаде 78 чел. [13]

Бригада разделена на пять звеньев (добычные), которые состоят из 14 чел. В ремонтную смену дополнительно выходят 8 электрослесарей и 12 рабочих очистного забоя. Сменное звено возглавляет звеньевой. Бригадир, как правило, выходит в первую смену. В ремонтные часы машинист комбайна с помощником и двумя электрослесарями производят профилактический осмотр, ремонт и смазку комбайна. Семь электрослесарей регулируют общеучастковые механизмы и электроаппаратуру. Семь горнорабочих заняты ремонтом гидрокрепи и маслостанции, два— проверкой цепей конвейеров. Два человека переносят камерные рамы и крепят сопряжения лавы с вентиляционным штреком. Трое рабочих погашают вентиляционный штрек, извлекают металлическую арочную крепь, сокращают газоотсасывающий трубопровод и возводят чураковую перемычку. За 1 ч до конца смены все механизмы опробуются под нагрузкой. В воскресные дни рабочие одной смены постоянно производят планово-предупредительный осмотр и ремонт оборудования, сокращают длину ленточного конвейера, заменяют отдельные узлы, производят ревизию электрооборудования и электро-аппаратуры.

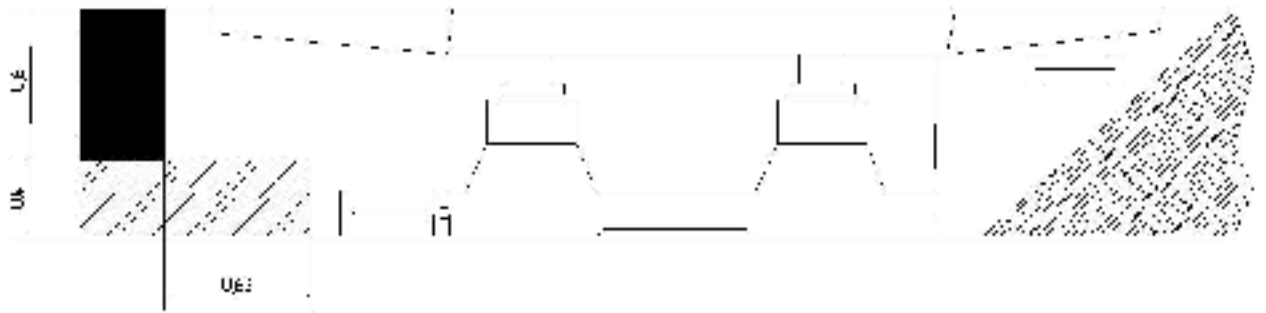


Рис. 2.6. Секция крепи.

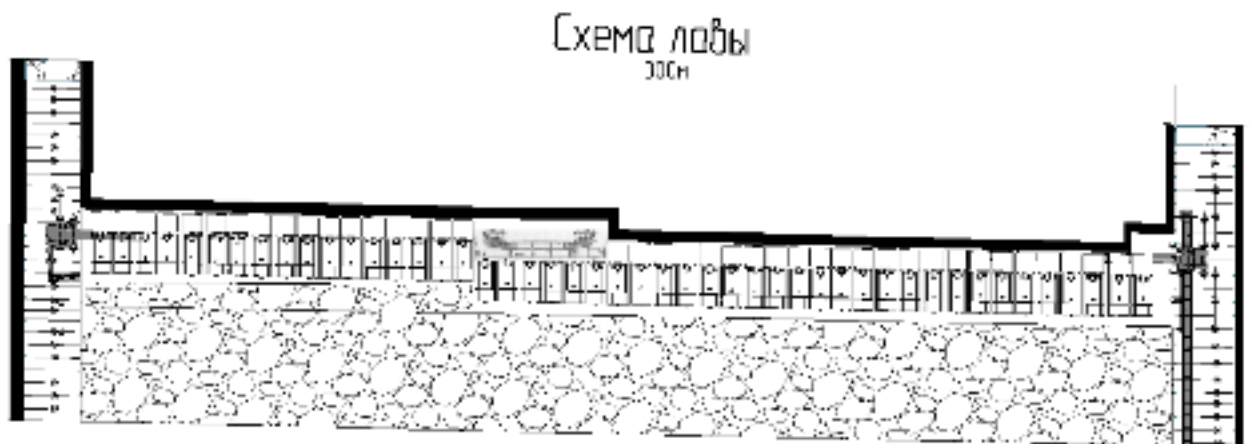


Рис. 2.7. Схема лавы.

Для имитации технологии отдельной выемки угля была построена имитационная модель в САПР Автокад (рис. 2.8 – рис. 2.13).

При этой системе часть пласта до начала очистных работ оконтуривается подготовительными выработками, в результате чего образуются столбы – по простиранию, по падению (восстанию), диагональные столбы и нарезается столб угля длиной 1-3км, ширина столба – 100-300м.

В монтажной камере монтируют механизированный комплекс и начинают отработку столба обратным ходом. В это же время ведется подготовка следующей лавы в нижележащем ярусе.



Рис. 2.8 Механизированный комплекс

В начале комбайнер снимает стружку угля,

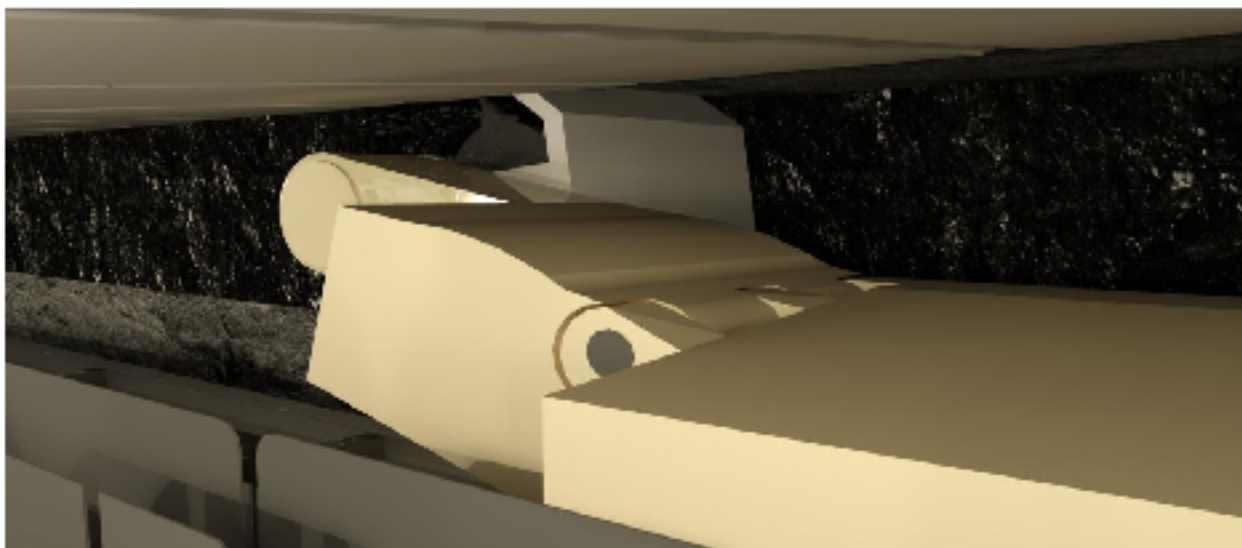


Рис. 2.9 Выемка стружки угольного пласта

после чего весь добытый уголь скачивают и от очистного забоя транспортируют по конвейерному штреку, затем по бремсбергу до погрузочного пункта на откаточном штреке и производят передвижку конвейера и секций.

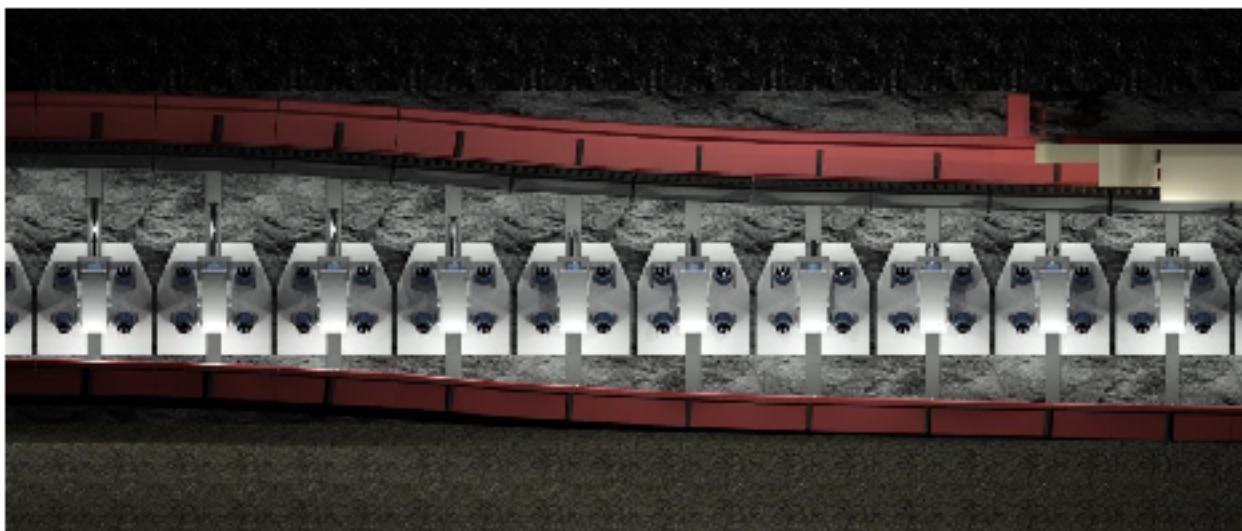


Рис. 2.10 Задвижка секций

После чего комбайн зарубывают и обратным ходом снимают породный уступ

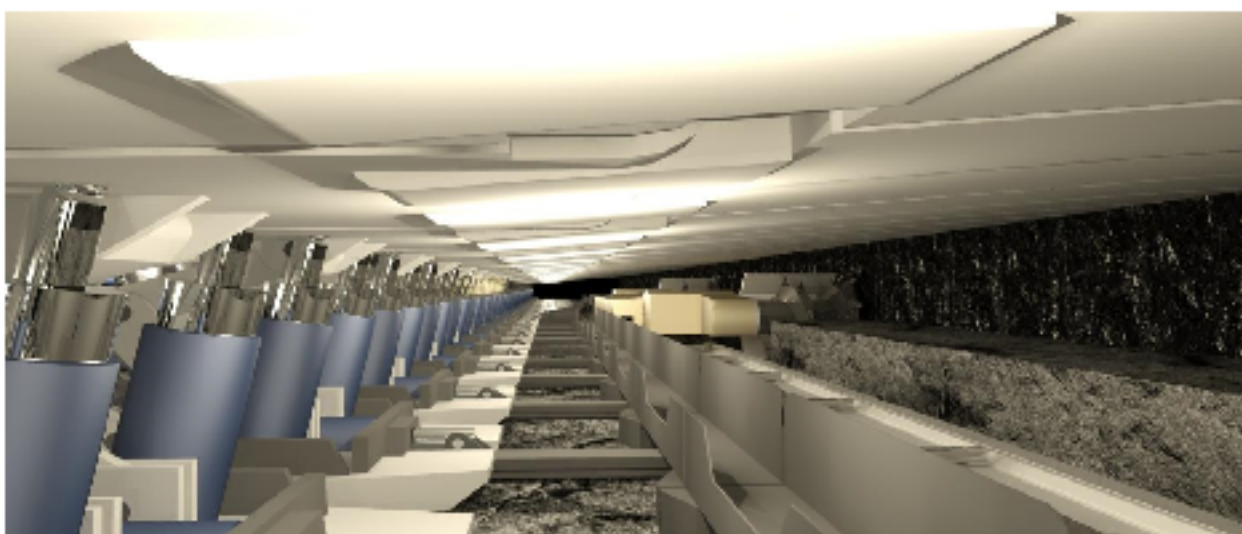


Рис. 2.11 Выемка породного уступа

после выемки которого по второму конвейеру породу доставляют в выработанное пространство

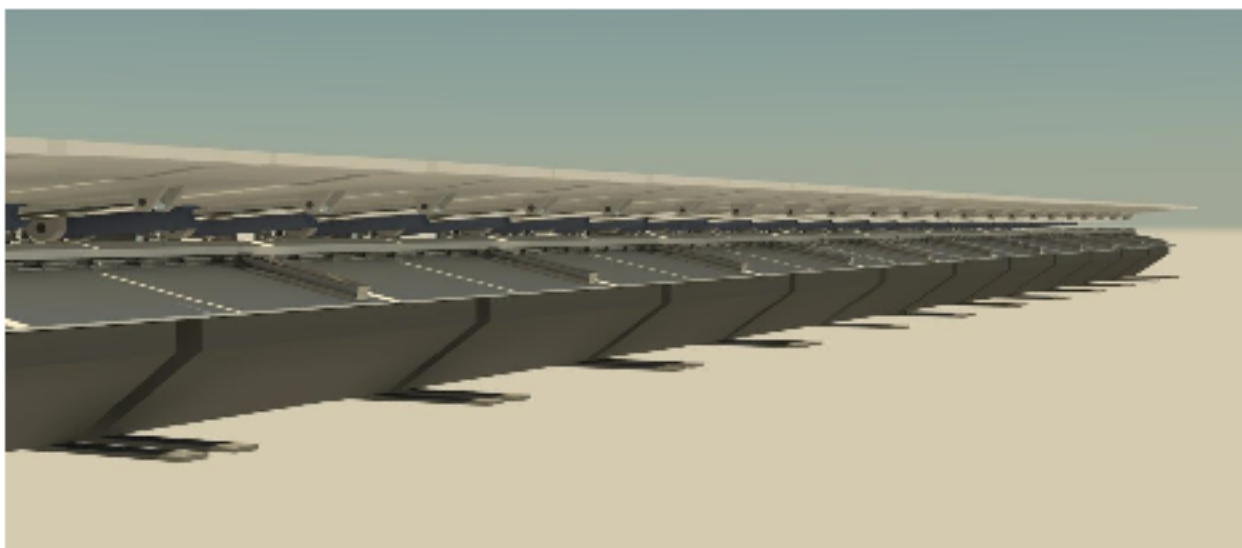


Рис. 2.12 Конвейер для закладки присекаемой породы



Рис. 2.13 Закладка присекаемой породы

где и происходит закладка.

Свежий воздух в очистной забой подают с откаточного штрека по ходкам и конвейерным штрекам. Исходящая струя по вентиляционному штреку поступает в ходки и далее на вентиляционный горизонт шахты или по шурфу на поверхность.

2.5 Зольность добываемого угля.

Промышленных запасов угля в Украине достаточно для работы горных предприятий в течение 150 – 200 лет при ежегодной добыче около 100 млн. т. Большая часть этих запасов (около 70 %) сосредоточена в пластах мощностью 0,55 – 0,9 м. Остро эта проблема стоит на шахтах Западного Донбасса, где запасы в пластах мощностью 0,55 – 0,9 м составляют 51%, а на некоторых шахтах значительно превышают эту величину и достигает 80 %. Большинство действующих лав на шахтах Западного Донбасса отрабатывают пласты мощностью менее 1 м, поэтому практически все очистные забои ведут добычу с пресечкой боковых пород. На сегодняшний день величина пресечки боковых пород составляет от 5 – 10 см до 30 – 40 см. Такая добыча приводит к засорению добываемого угля породой до 40%. [14]

Таким образом, требования к зольности низкометаморфизованных, а значит малокалорийных углей (бурые, длиннопламенные), должны быть более жесткими, чем к зольности высокометаморфизованных (тощие, антрациты). В практике используется, в основном, два показателя зольности: отнесенные к абсолютно сухому топливу (A_d) и к рабочему его состоянию, т.е. при фактической его влажности (A_d). [15]

Однако следует отметить, что определяющую роль в формировании качества добычи все же играет не мощность пресечки, а принятая технология отработки пласта. Так, если при валовой выемке увеличение пресечки на 1 см приводит к дополнительному засорению добываемого угля на 0,4-1,2%, то при отдельной выемке за один проход комбайна - только на 0,1-0,2%, а при

раздельной выемке за два прохода комбайна засорения от присечки практически не происходит. На зольность добываемого угля кроме рассмотренных выше факторов влияет также мощность угольного пласта, чем она меньше, тем естественно, большее засорение угля присекаемой породой происходит в процессе его добычи. Причем интенсивность этого процесса зависит от принятой схемы отработки пласта. Так, при валовой выемке она в два раза выше, чем при раздельной за один проход комбайна и в четыре раза выше, чем при раздельной выемке за два прохода комбайна. Переход с валовой отработки пластов с пресечками боковых пород на селективную их отработку позволит существенно, в два и более раза, улучшить качество добываемого угля. [16]

Разработка тонких угольных пластов с использованием селективной технологии имеет ряд преимуществ:

1. Применение селективной отработки пласта позволяет существенно (с 44 до 15 – 18 %) уменьшить зольность добываемого угля.
2. Закладка выработанного пространства снижает горное давление на механизированную крепь, что создает более благоприятные условия ее работы.
3. За счет возведения бутовой околоштрековой полосы деформации прилегающей к лаве выработки снижаются в 1,5 – 2 раза, что создаёт условия для её повторного использования.
4. За счет закладки выработанного пространства уменьшается конвергенция боковых пород в лаве и существенно снижается вывалообразование в рабочем пространстве.
5. Опускания земной поверхности при полной закладке выработанного пространства уменьшаются более чем в два раза. [17]

Выводы

1. Была рассмотрена горно-геологическая характеристика шахты «Днепровская». В Западном Донбассе три четверти общих запасов угля сосредоточено в пластах мощностью менее 1,0 м.

2. В результате рассмотрения параметров системы разработки было разработано двенадцать принципиальных схем селективной отработки тонких и весьма тонких угольных пластов с пресечкой пород почвы или кровли. Принятый к дальнейшему рассмотрению механизированный комплекс 1КМ103 который обеспечивает возможность валовой и трех вариантов селективной отработки пласта: с пресечкой пород почвы - за один и за два прохода комбайна, а также с пресечкой пород кровли - за один проход комбайна.

3. Был проведен расчет нормативной нагрузки на очистной забой который равняется 1024 т/сут и построена планограмма работ.

4. Была симитирована технология раздельной выемки угля с использованием САПР Автокад (рис. 2.8 – рис. 2.13).

5. Выявлено, что применение селективной отработки пласта позволяет существенно (с 44 до 15 – 18 %) уменьшить зольность добываемого угля.

РАЗДЕЛ 3: ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ВЕСЬМА ТОНКИХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ “ДНЕПРОВСКАЯ”ПАТ”ДТЭК ПАВЛОГРАДУГОЛЬ”

3.1 Размещение пресекаемых пород в выработанном пространстве лавы и построение графика зависимости.

Нам известны мощность выемки, высота закладки, коэффициент разрыхления.

$$m_{\text{выемки}} = 1,2 \text{ м.}$$

$$h_{\text{зак.}} = 1,0 \text{ м.}$$

$$K_p = 1,2$$

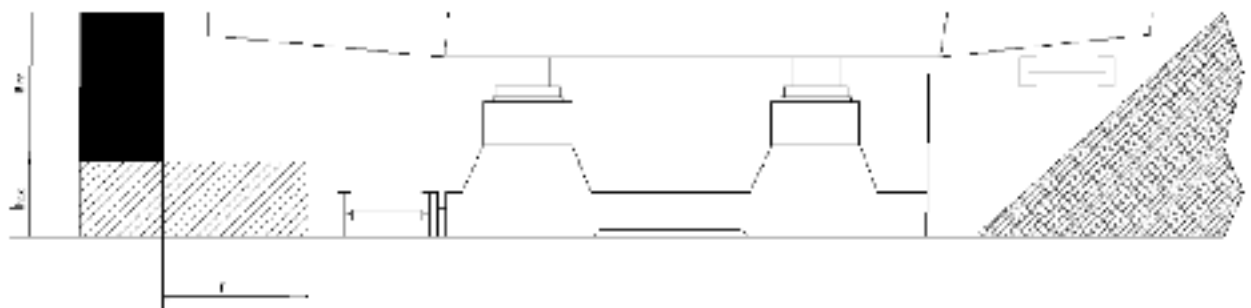


Рис. 3.1 Секция крепи

При отработке пластов менее 0,8 м. необходимо брать пресечку породы. После снятия одной стружки у нас остается пространство в которое нам и нужно разместить отработанный породный уступ. Но с учетом проседания наша высота закладки разница между полной мощностью выемки приблизительно на 10 %.

Рассчитываем максимальный объем породы который можно разместить в выработанном пространстве.

$$V = h_{\text{зак.}} * r * l \quad (2.16)$$

где: r – ширина захвата комбайна;

l – длина лавы.

$$V = 1 * 0,63 * 300 = 189 \text{ м}^3$$

Соответственно значение превышающее или намного меньшее от полученного нам не подходит.

Производим подсчеты для мощностей пластов от 0,45 м. до 0,7 м. Берем интервал через 0,05 м. (0,45; 0,5; 0,55; 0,6; 0,65; 0,7).

Высота пресечки будет равна соответственно 0,75; 0,7; 0,65; 0,6; 0,55; 0,5.

Производим расчет высоты закладки учитывая коэффициент разрыхления:

$$h_{\text{зак.}} = h_{\text{прис.}} * K_p \quad (2.17)$$

$$h_{\text{зак(1)}} = 0,7 * 1,2 = 0,84$$

$$h_{\text{зак(2)}} = 0,65 * 1,2 = 0,78$$

$$h_{\text{зак(3)}} = 0,6 * 1,2 = 0,72$$

$$h_{\text{зак(4)}} = 0,55 * 1,2 = 0,66$$

$$h_{\text{зак(5)}} = 0,5 * 1,2 = 0,6$$

$$h_{\text{зак(6)}} = 0,45 * 1,2 = 0,54$$

$$h_{\text{зак.}} = m_{\text{пл.}} * 1,4$$

Соответственно мы можем посчитать объемы породы которые мы получим после отработки породного уступа. Подсчет вы делаем по формуле 2.16. Они будут равны:

$$V_1=158,76 \text{ м}^3$$

$$V_2=147,42 \text{ м}^3$$

$$V_3=136,08 \text{ м}^3$$

$$V_4=124,74 \text{ м}^3$$

$$V_5=113,4 \text{ м}^3$$

$$V_6=102,06 \text{ м}^3$$

Как мы можем наблюдать из данной выборки нам подходят все значения. Но наиболее подходящей является самое, так как мы можем заполнить почти все пространство в связи с чем проседания которые все таки будут происходить не существенно повлияют на окружающую среду. Так и наоборот последнее значение нам не сильно подходит так как разница между максимальным и рассчитанным объемами слишком велика и это будет не рентабельно.

Соответственно мы получаем что высота закладки должна быть в 1,4 раза больше от мощности пласта.

$$h_{\text{зак.}} = m_{\text{пл.}} \cdot 1,4$$

Далее мы строим график зависимости высоты присечки от высоты закладки:

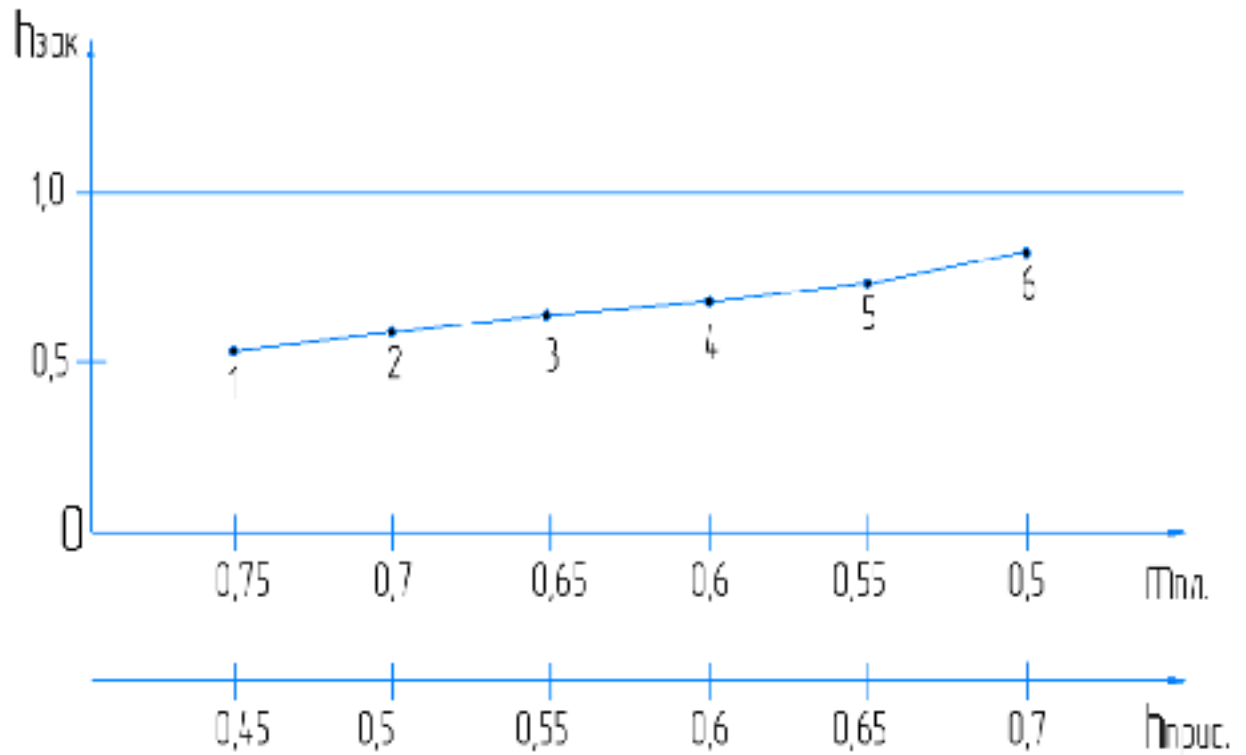


Рис. 3.2 График зависимости высоты присечки от высоты закладки

$$h_{зак.} = 0,06 h_{прис.} + 0,48$$

В результате проведенного исследования и подсчетов мы получаем зависимость того на сколько высота пресекаемой породы с учетом коэффициента разрыхления влияет на высоту закладки.

3.2 Экономическая оценка принятого решения. Расчет общешахтных экономических показателей.

Объем финансирования и срок выполнения работ

Срок исполнения до слитно-промышленной проверки - 3 года. Объем финансирования разработки выемочно-закладочного оборудования - 50 - 60 млн. грн. [18]

Расчет показателей рентабельности шахты

Общий уровень рентабельности производства по проекту

$$R_0 = \frac{P_{пр.} D_{з.пр.}}{\Phi_{осн} + C_{ос}} 100\% = \frac{168,11 * 1500000_{з.пр.}}{371000000 + 32680000} 100\% = 6\%$$

где $\Phi_{осн}$ – балансовая стоимость основных фондов шахты по проекту, млн.грн;

$$\Phi_{осн} = \Phi_{осн.ф} + K_{ис} = 356 + 15 = 371, \text{ млн.грн}$$

$\Phi_{осн.ф}$ – фактическая балансовая стоимость основных фондов шахты, млн.грн

$C_{ос}$ – стоимость нормируемых оборотных средств шахты по проекту, млн.грн

$$C_{ос} = 0,08 \Phi_{осн} = 0,08 * 356 = 32,68, \text{ млн.грн}$$

Норма рентабельности продукции по проекту

$$R_{п} = \frac{P'_{пр}}{S'_{пр}} 100\% = \frac{16,11}{67,31} 100\% = 24\%$$

Основные технико-экономические показатели работы шахты сводятся в итоговую таблицу.

Таблица 3.1

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

№	Наименование	Ед. измерения	2018 год	
			всего	ср. мес.
1	<i>Загальний видобуток:</i>	<i>т.т.</i>	<i>6898,8</i>	<i>574,9</i>
	- очисний видобуток	т.т.	5334,3	444,5
	- підготовчий видобуток	т.т.	1564,5	130,4
2	<i>Середньодобовий видобуток</i>	<i>тонн</i>	<i>19045</i>	<i>19045</i>
3	Зольність відгруженого рядового вугілля	%	43,1	43,1
4	Середньодіюча очисна лінія вибою	м	2412	2412
5	Середньодіюча кількість очисних вибоїв	заб	8,8	8,8
6	Середньомісячне посування лінії очисного вибою	м/міс	72,9	72,9
7	<i>Навантаження на</i>	<i>т/доб</i>	<i>1658</i>	<i>1658</i>

	<i>очисного вибою</i>			
8	<i>Проведення підг. виробок усього</i>	м	28630	2386
	в т.ч. бригади шахти	м	22222	1852
9	Мех. проведення гірничих виробок	м	22098	1842
	в т.ч. комбайнами	м	18312	1526
10	Рівень мех. проведення	%	99,4	99,4
	в т.ч. комбайнами	%	82,4	82,4
11	Проведення підготовчих виробок на 1 т видобутку	м	4,2	4,2
12	<i>Швидкість проведення виробок бригадами шахти</i>	<i>м/міс</i>	<i>84,5</i>	<i>84,5</i>
13	Продуктивність праці робітників по видобутку	т/міс	70,4	70,4
14	Продуктивність праці ГРОВ	т/міс	112,0	112,0
15	Продуктивність праці прохідника	м/міс	2,0	2,0
16	<i>Чисельність персоналу - усього</i>	<i>чол.</i>	<i>8282</i>	<i>8282</i>
	в т.ч. ППП	чол.	7405	7405

	робітники по видобутку	чол.	6315	6315
	з них: ГРОВ	чол.	1164	1164
	прохідники	чол.	923	923
17	Обсяг готової вугільної продукції	т.т.	6899,3	575
18	Обсяг готової вугільної продукції	тис.грн	3556243,2	296354
19	Обсяг товарної вугільної продукції	т.т.	6899,3	575
20	Обсяг товарної вугільної продукції	тис.грн	3556243,2	296354
21	Ціна 1 т товарної вугільної продукції	грн.	1804,075	1804,075
22	Собівартість 1 т готової вугільної продукції	грн.	1653,435	1653,435

Так при суточній добыче 1024 т/сутки, оптової цене на уголь 2 510,31 грн/т и плановой себестоимости добычи угля 1653,435 грн/т прибыль составит

$$\Pi = 1024 * 2510,31 - 1024 * 1653,435 = 877440 \text{ грн/сут}$$

Экономический эффект от снижения зольности угля на 1 % составит

$$\Pi = 2510,31 * 1024 * (18,8 - 17,8) * 2,5 = 6426393,6 \text{ грн/сут}$$

Поэтому как мы можем видеть селективная выемка является довольно эффективной так как понижение зольности угля всего лишь на 1% увеличивает нашу прибыль в 7 раз, что в процентном соотношении дает нам прирост на 73%. [19]

Поэтому переход на селективную технологию позволит:

- снизить себестоимость добычи угля на 10-13%.
- дополнительно изъять из недр более 340 млн тонн угля (только по ПАО «ДТЭК Павлоградуголь»).

Формирование новой философии добычи угля:

- порода остается в шахте.
- уголь с зольностью до 18% без обогащения отправляется потребителю.

Теплота сгорания угля, что выдается из шахты, повышается на 30% - с 4000 до 5760 ккал / кг.

Уменьшаются расходы на поддержание горных выработок, создаются условия для повторного их использования.

Отрабатывание запасов некондиционной мощности, что позволит увеличить срок службы шахт.

[20]

ВЫВОДЫ

1. Было изучено размещение пресекаемых пород в выработанном пространстве лавы и построен график зависимости.

2. Приведена экономическая оценка принятого решения и общешахтных экономических показателей.

РАЗДЕЛ 4: ОХРАНА ТРУДА

4.1. Анализ потенциальных вредных и опасных производственных факторов проектируемых работ. Вредные производственные факторы.

Климатические УСЛОВИЯ – температура воздуха в шахте колеблется от 20 до 23 С, влажность воздуха от 50% до 80%, скорость движения воздуха не превышает ПБ и достигает максимума: участковые выработки 6 м/с, магистральные 8 м/с.

Вредные и ядовитые газы, поступающие из горного массива представлены CH_4 , H_2 , CO_2 , H_2S и другие. Концентрация газа метана CH_4 выявлена во всех выработках шахты, CO и CO_2 поступают из тупиков погашенных выработок вследствие горения и гниения угля, дерева наибольшая концентрация H_2 достигает в электромашинных камерах. Концентрация газов не превышает допустимых ПБ.

Запыленность воздуха. Разрабатываемые пласты опасны по пыли. Угольная пыль взрывоопасна. Удельное пылевыведение 30 г/т. Пыль выделяется в ведении горных работ механизмами, БВР и др.

Производственный шум. Источниками шума являются электродвигатели, работающее оборудование (конвейер, комбайн, ВМП и др.)

Вибрация. Наибольшая вибрация достигает при ведении буровых работ перфораторами, отбойными молотками – локальная вибрация передается через руки.

Опасные производственные факторы

Газовый режим шахты. Шахта III категории по газу метан. Пласты не опасны по внезапным выбросам угля и породы, а также газа и горным ударам. Потенциальные места скопления CH_4 – тупиковые выработки, погашаемые участки, завалы.

Пылевой режим шахты. Угольная пыль взрывоопасна, выход летучих колеблется от 32 до 44%.

Обрушение горных пород. Непосредственная кровля в очистных забоях характеризуется как малоустойчивая, управление кровлей – обрушение. Зависимость кровли при обрушаемости 2-6 м. Потенциально опасные места обрушения горных пород – незакрепленное пространство, сопряжение лавы и штрека.

Взрывные работы. Производятся основном на добычных участках при посадке секций крепи на жесткую.

Применение электроэнергии. Поражение током человека, замыкание электросети и возникновении пожаров и взрывов. Для питания электроприемников используют напряжение 127, 380, 660 В.

Высокое давление. К оборудованию, работающему под высоким давлением, относят механизированную крепь, отбойные молотки.

Пожарная опасность. Производство отнесено к категории А по взрывной и пожарной опасности. Применяемые в шахте материалы по возгораемости делятся на трудногорючие и горючие. Пожар в шахте может возникнуть при нарушении сварных работ, БВР, курении, взрыва угольной пыли и CH_4 . По эндогенной пожароопасности шахта отнесена к I категории.

4.2 Разработка инженерных мероприятий по охране труда.

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 25дБ и на расстоянии 1м 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 пределы рабочих мест).

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; электроблокировкираспределителей аппаратуры; в качестве средств индивидуальной защиты – резиновые перчатки, диэлектрические подставки и др.

Выбор мероприятий по борьбе с пылью в очистных забоях

Удельное пылевыделение при работе комбайна без средств пылеподавления:

$$q_n = q_{пл} v k_k = 30 * 2,2 * 0,4 = 26,4 \text{ г/т},$$

где q_n — удельное пылевыведение шахтопласта, характеризующее суммарное содержание в разрушенном угле частиц размером 70 мкм, способных переходить во взвешанное состояние для условий выемки угля с эталонным исполнительным органом, постоянным режимом разрушения угля при любых горнотехнических условиях и скорости движения воздушной струи равной 1 м/с;

v - скорость движения воздуха, м/с;

k_k - коэффициент, учитывающий влияние конструктивных параметров комбайна на образование и выделение пыли.

В качестве комплекса мероприятий выбираем орошение с подачей воды в зону резания.

Оценка ожидаемого уровня запылённости воздуха в очистных и подготовительных забоях.

Остаточная запылённость воздуха в очистных забоях на расстоянии 5 - 8 м от места работы комбайна по ходу вентиляционной струи при применении комплекса обеспечивающих мероприятий:

$$C_{оч} = \frac{1000 q_{п.оч.} P_{оч} k_v k_c}{6,1 * 60}, \text{ мг/м}^3$$

где $q_{п.оч.}$ - удельное пылевыведение при работе комбайна, г/т;

$P_{оч}$ - производительность комбайна, т/мин;

$Q_{оч}$ - расход воздуха через лаву, м³/мин;

k_v - коэффициент, учитывающий влияние скорости движения вентиляционной струи в очистном забое на запылённость воздуха;

k_c - коэффициент, учитывающий эффективность комплекса обеспечивающих мероприятий в очистном забое:

$$k_c = (1 - \mathcal{E}_1) * \dots * (1 - \mathcal{E}_n) = 1 - 0,9 = 0,1$$

где $\mathcal{E}_1.. \mathcal{E}_n$ - эффективность отдельных мероприятий, доли ед. В качестве обеспыливающих мероприятий принимаем высоконапорное орошение с подачей воды в зону резания, $\mathcal{E}_1 = 0,9$.

$$C_{ост} = \frac{1000 * 26,4 * 1,85 * 1 * 0,1}{6,1 * 60} = 13,3 \text{ мг/м}^3$$

Остаточная запыленность 13,3 превышает санитарные нормы (предельно — допустимая концентрация - 2% при содержании в пыли двуокиси кремния более 10%).

Предусматриваем обеспечение горнорабочих противопылевыми респираторами ПРШ-741, которые имеют следующую характеристику:

- масса 200г;
- срок защитного действия 22 часа, при запыленности воздуха 300 мг/м^3 ;
- эффективность пылезадержания 99,99%.

Пылеподавление орошением в очистном забое.

Определение расхода воды на орошение и необходимого числа форсунок для комбайна КА-200.

Суточный расход воды для проведения комплексного обеспыливания:

$$Q_{сут} = 10^{-3} k \sum vq = 10^{-3} * 1,1 * 978 = 28,4 \text{ м}^3/\text{сут}$$

где k - коэффициент на неучтённые расходы воды и утечки;

V - суточный объем работ по отдельным производственным процессам, т/сут;

q - удельный расход воды по отдельным производственным процессам, л/т.

Мероприятия по предупреждению и локализации взрывов угольной пыли

Для локализации взрыва угольной пыли на конвейерных штреках и проектом предусмотрена установка водяных заслонов на протяжении всей выработки через 250м.

Сосуды устанавливаются на деревянных полках шириной 150мм под кровлей выработки. Расстояние между кровлей (крепью) и верхней кромкой сосуда должно быть не менее 100мм и не более 600. Кроме того, необходимо обеспечить высоту для свободного прохода людей не менее 1800мм от почвы до наиболее выступающей части заслона.

Сосуды заполняются водой от противопожарно-оросительного трубопровода, оборудованного пунктами водозабора, и по мере ее испарения периодически доливаются. Периодичность доливки принимается в зависимости от относительной влажности и скорости движения воздуха и составляет 10 суток.

Для снижения интенсивности испарения воды, сосуды водяного заслона допускается укрывать свободнолежащими пластмассовыми крышками. Конструкция крышки должна позволять без ее удаления контролировать уровень воды в сосуде и доливать ее.

Сосуды устанавливаются на деревянных полках шириной 150мм под кровлей поперек выработки. При размещении трех сосудов на полке, толщина ее должна составлять 50мм.

Полки и прогоны поддерживаются регулируемыми по высоте подвесками, конструкция которых обеспечивает установку сосудов в горизонтальном положении.

Расстояние между подвесками в зависимости от числа сосудов, установленных на одной полк, принимается в пределах 1800-2400мм.

4.3 Мероприятия по противопожарной защите.

Данная защита включает размещение первичных средств пожаротушения, пожарно-оросительный трубопровод, применение негорючий крепи. В целях пожарной безопасности по выработке прокладывается пожарно-оросительный трубопровод диаметром 150 мм.

При проведении магистральных выработок трубопровод рассчитан на расход воды с расходом 80 м³/час, участковых – 50 м³/час. Трубопровод на каждом сопряжении выработок оборудуется пожарными гайками. В забое у комбайна устанавливается пункт ВГК.

Наращивание пожарно-оросительного трубопровода производится в ремонтную смену звеньями длиной 8-10 метров. Звенья соединяются между собой фланцами с помощью болтов и гаск. Пожарно-оросительный став подвешивается у борта выработки на высоте 600 – 800 мм с помощью проволоки диаметром 6-8 мм в 2 скрутки или на цепях СП202 или крючьях Д=16мм. Отставание става от забоя не более 40 метров. В конце става монтируется пожарный кран и манометр.

Трубопровод по сборному штреку рассчитан на расход воды, необходимый на пожаротушение, устройство пылеподавления и УВПК. Расхода воды не менее 100 м³/час. Трубопровод по бортовому штреку рассчитан на расход воды не менее у \ 50м³/час.

Трубопровод сборного штрека через каждые 50м по длине выработки оборудуется пожарными гайками, через каждые 100м - двумя огнетушителями (ОПШ-10 и ОХП-10).

Трубопровод бортового штрека оборудуется пожарными гайками через каждые 200м; двумя огнетушителями через каждые 300м (ОПШ-10 и ОХП-10).

РП оборудуется двумя огнетушителями и ящиком с песком. По обе стороны приводов ленточных конвейеров (по 10м) выработка оборудуется

пожарными гайками, пожарными рукавами со стволом, двумя огнетушителями, ящиком с песком, телефоном.

Выработка в районе установки приводных головок ленточных конвейеров и 5м в обе стороны должна быть закреплена негорючей крепью.

Для обеспечения безопасной эксплуатации и предотвращения загорания ленты на приводной и концевой станциях конвейеров и для обнаружения и ликвидации пожаров в начальной стадии устанавливаются устройства УПЗ-1А, приводные головки оборудуются установками пожаротушения УВПК. Наличие воды в противопожарном трубопроводе под давлением не менее 6 атм. Для контроля за снижением давления в ПОТ (менее 6 атм.), недопущения воды при работе конвейеров на ПОТ устанавливаются ЭКМ. Наличие и исправность всех видов защиты конвейеров аппаратуры АУК-1; КТВ-2, ДС, ДВ. Наличие и исправность телефонов на головках конвейеров.

ВЫВОДЫ

1. Был проведен условий труда, вредных и производственных факторов, в ходе которого выявлено, что предприятии содержание пыли не превышает предельно допустимый уровень. Микроклимат, производственный шум, вибрация превышают допустимые уровни.

2. Нормативно правовыми актами по охране труда разработаны мероприятия по охране труда на предприятии.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате проведенных исследований, в дипломной работе представлено решение актуальной научной и практической задачи по увеличению объема добычи углей, сосредоточенных в маломощных пластах. Кроме решения чисто технологической задачи большое внимание в работе уделено уменьшению зольности добываемых углей.

Наиболее существенные научные выводы и практические результаты дипломной работы заключаются в следующем:

1. На основе анализа исследований выявлена необходимость поиска новых технологических решений, которые позволили бы извлекать уголь из пластов, мощностью от 0,8 до 0,45 метров. Предложенные ранее решения базировались на создании шнекобурового оборудования но, после опытно - экспериментальных проверок не нашли дальнейшего развития. Применение для селективной разработки маломощных пластов импортного оборудования в настоящее время нереально для большинства Украинских предприятий по причине слишком высоких затрат на приобретение машин подобного класса. Опыт работы зарубежных предприятий по добычи угля показывает, что при экономической целесообразности там минимальная мощность разрабатываемых пластов составляет в отдельных случаях 0,35 м.
2. Проанализированы существующие варианты технологических решений отработки маломощных пластов на предприятиях.
3. Предложена и обоснована технология выемки угля из маломощных пластов крутого падения.
4. Произведен расчет нормативной нагрузки на очистной забой.
5. Выявлена зависимость параметров высоты закладки от высоты пресечки.
6. Внедрение предложенной технологии в практику ведения горных работ позволяет существенно увеличить коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр, снизить текущий коэффициент вскрыши и уменьшить зольность добываемого угля.

ПЕРЕЧЕНЬ ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Вивчаренко, А.В. Интенсивная обработка тонких угольных пластов в горно-геологических условиях Западного Донбасса / Міжнародна науково-практична конференція «Школа підземної розробки». – 2012. – Дніпро. – НГУ, т. 1. – С. 18 – 22.
2. Годовые отчеты ДТЭК за 2014 г., 2015 г., 2016 г. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.dtek.com>.
3. Григорьев, А.Е. Анализ состояния горных выработок шахт Западного Донбасса / А. Е. Григорьев, А.В. Халимендик, Г.Г. Сторчак. Міжнародна науково-технічна конференція «Форум гірників». – 2014. – Дніпро. – ДВНЗ «НГУ», т. 2. – С. 286 – 290.
4. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений. – М.: Недра, 1994. – 382 с.
5. Петухов И.М. Механика горных ударов и выбросов / И.М. Петухов, А.М. Линьков. – М.: Недра, 1983. – 280 с.
6. Булычев, Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах. – М.: Недра, 1989. – 270 с.
7. Ставрогин, А.Н. Механика деформирования и разрушения горных пород / А.Н. Ставрогин, А.Г. Протосеня. – М: Недра, 1992. – 224 с.
8. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки. – М.: Изд-во стандартов, 1981. – 31с.
9. Развитие научных основ повышения устойчивости горных выработок шахт Западного Донбасса [Текст]: монография / В.И. Бондаренко, А.В. Мартовицкий, И.А. Ковалевская, В.Г. Черватюк. – Днепропетровск: ТОВ «ЛізуновПрес», 2010. – 340 с.
10. КД 12.01.01.201-98 Расположение, охрана и поддержание горных выработок при обработке угольных пластов на шахтах. Методические указания.

11. СОУ 10.1-00185790-002-2005 Правила технічної експлуатації вугільних шахт.
12. ДНАОП 1.1.30-1.01 Правила безпеки у вугільних шахтах
13. Показатели технического анализа [Электронный ресурс]. - Режим доступа: <http://www.uglya.net/pokazateli-tehnicheskogo-analiza-uglya-zolnost-vlaga-spekaemost-letuchic-veshhestva>.
14. МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ПРОВЕДЕННЯ ПРАКТИЧНИХ ЗАНЯТЬ З ДИСЦИПЛІНИ “ПРОЦЕСИ ГІРНИЧИХ РОБІТ ”
для студентів спеціальності 7.090301 Розробка родовищ корисних копалин
/ Уклад: Р.О. Дичковський, М.П. Овчинников, В.І. Сулаєв, В.В. Руських, С.В. Тимошенко. – Дніпропетровськ: НГУ, 2005. - 54 с.
15. Бурошнековая выемка угля / П. Е. Левкович, В. И. Мезников, Г. В. Дьяченко, Д. А. Королев.– К. : Техніка, 1982.– 175 с., ил.– Библиогр.: с. 170–174. 75 к. 2000 экз.
16. ОБЩИЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ УГЛЯ НА ШАХТЕ [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.roscoal.ru/content/press-centr/informaciya-dlya-vas/obschie-predstavleniya-o-tehnologii-dobychi-uglya-na-shahte>.
17. Способ подземной селективной выемки полезного ископаемого. Патент РФ №1585520, E21C 41/04, опубл. 1990, Бюл. №30 (аналог).
18. Способ селективной выемки пологого угольного пласта. Патент РФ №2312988, E21C 41/18, опубл. 2007, Бюл. №35 (прототип).
19. Комбайн для селективной выемки полезных ископаемых. Патент РФ №2028449, E21C 27/00, опубл. 1995 (аналог)
20. Машины и оборудование для угольных шахт: Справочник / Под ред. В.Н.Хорина. - 4-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1987, с.211-214, рис.2.5 (прототип).