

ПРОЦЕССЫ И. А. КИЯШКО **ПОДЗЕМНЫХ** **ГОРНЫХ РАБОТ**

Допущено Министерством высшего и среднего специального образования СССР в качестве учебника для студентов вузов, обучающихся по специальности «Технология и комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых»

Киев

Головное издательство
издательского объединения
«Вища школа»

1984

33.21я73

К 46

УДК 622.272 (075.8)

Процессы подземных горных работ. Книга шко И. А. К.: Вища шк. Головное изд-во, 1984.— 255 с.

В учебнике раскрывается сущность технологической системы угольной шахты, природа физико-механических явлений, происходящих в горных породах, описываются механизированные и другие крепи и научно обоснованный выбор средств механизации производственных процессов подземной добычи угля. Изложены методы проектирования процессов добычи угля, а также процессы их участково-го технологического обеспечения.

Для студентов специальности «Технология и комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых», обучающихся в горных вузах и на горных факультетах. Будет полезен инженерно-техническим работникам угольной промышленности.

Ил. 132. Табл. 19. Библиогр.: 14 назв.

Рецензенты: заслуженный деятель науки УССР, доктор технических наук, профессор *К. Ф. Сапицкий* (Донецкий политехнический институт), доктор технических наук, профессор *В. А. Щелканов* (Криворожский горно-рудный институт).

Редакция литературы по химии, химической технологии, горному делу и металлургии
Зав. редакцией *Т. С. Антоненко*

2504030100—199

М211(04)—84

188—84

© Издательское объединение
«Вища школа», 1984

ПРЕДИСЛОВИЕ

Необходимость ускорения научно-технического прогресса в горном деле и совершенствования управления производством, с одной стороны, повышения уровня подготовки и квалификации специалистов с высшим образованием, — с другой, требуют глубокого системного подхода ко многим вопросам подготовки и переподготовки кадров. Поэтому, формулируя цель курса и разрабатывая его программу, необходимо учитывать следующее: направления развития нашего общества, изложенные в Программе Коммунистической партии Советского Союза; основные направления экономического и социального развития СССР, состояние и тенденции развития отрасли; достижения в развитии базовых и прикладных наук, в том числе и науки о горном деле — геотехнологии; состояние и тенденции совершенствования высшего и среднего специального образования в стране.

Цель настоящего учебника — передать минимум знаний, необходимых горному инженеру при ведении производственных процессов подземной добычи угля в оптимальном режиме.

На шахтах главные инженеры и начальники участков осуществляют техническое руководство и несут полную ответственность за безопасное и эффективное ведение процессов подземных горных работ. Для этого они должны в совершенстве знать технологические системы шахт, закономерности протекания геомеханических явлений вокруг забоев, возможности комплексов машин, особенно лавных крепей, обеспечивающих прежде всего безопасность работ, сущность и особенности ведения производственных процессов, выполняемых в забоях и за их пределами, а также уметь

применять эти и другие знания при непрерывно изменяющихся параметрах угольных пластов и вмещающих их пород.

Поэтому в формировании будущего горного инженера курс «Процессы подземных горных работ» занимает одно из главных мест и является теоретической основой для изучения других специальных предметов.

В связи с быстрым развитием науки о производственных процессах подземной добычи угля, со сложностью условий отработки угольных пластов, особенно на больших глубинах, появлением новейших технических средств механизации труда узловые вопросы курса рассматриваются комплексно, во взаимосвязи параметров среды, техники, технологии и управления ими.

В учебнике изложены перспективные научные и методические принципы ведения основных процессов добычи угля, приведены способы расчета оптимальных параметров, указаны направления дальнейшего развития процесса добычи угля на шахтах СССР.

Автор выражает искреннюю благодарность рецензентам, профессорам, докторам технических наук К. Ф. Сапицкому, В. А. Щелканов и другим специалистам, высказавшим полезные замечания при подготовке рукописи к изданию.

Автор также благодарит коллег по работе (Днепропетровский горный институт им. Артма) за помощь, оказанную при становлении совершенствовании курса «Процессы подземных горных работ».

Замечания и рекомендации читателей, направленные на улучшение содержания книги, просим присылать по адресу: 252054, Киев-5 ул. Гоголевская, 7.

ВВЕДЕНИЕ

Союз Советских Социалистических Республик — одна из наиболее могущественных держав мира, промышленность которой развивается планомерно и динамично. Удельный вес промышленного производства СССР составляет 20 % мирового объема. Для обеспечения дальнейшего интенсивного и эффективного развития общественного производства необходимо с учетом отдаленной перспективы развивать мощную промышленность, которая поставит нергочресурсы и различное сырье. Угольная промышленность входит в состав топливно-энергетического комплекса страны, представляет собой крупнейшую отрасль народного хозяйства, в которой занято около 2 млн. рудящихся, а стоимость основных фондов составляет 7 % общей стоимости фондов промышленности Союза ССР. К 1985 г. намечается увеличить добычу угля на 7—12 % по сравнению с уровнем, достигнутым в конце десятилетия.

Наша страна располагает большими геологическими запасами каменных и бурых углей, сосредоточенными неравномерно по громадной территории в 25 угольных бассейнах и 650 отдельных месторождениях. Достоверные запасы углей в СССР теперь оцениваются в 2770 млрд. т, или 26 % мировых запасов. Наибольшее количество угля добывается в Донецком, Кузнецком, Карагандинском, Печорском и Подмосковном бассейнах.

Разработка угольных месторождений подземным способом ведется в разнообразных, том числе в весьма сложных, горно-геологических условиях. Мощность отрабатываемых пластов колеблется от 0,5 до 18,0 м, а углы падения — от 0 до 90°. Средняя по стране глубина подземной разработки углей составляет 436 м, уже свыше 100 шахт работают на глубинах более 700 м. Например, в Донбассе — основном угледобывающем районе СССР — угленосные площади составляют 1 тыс. км², вынимаемая мощность от 0,6 до 5 м. Здесь имеются все основные марки каменного угля: длиннопламенный (Д), газовый (Г), жирный (Ж), коксовый (К), тощий (Т),

антрацит (А) и др. Средняя глубина разработки составляет 568 м, преобладают пласты пологого и наклонного падения. Газообильность шахт высокая и непрерывно, как и температура в шахтах, увеличивается с глубиной. Поэтому показатели работы шахт Донбасса уступают кузнецким и карагандинским шахтам, имеющим другие горно-геологические условия отработки пластов.

Восточные районы, где расположены Канско-Ачинский, Тунгусский, Южно-Якутский, Ленский, Минусинский бассейны, имеют геологические запасы, составляющие около 80 % общих запасов угля страны. Теперь эти районы уже начали осваиваться.

Большое разнообразие условий залегания угольных месторождений потребовало применения различных технологий отработки пластов. Для угольной промышленности многое сделано в области технологии, механизации и автоматизации тяжелых и трудоемких процессов подземных горных работ. В настоящее время, например, в 3200 очистных и более чем 7000 подготовительных забоях угольных шахт СССР находятся тысячи единиц горно-шахтного оборудования, потребляющего в сутки около 100 млн. кВт·ч электроэнергии. Около 500 бригад добывают комплексами машин тысячу и больше тонн угля за сутки из одного забоя. Около 1300 лав оснащено современными механизированными комплексами оборудования. В них добывается 67 % угля, получаемого подземным способом. Ставится задача в 1985 г. довести этот уровень до 74 %.

Основными тенденциями в развитии угольной отрасли являются: преимущественное развитие открытого способа добычи угля главным образом на Востоке страны, реконструкция предприятий на современной научно-технической основе, курс на строительство современных крупных предприятий, интенсификация, концентрация и интеграция производственных процессов в главных звеньях технологии — в добыче угля, вскрытии и подготовке новых запасов.

Глава 1

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СИСТЕМА УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

1.1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНЫ

Угольная шахта в СССР — социалистическое производственное предприятие, предназначенное для подземной разработки угля со строгим соблюдением установленных государством технико-экономических и социальных показателей. Шахта входит в состав производственного объединения по добыче угля, а последнее подчиняется Министерству угольной промышленности. Финансовая деятельность объединения основывается на принципе окупаемости всех текущих затрат доходами от реализации добытого угля.

Каждой угольной шахте выделяется земельный и горный отводы. Земельный отвод — часть территории, предназначенной для размещения поверхностных зданий и сооружений. Горный отвод — часть недр, содержащая определенные запасы полезного ископаемого, окуртуренная граничными поверхностями, установленными специалистами по проектированию шахт. Кроме отводов каждой шахте предоставляются выполненные шахтостроителями горные выработки, здания и сооружения, а также различные машины и оборудование. Для обслуживания трудящихся шахты и членов их семей строятся и благоустраиваются современные города, расположенные обычно вне земельных отводов шахт.

Шахта, как предприятие, характеризуется такими основными техническими параметрами: мощностью, суточной нагрузкой на очистные забои, объемом и протяженностью сети горных выработок, сроком службы, запасами иско-

паемого, энерговооруженностью трудящихся и др. Экономичность шахты описывается: месячной производительностью труда рабочего по добыче, т; рентабельностью, %; себестоимостью продукции, руб./т; удельными капиталовложениями, руб./т; оптовой ценой на добываемый уголь, руб./т и др.

Технологическая система шахты включает в себя предмет труда, средства труда и сам труд. *Предметом труда* у шахтеров служат горные породы и пласты полезных ископаемых. В результате их труда в недрах появляются полости-выработки. В них размещаются машины и люди, по ним подают воздух, транспортируют на поверхность добытое ископаемое и все необходимое для нормального ведения производственных процессов и жизнеобеспечения шахтеров. *Средствами труда* являются системы машин и оборудования, установленные в подземных выработках и на поверхности шахты. Теперь на современных шахтах преобладает механизированный труд, что является величайшим социальным и техническим достижением всего советского народа. Вместе с тем в шахтах еще велика доля ручного и небезопасного труда.

Труд рабочего, в том числе в шахте, состоит из процессов, операций, приемов и движений. Процессы разделяются на основные и вспомогательные. *Процесс* — работа, имеющая определенное технологическое содержание. *Операция* — часть процесса или отдельные действия с ярко выраженным

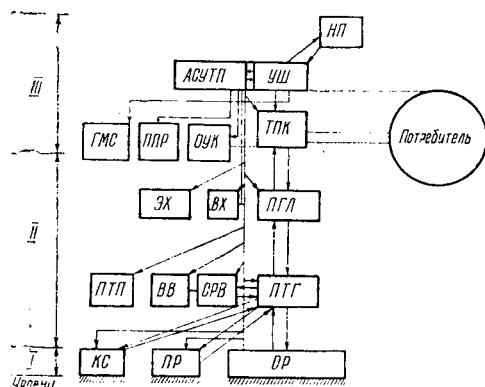


Рис. 1.1. Примерная блок-схема технологической системы шахты:

ОР — очистные работы; КС — капитальное строительство; ПТГ — подземный транспорт грузов; ВВ — вентиляция выработок; ПТП — прочие технологические подсистемы; ПГЛ — подъем грузов и людей; ВХ — водоотливное хозяйство; ЭХ — энергомеханическое хозяйство; ТПК — технологический поверхностный комплекс; ОУК — обогащение и управление качеством; ППР — планово-предупредительный ремонт; ГМС — геолого-маркшейдерская служба; УШ — управление шахтой; АСУТП — автоматизированная система управления технологическими процессами; НП — непромышленные подразделения.

технологическим содержанием. *Прим* — совокупность нескольких движений при выполнении той или иной операции. *Движение* — элементарная частица физической работы, характеризующаяся изменением положения тела рабочего.

Под *технологией подземной разработки угля* следует понимать органическую совокупность производственных процессов (основных и вспомогательных), выполняемых в подземных и наземных условиях в определенной последовательности во времени и пространстве с целью добычи и транспортировки ископаемого, вскрытия и подготовки новых его запасов, а также передачи добытой продукции потребителю. *Технологической схемой шахты* называют графическое изображение сети очистных, вскрывающих и подготовительных выработок, установленных в них машин и оборудования, а также элементов, характеризующих горный отвод. Планы горных выработок, в том числе по всем

угольным пластам, имеются на каждой шахте, пополняются непрерывно маркшейдерами, отражают все изменения в технологической схеме шахты.

Технологическая система шахты (рис. 1.1) состоит из следующих подсистем: очистные работы (ОР), подготовительные работы (ПР), капитальное строительство (КС), подземный транспорт грузов (ПТГ), вентиляция выработок и охрана труда (ВВот), содержание и ремонт выработок (СРВ), подъем грузов и людей (ПГЛ), водоотливное хозяйство (ВХ), энергомеханическое хозяйство (ЭХ), комплекс зданий и сооружений на поверхности шахты (КЗСПШ), управление шахтой (УШ) и др. Кроме названных подсистем, занятых производством, на шахте имеются непромышленные подсистемы, предназначенные для обслуживания трудящихся и членов их семей. Число административных подразделений на шахте не равно числу технологических подсистем шахты. Например, несколько добычных участков — административных единиц — в целом представлены подсистемой очистных работ.

Каждой подсистеме свойственна своя технология работ. *Технология очистных работ* — это совокупность производственных процессов, выполняемых в лаве и на ее сопряжениях с конечной целью выемки угля, погрузки его и доставки в прилегающую выработку. Совершенно другие производственные процессы выполняются, например, в подсистемах подготовительные работы или управление шахтой.

Шахта, как система, входит подсистемой в систему более высокого уровня — производственного объединения. В любой жизненной системе должна быть обратная связь, по которой определяют соответствие между желаемым (проектным) результатом (входом) и фактическим результатом работы (выходом). Каждая подсистема имеет свой вход и выход, причем выход одной из

подсистем может служить входом для другой подсистемы. Подсистемы, как и система, имеют *цель*. Достижение цели сопряжено с непрерывным во времени и пространстве преодолением различных ограничений. Чтобы определить курс деятельности для достижения цели, необходимо знать возможности, ресурсы, внутренние и внешние условия и правильно вырабатывать тактику действий. Эти понятия взяты из создаваемой методологии решения крупных проблем, основанной на системном подходе, полезны при изучении подсистем шахты, в том числе подсистемы очистных работы.

1.2. ПОДСИСТЕМЫ ШАХТЫ И КРАТКАЯ ИХ ХАРАКТЕРИСТИКА

Шахта служит для добычания угля, следовательно, *подсистема очистные работы* является главной. Трудоемкость подсистемы составляет около 30 % общей трудоемкости работ по шахте. В курсе «Процессы подземных горных работ» детально изучаются производственные процессы в пределах добычного участка.

Подсистема подготовительные работы предназначена для своевременного и качественного воспроизводства новых выемочных полей, имеет трудоемкость около 17—18 % общей по шахте. Современные средства механизации труда в очистных забоях позволяют достичь скорости их продвижения до 300 м/мес. Следовательно, скорость проведения подготовительных выработок не должна препятствовать подготовке новых очистных забоев. На шахтах страны ставится задача довести уровень скоростного проведения горных выработок комбайнами до 43,5 %, усовершенствовать технологию буровзрывной проходки выработок, выполнить другие меры по коренному совершенствованию подсистемы.

Подсистема капитальное строительство призвана вскрывать новые запасы в пределах шахтного поля. Непре-

рывная отработка выемочных полей (функция добычных участков) требует подготовки новых запасов. Этой работой заняты коллектив ОКР (отдел капитальных работ) шахты или подразделение шахтостроительной организации. Для вскрытия запасов новых горизонтов, блоков, этажей или панелей необходимы капитальные горные выработки — стволы, околоствольные дворы, квершлаг, уклоны и др. Работы выполняются на средства капитального строительства, стоимость их составляет десятки миллионов рублей. Если шахта подлежит реконструкции то для этой цели также выделяются необходимые средства, а работы выполняет коллектив специального подразделения. Технологию проведения капитальных горных выработок детально изучают студенты шахтостроительной специальности.

Подсистема подземный транспорт грузов, трудоемкость которой обычно составляет 11—15 % общей по шахте, предназначена для непрерывного транспорта всех грузов, людей, оборудования, она жестко связана с подсистемами ОР, ПР и КС. Отказы в этой подсистеме отрицательно сказываются на работах по добыче угля, прохождению выработок и др. Ставится задача довести уровень конвейерной транспортировки грузов по горизонтальным выработкам до 30 % по отрасли. Техника и технология подземного транспорта непрерывно совершенствуются.

Подсистема вентиляция выработок и охрана труда по трудоемкости работ составляет всего лишь 1—2 %, но исключительно важна для обеспечения безопасности подземных работ и создания рабочим нормальных климатических условий.

Подсистема содержание и ремонт выработок на некоторых шахтах имеет трудоемкость около 8—10 % общей по предприятию, предназначена она для восстановления сечений и профилей выработок до норм, установленных

правилами безопасности. Эту работу на шахте обычно выполняет коллектив ремонтно-восстановительного участка (РВУ) или она вменена в обязанности другим участкам. Проектируя процессы проведения выработок, заранее предусматривают способы их охраны от вредного действия сил горного давления.

Подсистема подъем грузов и людей грузоемкостью обычно около 3 % общешахтной делится на подземную и наземную. Подъемные установки шахты объединяют обе части подсистемы и включают в себя: подъемные машины, копры, шкивы, канаты, прицепные устройства, подъемные сосуды, направляющие и др. Подземная часть грузоподъемной установки расположена в специальных камерах и служит для приема пустой породы, других грузов, а также пуска-подъема людей, машин, оборудования и т. п. Если вскрытие шахтного поля осуществлено штольнями, то подъемная установка не нужна. В последние годы на многих шахтах, например Донбасса, проходят новые стволы, следовательно, устанавливают новые подъемные установки. Студенты горной специальности должны уметь производить проверочные расчеты пропускной способности подъемных установок.

Подсистема водоотливное хозяйство зависит от особенностей объекта труда, наличия воды в шахте и возможностей внезапных прорывов ее в выработки и состоит из двух частей. Первая часть представлена главной водоотливной установкой, служащей для откачивания воды из стационарных водосборников на поверхность в осветлитель шахтных вод. Вторая часть — это участковые водоотливные установки, обычно передвижные.

Подсистема энергомеханическое хозяйство шахты включает в себя объекты труда горных электромехаников. Это, прежде всего, планово-предупредительный профилактический ремонт

всего парка шахтных машин, включая оборудование их энергообеспечения. Комплексы очистных машин или комплексы добычного оборудования находятся на балансе эксплуатационных участков и обслуживаются рабочими этих участков. Следовательно, горные инженеры — руководители участков, должны иметь хорошую подготовку по эксплуатации дорогостоящего очистного оборудования. За простой участкавого оборудования прямую ответственность несут начальник и механик участка, а также специалисты по ремонту машин и оборудования. Общешахтная энергомеханическая служба, возглавляемая главным механиком шахты, теперь больше занимается координацией действий механиков участков, оказывает им необходимую помощь в эксплуатации машин и оборудования. Энергетическое хозяйство обслуживают энергетики шахты, которые подчиняются главному механику.

Для повышения надежности электромеханического оборудования в шахтах широко применяют его резервирование, а также повышают качество ремонтов. Трудоемкость рассматриваемой подсистемы непрерывно возрастает и зависит от насыщенности шахты машинами и оборудованием.

Подсистема комплекс зданий и сооружений на поверхности шахты по трудоемкости производственных процессов (около 20 % общей трудоемкости по шахте) занимает второе место после подсистемы очистные работы. Подсистема обслуживает все подземные и наземные технологические процессы разработки угля на шахте и состоит из угольного и породного звеньев. В угольное звено входят бункеры для приема угля, конвейерные галереи и погрузочно-складские сооружения. Породное звено принимает вагонетки с породой, разгружает их, транспортирует породу в плоские отвалы или автосамосвалами в другие места. Обычно для угольного и породного звеньев

предусмотрены отдельные блоки зданий и сооружений. Административно-бытовой комбинат (АБК) чаще располагается на фасадной стороне в самостоятельном блоке зданий, обслуживает коллектив трудящихся шахты. В АБК имеются помещения административно-конторские, санитарно-бытовые, медицинские, культурного назначения, а также производственно-вспомогательные — ламповая, телефонная, диспетчерская и др. Склады, резервуары, электроподстанция, подстанция и другие сооружения расположены отдельно.

Подсистема управления шахтой совместно с автоматизированной системой управления технологическими процессами (АСУТП) и другими подсистемами направлено регулирует технологическую систему шахты, все ее подсистемы с целью достижения трудовым коллективом установленных технико-экономических и социальных показателей. Поскольку объекты управления отличаются непостоянством параметров, то на шахте комплексно используют такие виды управления: техническое, экономическое, организационное, политическое, правовое, социологическое, психологическое и др. Техническое и отчасти экономическое управление производственными процессами излагаются в данном курсе, отрывая их от изучения физической сущности процессов не следует. Остальные виды управления излагаются в других спецкурсах. Студенты горной специальности должны знать все виды управления технологической системой применительно к шахте в целом и к эксплуатационному участку в частности. Это объясняется тем, что именно горные инженеры в большинстве случаев становятся организаторами-управленцами.

Подсистема обогащение и управление качеством угля ставит цель обогатить полезное ископаемое, причем на всех технологических процессах разработки — от выемки угля до передачи

его потребителю. Уголь, отгружаемый шахтой потребителю, должен удовлетворять требованиям, нормам и техническим условиям по золе, влаге, содержанию мелочи в сортовом топливе и видимой породе. Систематический контроль и учет качества угля должен затрагивать интересы всех бригад, особенно добычных.

Подсистема геолого-маркшейдерская служба представлена специалистами-геологами и маркшейдерами. Геологи изучают и прогнозируют параметры объекта труда шахтеров и совместно с другими специалистами обеспечивают горных инженеров важной информацией, без которой нельзя вести производственные процессы и эксплуатировать месторождение. Маркшейдеры шахты производят специальные съемки, задают и контролируют направления проведения выработок, поперечные их сечения, профили выработок, составляют и пополняют планы горных выработок, ведут учет добычи угля, разрабатывают меры охраны зданий и сооружений от вредного влияния подземных работ, учитывают запасы, потери ископаемого в недрах, выполняют другую работу. Техническое руководство без результатов труда геологов и маркшейдеров не может решать крупные задачи, например по планированию развития горных работ, отработке выемочных полей и др.

На шахте кроме рассмотренных могут быть и другие технологические подсистемы, это зависит главным образом от особенностей объекта труда и принятой технологии.

Таким образом, подсистемы угольной шахты можно разделить на три уровня. К первому уровню относятся подсистемы ОР, ПР и КС, прямо взаимодействующие со средой, с угольными пластами и вмещающими их породами. Второй уровень содержит подземные подсистемы, обслуживающие подсистемы первого уровня. К третьему уровню относятся поверхностные

подсистемы, обслуживающие всю шахту в целом, а также управляющие ею. Потребитель продукции взаимосвязан с ТПК и УШ. Такое представление о технологической системе шахты и ее подсистемах полезно также и с методической точки зрения, поскольку показывает роль и место ряда специальных курсов в производственно-технической и управленческой подготовке будущего специалиста. Рассмотрим подробнее объект труда шахтеров и его особенности.

1.3. ОБЪЕКТ ТРУДА И ЕГО ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ

У горных инженеров-технологов объект труда принято оценивать следующими характеристиками: мощностью угольных пластов, углами их падения, сопротивляемостью угля резанию, газоносностью пластов, водообильностью их, устойчивостью непосредственной кровли, управляемостью основной кровли, прочностью почвы, геологической нарушенностью угольных пластов и вмещающих пород, наличием внезапных выбросов угля, газа и пород. Этот перечень, состоящий из 10 горно-технических характеристик, используется, например, при выборе средств механизации очистных работ, установлении параметров производственных процессов, а также для решения других горно-технических задач.

1.3.1. Мощность угольного пласта

Фактические рабочие мощности угольных пластов в бассейнах СССР в основном колеблются от 0,5 до 20 и более метров. Большие скопления угля в форме гигантских линз толщиной до 180 м имеются на Востоке страны, в частности в Экибастузе, Канско-Ачинском и других бассейнах. Они отрабатываются открытым способом.

Все угольные пласты по мощности условно разделены на:

весьма тонкие	≤ 0,7 м;
тонкие	0,71—1,2 м;
средней мощности	1,21—3,5 м;
мощные	свыше 3,5 м.

Мощность пласта существенно влияет на себестоимость добычи угля и все показатели работы забоя и предприятия в целом. От мощности пласта зависит выбор очистного оборудования, суточная нагрузка, концентрация горных работ и т. п. Для выбора технологического оборудования и установления параметров производственных процессов, а также в других целях угольные пласты по мощности разделены на следующие семь групп условий:

I группа — мощность пласта до 0,7 м — условия, для которых пока не созданы эффективные средства комплексной механизации подземной добычи угля;

II группа — мощность пластов от 0,7 до 0,9 м — условия, в которых существующие механизированные комплексы оборудования могут работать в основном лишь с присечкой вмещающих слабых пород;

III группа — мощность пластов от 0,9 до 1,2 м — в этих условиях современные системы очистных машин могут высокоэффективно вести добычу угля, исключая пласты с неустойчивыми боковыми породами и другими сложностями;

IV группа — мощность пластов от 1,2 до 2 м — наиболее благоприятные условия для высокопроизводительной работы нынешних, первого поколения, комплексов машин, исключая пласты с неустойчивыми вмещающими породами и пласты, склонные к выбросам угля и газа;

V группа — мощность пластов от 2 до 3,5 м — в этих условиях наиболее рациональна выемка угля в лавах, перемещаемых по падению пласта. При этом большой отжим угля не проявляется, устойчивость забоя в краевой части пласта обеспечивается. Пласты крутого падения этого диапазона мощности отрабатывают пока без применения комплексов машин;

VI группа — мощность пластов от 3,5 до 5 м — в этих условиях выемку угля ведут лишь в благоприятных условиях на пластах пологого падения комплексами КМ120 и др.;

VII группа — мощность пластов более 5 м — для этих условий создаются системы машин применительно к слоевой отработке пластов или без деления на слои.

1.3.2. Угол падения пласта

Углы падения угольных пластов месторождений СССР самые разнообразные. В Донбассе, например, на одной из шахт возле г. Ворошиловграда угольные пласты залегают под углом 90° , а в г. Лисичанске, колыбели угольной промышленности страны, можно встретить на одной и той же шахте пласты с пологим, наклонным и крутым залеганием. Если по мощности пласта и ее колебаниям технолог прежде всего прогнозирует многие показатели работы, области применения различных технологических схем и параметры горного предприятия, то с резким увеличением углов падения пластов появляются проблемы устойчивости машин в забое, самого угольного забоя, особых проявлений горного давления и др.

По углу падения угольные пласты разделены на:

пологие до 18° ;
наклонные $19-35^\circ$;
крутонаклонные $36-55^\circ$;
крутые $56-90^\circ$.

Установлено, что угол падения пласта α и его изменения также существенно влияют на показатели работ забоя, шахты в целом, себестоимость угля, особенно это сказывается на транспортировке грузов. Например, уголь начинает перемещаться по почве под влиянием составляющей собственной массы при углах падения $35-38^\circ$ и коэффициенте трения угля по почве $k=0,7-0,8$. Если же транспортируют антрацит по стальным желобам, то движение по ним происходит уже при $\alpha=17-20^\circ$ и $k=0,3-0,5$, а по эмалированным решеткам — при $\alpha=11-13^\circ$ и $k=0,19-0,23$. Самопроизвольное движение горной машины под влиянием собственной массы может начаться по почве пласта от несильного толчка рабочего при $\alpha=17-20^\circ$ и $k=0,3-0,4$. Поэтому в лавах, перемещаемых по простиранию, на пластах пологого

падения уже при $\alpha \geq 9^\circ$ машины удерживают на предохранительном канате

Существующие комплексы очистных машин нормально работают в лавах, перемещаемых по восстанию, лишь при $\alpha \leq 10^\circ$. Для отработки пластов наклонного ($\alpha=19-35^\circ$) падения нужны системы машин, конструкция которых отличается от конструкции машин для лав пластов пологого падения. Технология очистных процессов в лавах и на ее сопряжениях по этой же причине отличается от технологии процессов в лавах пластов пологого падения. Например, во избежание сползания забойного конвейера, секций механизированной крепи надо применять сложные удерживающие устройства.

Крутонаклонное и крутое падение пластов вносят существенные изменения и в технологию работ, и в технику.

Обычно, чем больше угол падения, тем больше наклонено рабочее пространство, а чем меньше мощность пласта, тем больше оно стеснено. При наличии мощных пластов большая высота рабочего пространства оказывает психологическое действие на человека геометрическими размерами стоек, удалением кровли и т. п.

Существенное влияние на человека оказывает дава на пласте крутого падения. В таких условиях рабочий постоянно насторожен и свое внимание обращает прежде всего на действия шумы, вызываемые движением мелких кусков угля и пород, а это сказывается на производительности труда.

1.3.3. Сопротивляемость угля резанию

В СССР, как и в других странах мира, почти всю подземную добычу угля получают на принципе резания. Удельный вес отделения угля от массива пласта буровзрывным способом, гидроотбойкой, вручную, отбойным молотками и другими средствами весьма мал и составляет около 10 %. Что же представляет собой вещество угля

льного пласта с позиции сопротивляемости его резанию?

Угольный пласт — твердое органическое вещество осадочного происхождения, образовавшееся из отмерших наземных и болотных растений без доступа кислорода воздуха, т. е. в затопленных районах. Это вещество прошло два длительных этапа углефикации. На первом — биохимическом этапе — вещество превратилось в торф, а на втором — геохимическом, — оказавшись уже в недрах, торф преобразовался в каменный уголь, вследствие действия высоких температуры и давления. Если внимательно рассмотреть, например, под микроскопом вещество каменного угля, то можно заметить, что оно состоит из перемежающихся блестящих и матовых полос, что указывает на его различную петрографическую структуру. При добыче угля в шахтах, например Лисичанского района Донбасса, на контакте пласта с кровлей после выемки угля периодически обнаруживали отпечатки большого листа древовидного папоротника. В самом же пласте просматривались отпечатки отложений типа спор и др. Эти факты дают информацию о происхождении угля.

Если угольное вещество разных по степени углефикации пластов сжечь с соблюдением определенных условий, то выход летучих веществ в процентах будет различным. Например, при сжигании длиннопламенных углей образуется 40 %, газовых — 35—28, жирных — 28—19, паровичных — 19—14, осевших — 14—10 и антрацитов — 10 % летучих веществ. Следовательно, с повышением степени углефикации вещества выход летучих веществ уменьшается. Установлено также, что чем выше степень углефикации, тем больше теплотворная способность угля. Например, при сжигании 1 кг вещества длиннопламенных углей образуется 31,5 МДж теплоты, а при сжигании антрацита — 35,7 МДж. Угольное вещество

всегда анализируют на спекаемость и коксуюемость. При коксовании неспекающихся углей образуется рыхлая порошкообразная масса, а спекающиеся угли дают хороший и прочный кокс.

Физико-механические свойства угольного вещества хорошо изучены на образцах и недостаточно в массиве пласта. Между тем угольные пласты, как правило, имеют сложную структуру, не говоря уже о самом угольном веществе.

Сложность состава, структуры и текстуры пласта и угольного вещества, с одной стороны, и неравномерные проявления горного давления при движении комбайна по выемке угля, передвижении секций крепи, с другой — приводят к изменениям сопротивляемости угля резанию в одной и той же лаве как по ее длине, так и по глубине в массив пласта. То же можно сказать и о несущей способности краевой части пласта в целом.

Сопротивляемость угля резанию, точнее ее средние значения $\bar{A}_p$, обычно определяют динамометрическим сверлом СДМ. Этот интегральный технологический показатель, учитывающий принцип действия всех машин резания, в решающей мере влияет на производительность выемочной машины, определяет мощность ее привода, позволяет устанавливать тип исполнительного органа, параметры режущего инструмента, количество резцов, линий резания и т. п. Следует заметить, что по показателю сопротивляемости невозможно количественно оценить физико-механические свойства угля. Разумеется, показатель $\bar{A}_p$ в полной мере зависит от физико-механических свойств, состава, текстуры и структуры угольного пласта, параметров самой машины, напряженно-деформированного состояния массива и взаимодействующей с ним крепи.

В угольной промышленности пласты по сопротивляемости угля резанию разделены на три группы:

I ≤ 180 кН/м;
 II — 180—240 кН/м;
 III ≥ 240—360 кН/м.

В первую группу включены слабые, хрупкие угольные пласты, которые разрушают угольными стругами. Ко второй отнесены угли средней крепости, вязкие и хрупкие, которые разрушают и отделяют от массива пласта исполнительными органами комбайнов существующих конструкций. Третью группу составляют весьма крепкие и вязкие угольные пласты, на которых могут применяться комбайны с высокой энерговооруженностью (300—400 кВт) или со специальными исполнительными органами.

В СССР ведутся поиски новых способов и средств отделения крепких и вязких углей (импульсные струги, специальные горные крепи и др.). Следовательно, для научно обоснованного выбора способов и средств выемки угля в очистном забое технолог должен детально изучить пласт как объект разрушения и его напряженно-деформированное состояние. Угольный пласт — не однородное изотропное тело, как его нередко представляют специалисты по физике твердого тела. В пласте невооруженным глазом просматриваются плоскости напластования, кливажные трещины, включения других пород, минералов и т. п.

Технолог должен уметь дать частную и интегральную оценку угольному пласту в конкретной лаве. Частная оценка включает временное сопротивление образца угля на сжатие, растяжение и сдвиг, модуль упругости, она лишь количественно ориентирует в физико-механических свойствах пласта угля в массиве. Интегральная оценка пласту, в данном случае по сопротивляемости угля резанию, может быть дана лишь на основании результатов, полученных с помощью специальных приборов или динамометрического сверла СДМ.

Если пласт имеет сложное строение, то надо знать не только сопротивляе-

мость резанию угольных пачек, но и сопротивляемость резанию включений в пласт и прослоек, которые определяются аналогично.

Абразивность угольного пласта устанавливают по истиранию стального стержня в отобранной навеске, адекватной содержанию компонентов пласта. Эти данные нужны для определения степени износа, например, деталей исполнительного органа выемочной машины. Технолог также интересуется хрупко-пластические свойства угля и способности его к измельчению. От этих свойств зависит качество добываемого топлива. Показатель способности угля к измельчению устанавливается на основе ситового или другого анализа эксплуатационных проб, а показатель сортности — по уравнению гранулометрического состава:

$$\omega = 1 - \exp(-\lambda d^{m_n}),$$

где ω — суммарный выход разрушенного угля, мас. доли пробы, d — диаметр ячейки сита, через которую прошел уголь, мм; λ — параметр, характеризующий режим разрушения; m_n — постоянный для данного угольного пласта показатель способности к измельчению.

1.3.4. Газоносность пластов

Метан находится в угольных пластах и вмещающих породах. Выемка угля сопровождается активным выделением метана в рабочее пространство забоя. Заметим, что даже с уже отбитого угля, находящегося на конвейере, почве пласта, в бункере, другом месте, тоже выделяется метан. Выделение метана всегда потенциально опасно для жизни работающих в шахте людей. Поэтому в забой непрерывно подают свежий воздух в количествах, достаточных для разбавления опасных концентраций метана (2—15 об. %), а в шахтах применяют специальные взрывобезопасные машины и электрообору-

ование. Газовой называется шахта, если хотя бы в одной ее выработке когда-либо выделялся метан.

Угольные шахты по количеству выделяющегося метана разделены на категории (табл. 1.1).

Таблица 1.1. Категорийность шахт по метану

Категория шахты	Относительная метанообильность шахты, м ³ /т суточной добычи
I	До 5
II	5—10
III	10—15
Сверхкатегорийные	15 и более; шахты, опасные по суфлярным выделениям
Опасные по внезапным выбросам	Шахты, разрабатывающие пласты, опасные или угрожающие внезапными выбросами угля и газа; шахты с выбросами породы

Содержание метана в шахтной атмосфере должно соответствовать нормам, приведенным в табл. 1.2.

Таблица 1.2. Норма содержания метана в шахтах

Вентиляционная струя	Недопустимая концентрация метана, об. %, более	Примечание
Исходящая из очистного забоя или подготовительной выработки, камеры участка	1,0	Концентрация средняя, определенная в поперечном сечении вентиляционной струи
Исходящая из крыла, шахты в целом	0,75	То же
Входящая в очистные забои и камеры	0,50	»
Местные скопления метана в очистных забоях, подготовительных выработках и камерах	2,0	Концентрация в любой точке поперечного сечения выработки в свету

Если в выработке обнаружено недопустимое скопление метана (кроме местного у выемочной машины, бурового станка и т. п.), то рабочих необходимо немедленно вывести на свежую струю воздуха, выработку закрестить, а электрооборудование и питающие его кабели обесточить. Об этом уведомляют диспетчера шахты. Меры по удалению газа принимаются в соответствии со специальной инструкцией. Если же местное скопление метана достигает 2 % и более, то немедленно останавливают машину, обесточивают ее, а также снимают напряжение с питающего кабеля. Если рост недопустимой концентрации метана продолжается, то людей выводят на свежую струю воздуха и затем принимают соответствующие меры по активизации проветривания.

Правила безопасности (ПБ) требуют оперативного регулирования пылегазового режима на эксплуатационных и других участках работы в шахте. В последнее время в шахтах широко внедряются автоматическая газовая защита, исключающая возможность аварий по этой причине, искробезопасные цепи управления, безопасная связь и др.

Газоносность (метанообильность) пласта уменьшает производительность выемочных машин. Кроме того, газоносность ограничивает работу очистного забоя в целом по фактору проветривания. Например, для пластов мощностью до 1,2 м предельной является метанообильность 10 м³/т суточной добычи. Если метана выделяется больше, то пласт подлежит дегазации. В Донбассе, например, встречаются пласты, метанообильность которых достигает 65 м³/т суточной добычи и больше. Высокая газоносность пластов требует подачи больших масс воздуха. Следовательно, свободное сечение очистного забоя, не загроможденное элементами крепи, в таких случаях должно быть большим.

Переход горных работ на большие

глубины, например в Донбассе, вызовет рост удельного веса сверхкатегорных шахт. Это внесет, если не принять мер, ограничения в рост нагрузок на очистные забои. Для снятия «вентиляционного барьера» потребуется проходить дополнительную сеть горных выработок, по которым будет подаваться свежий воздух для разбавления опасных концентраций метана. Поэтому даже экономичная технологическая система шахты, если она не отвечает требованиям безопасности, должна быть усовершенствована в соответствии с девизом шахтеров «Безопасность — прежде всего!».

1.3.5. Водообильность пластов

Во многих угольных бассейнах нашей страны имеет место большая обводненность пластов полезных ископаемых. В Подмосковном угольном бассейне, например, работами по осушению и дренажу воды занимаются специально созданные подразделения, находящиеся в ведении производственных объединений по добыче угля. В шахтах Западного Донбасса даже при незначительном притоке воды (до $5 \text{ м}^3/\text{ч}$) работа комплексов очистных машин становится невозможной вследствие размокания рыхлых почв. Следовательно, в этом районе прорыв воды в лаву требует прекращения очистных работ и принятия специальных мер.

Особую опасность для ведения подземных горных работ представляют пльвуны и карсты, заполненные водой. Технологическая схема шахты должна быть приспособлена к работе на случай прорыва воды, к недопущению внезапных прорывов больших ее масс в горные выработки.

Наличие небольшого количества влаги в угольных пластах, а также притоки воды до $5 \text{ м}^3/\text{ч}$ уменьшают пылеобразование при выемке и транспортировке угля в лавах. Иначе говоря, приток воды в этом случае является

положительным явлением, исключая применение сложных систем орошения, имеющихся на комбайнах, механизированных крепях, других машинах и в выработках.

1.3.6. Устойчивость непосредственной кровли

Под *устойчивостью непосредственной кровли* понимают способность границащих с угольным пластом пород находиться в таком состоянии, при котором исключаются обрушения их рабочего пространства во время выемки угля.

Существует несколько классификаций горных пород по устойчивости непосредственных кровель. Например, по классификации, основным признаком которой являются размеры и длительность нахождения первичного обнажения в состоянии без вывалов обрушений слоев, непосредственные кровли разделены на: неустойчивые; слабоустойчивые; среднеустойчивые; устойчивые; весьма устойчивые.

Неустойчивые горные породы обрушаются вслед за выемкой полезного ископаемого. Для их поддержания необходимо вслед за выемкой или перед ней возводить крепь. *Слабоустойчивые породы* в призабойной полосе при ширине обнажения 1 м устойчивы в течение 2—3 ч. *Среднеустойчивые породы* в призабойной полосе допускают обнажения шириной до 2 м в течение суток. Если обнажения шириной до 2 м устойчивы до 2 суток, то такие породы относятся к *устойчивым*. *Весьма устойчивые породы* имеют обнажения в призабойном пространстве шириной 5—6 м и в течение более 2—3 суток не обрушаются.

Способность к обрушению горных пород в выработанном пространстве после передвижки секций механизированной крепи обычно оценивают шагом обрушения пород. Поэтому классификация, одновременно учитывающая

Таблица 1.3. Классификация пород по ряду технологических признаков

Порода	Степень устойчивости кровли	Среднее значение предела прочности на сжатие, МПа	Шаг обрушения пород кровли, м	Допустимое отставание передвижки секций от комбайна, м
Углистые аргиллиты, глинистые аргиллиты, глины, пески	Неустойчивая	<15,0	Вслед за передвижкой секций	1
Аргиллиты, алевролиты	Среднеустойчивая	15,0—30,0	До 2,0	6
Аргиллиты, алевролиты мелкозернистые	Устойчивая	>30,0	2—8	20

Степень устойчивости пород в призабойной полосе лавы, шаг обрушения пород в выработанном пространстве и допустимое отставание передвижки секций механизированной крепи от исполнительного органа комбайна представляет интерес (табл. 1.3).

Устойчивость слоев непосредственной кровли зависит от физико-механических свойств породы, мощности угольного пласта, угла падения пласта, механизма разрушения покрывающих пород, угольного пласта, закономерностей распределения напряжений в горном отводе, конструкции комбайнов, механизированных крепей, скорости выполнения производственных процессов и других факторов. Заметим, что вопросы устойчивости пород изучены достаточно полно. Влияние же устойчивости пород при подземной добыче ископаемых исключительно велико. Обычно низкая устойчивость пород в очистном забое препятствует выполнению основных производственных процессов — выемке угля, передвижке секций механизированной крепи, конвейера, концевых процессов и операций, а также повышает уровень травматизма падающих кусков пород и угля. Все это существенно снижает надежность технологии очистных работ.

Количественно устойчивость непосредственной кровли принято оценивать высотой, площадью, объемом вывалов, допустимым отставанием передвижки секций или другим комплексным по-

казателем. Устойчивость пород не является постоянной как вдоль лавы, так и по мере ее подвигания. На сопряжениях лавы с подготовительными выработками устойчивость непосредственной кровли, как правило, ниже, чем в самом очистном забое. При подвигании одной и той же лавы возможно появление как исключительно слабых, не связанных, склонных к высыпанию пород, так и наоборот, весьма устойчивых. Современные комплексы очистных машин мало приспособлены для эффективной работы в лавах с неустойчивыми кровлями. В настоящее время в СССР интенсивно проводятся работы по созданию таких комплексов машин.

1.3.7. Управляемость основной кровли

Основной кровлей называют толщу залегающих выше непосредственной кровли пород, шаг самопроизвольного обрушения которых больше шага обрушения непосредственной кровли.

Управляемость основной кровли зависит также от многих факторов, а именно, от механизма взаимодействия основной и непосредственной кровель, несущей способности и конструктивных особенностей крепи, размеров очистного забоя, скорости его подвигания, способа управления вмещающими породами и др. Управляемость кровлями во многом предопределяет безопасность работающих в очистных забоях, состо-

яние дорогостоящих механизированных крепей, выемочных машин, а следовательно, накладывает существенные ограничения на технологию подземных горных работ.

В настоящее время в СССР широко пользуются двумя классификациями пород, служащими для выбора способа управления породами кровель, типа крепи и ее несущей способности. В разработку первой классификации существенный вклад внесли сотрудники бывшего института ВУГИ под руководством проф. Д. С. Ростовцева, затем ее усовершенствовали ученые ВНИМИ и других институтов. Вторая классификация разработана в ДонУГИ под руководством проф. В. Т. Давидянца.

По первой классификации породы кровли с позиции управляемости подразделяются на четыре класса.

Первый класс включает породы непосредственной и основной кровель, склонных к легкому самообрушению. Непосредственная кровля в этом классе условий обрушается за каждой передвижной секции механизированной крепи, а основная — зависает над выработанным пространством примерно на шаг одной посадки непосредственной кровли. Зона опорного давления при этом распространяется вглубь массива от рабочего пространства лавы на небольшое расстояние (10—15 м).

Второй класс содержит легко самообрушающуюся непосредственную кровлю мощностью 3—10 *m* (*m* — мощность угольного пласта) и основную кровлю, представленную мощной толщей прочных труднообрушаемых пород. Основная кровля склонна к зависанию на значительных пролетах — до 60 м. Зона опорного горного давления в этом случае распространяется на значительное расстояние вглубь массива угольного пласта, впереди забоя лавы, а также на прилегающие к лаве выработки.

Третий класс — непосредственная кровля представлена прочными труд-

нообрушаемыми породами, мощность которых составляет 3—5 *m*, а выше залегают легкообрушающиеся породы не склонные к зависанию. В этом случае считают, что основная кровля отсутствует. Непосредственная кровля обрушается с большим шагом. На пластах мощностью до 0,8 м наблюдается плавная осадка такой кровли на почву иногда с разрывами сплошности пород.

Четвертый класс — это прочные труднообрушаемые породы, больше по сравнению с угольным пластом мощности — 10—20 *m*. Эти породы зависают над выработанным пространством на большие расстояния, равные длине лавы и больше. Размеры зоны опорного горного давления при этом до обрушения пород исключительно большие.

Вторая классификация пород учитывает характеристики обрушаемости пород и временного сопротивления и разрушению, она описана в специальной литературе.

В настоящее время системы очистных машин уже внедрены на шахтах СССР в лавах с породами кровли, отнесенными к первому, второму, третьему классам пород по ВУГИ. Комплексы машин применяются и на пластах с породами четвертого класса, но с обязательным их ослаблением торпедированием.

Анализ опыта применения комплексов машин в различных горно-технических условиях позволяет утверждать, что для сохранения устойчивости непосредственной кровли необходимо, чтобы рабочее сопротивление крепи составляло не менее: на пластах пологого и наклонного падения при мощности пласта до 1 м — 200, от 1 до 2 м — 300, более 2 м — 400 кН/м²; при труднообрушаемых кровлях и мощности пласта до 1 м — 600, от 1 до 2 м — 1000, более 2 м — 1300 кН/м². Относительно распределения рабочего сопротивления по ширине и длине забоя пока общепринятых рекомендаций не

имеется. Основную кровлю можно, в свою очередь, разделить на две подгруппы:

Первая подгруппа — легкоуправляемая основная кровля, которая, плавно прогибаясь на обрушенную непосредственную кровлю, иногда с потерей сплошности, не создает сильного сжатия на механизированную или рудную крепь лавы.

Вторая подгруппа — трудноуправляемая основная кровля, имеющая разрывы шага первичного и последующего обрушений, обычно превышающие 30 м, создает опасные, нередко мгновенные сильные нажимы на механизированную крепь и непосредственную кровлю. В таких случаях необходимы искусственное повышение ее обрушаемости, например торпедирование и выполнение других мероприятий. Для условий работы крепи с мгновенными смещениями основной кровли со скоростью более 0,2 мм/с необходимо применять для силовых опор (стоек) специальные редохранительные устройства.

Вопросы управления прилегающими к очистному забою породами подробно рассмотрены в главах 2 и 7.

1.3.8. Прочность почвы

Почву, как кровлю и угольный пласт, следует рассматривать как часть единой механической системы «угольный

пласт — вмещающие породы — очистные машины», в которой все взаимосвязано и взаимообусловлено. Состояние почвы, ее характеристики, гипсометрия также во многом влияют на выбор технологического оборудования, ход процессов выемки угля, передвижки конвейера и секций механизированной крепи и др. При отработке пластов крутого падения технологов интересует устойчивость почвы, причем в не меньшей степени, чем кровли. Почвы пластов подразделяют на слабые и прочные. В зависимости от состава пород, растворимости их в воде, несущая способность почв различна и по данным ИГД им. Скочинского составляет 1,0—4,0 МПа (табл. 1.4).

Опорные поверхности механизированных крепей и других машин следует выбирать с учетом предельного давления, допускаемого на почву пласта, и коэффициента запаса. *Слабыми* называют почвы с сопротивлением вдавлению менее 2,5 МПа. Крепи комплексов, например ОКП, МК, КМ88 и другие, создают удельные давления на почву $\leq 2,5$ МПа. Если почвы растворяются в шахтной воде (шахты Западного Донбасса), то эксплуатация металлоемких комплексов без отвода воды или других мероприятий исключается.

1.3.9. Геологическая нарушенность угольных пластов и вмещающих пород

Изучение горных отводов шахт по планам горных выработок, а также другим геологическим и маркшейдерским документам показывает повсеместное наличие геологических нарушений: сбросов, взбросов, утонений, пережимов, размывов, вздутий, выклиниваний, замеще-

Таблица 1.4. Предельные давления опорных элементов крепей на почву пластов

Состав пород почвы	Предельное давление на почву, МПа	Предельное давление, МПа, при притоке воды, м³/ч		
		До 2	2—5	Более 5
Пески вязко-ластичные	1,0	0,5	0,5—0,3	0,3—0,15
Пески пластичные, углистые	2,0	1,5—1,0	1,0—0,5	0,5—0,3
Песчаные сланцы, глины песчаные	4,0	3,0—2,0	2,0—1,0	1,0—0,5

ний, надвигов и др. Геологические нарушения разделяют на две большие группы: первая — с разрывом сплошности пласта и вторая — без разрывов сплошности. Нарушения относительно, например линии падения пласта, располагаются по самым разнообразным направлениям. Обычно при проектировании шахт к крупным геологическим нарушениям приурочивают границы горных отводов, шахтных полей, блоков и др. Особенно много геологических нарушений в куполо- и мульдообразных структурах, в районах, где залегают пласты крутого падения. Нарушения в решающей мере влияют на выбор технологической схемы шахты, в частности способов вскрытия и подготовки шахтных полей, а также технологических схем подготовки и отработки пластов.

Большая нарушенность пластов требует применения высокоманевренных систем очистных и других машин. Современные же комплексы очистных машин весьма чувствительны к геологическим нарушениям. Поэтому в задачу технологов, геологов и других специалистов входит заблаговременное обнаружение геологического нарушения и принятие соответствующих мер, обеспечивающих в такой ситуации удовлетворительную работу эксплуатационных участков, других подразделений шахты.

Особую опасность представляет собой нарушенность угольных пластов при ведении очистных работ на самовозгорающихся пластах и на пластах, для которых характерны внезапные выбросы угля и газа.

Таким образом, геологическую нарушенность месторождения следует обязательно учитывать при выборе технологии подземных работ, поскольку она определяет надежность отработки запасов полезного ископаемого по шахте в целом.

1.3.10. Внезапные выбросы угля, газа и пород

Многолетним опытом подземной разработки угольных месторождений, в частности в старейшем бассейне нашей страны — Донбассе, установлено, что переход на большие глубины сопряжен с изменениями напряженного состояния массива горных пород. Это приводит к ухудшению устойчивости очистных особенно подготовительных выработок. Рост газообильности пластов, увеличение температуры пород, более частое появление внезапных выбросов угля, газа, пород, горных ударов — все это характерно для отработки глубоких горизонтов.

Особую опасность для работающих под землей представляют внезапные выбросы угля, газа и пород. К сожалению, горная наука еще глубоко не изучила механизм выбросов угля и газа в различных условиях, не создала теории выбросов и поэтому эффективных надежных мер борьбы с этим грозным явлением природы пока нет. Это объясняется чрезвычайной сложности проблемы.

Выбросы, как свидетельствует опыт, появляются начиная с глубин около 200 м. По современным представлениям, *выброс* — динамическое явление, возникающее при добыче ископаемого и прохождении выработок, характеризующееся мгновенным разрушением прилегающей к забою части массива ураганным выносом в горную выработку больших масс угля (до 1000 т), метана, пустых пород или углекислого газа. Интенсивность выбросов оценивают количеством выброшенного угля и породы. Обычно перед выбросом в пласте прослушиваются гулы, удары, треск с поверхности забоя отскакивают куски угля.

Основной, проверенной опытом, мерой борьбы с выбросами является осторожная отработка защитных пластов, которая по своей физической сущности

значает уменьшение напряженного состояния пород на какой-то период времени. Кроме того, специалисты в этой области горной науки рекомендуют для предотвращения выбросов применять: гидроразрыхление пласта, гидротрим пласта, низконапорное увлажнение угольного пласта, бурение пережающих скважин, образование азгрозочных щелей и пазов, торпедирование призабойных частей массива, комное торпедирование горных отвоов, закладку выработанных програнств и др.

Технологическая система шахты, на лагах которой возможны выбросы, должна иметь опережающую отработку пластов, что, разумеется, приводит к разбросанности горных работ. В залах, где потенциально возможны выбросы угля и газа, должны работать системы машин, управляемые дистанционно. В нашей стране научно-исследовательским и проектно-инструкторским работам, направленным на создание технологии подземной добычи угля без постоянного пребывания людей в забое, уделяется исключительное внимание.

Глава 2

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ, ПРОИСХОДЯЩИЕ ВО ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОДАХ И УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ

2.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Человек все шире и глубже осваивает недра планеты Земля. Следует ожидать еще большей активизации подземных работ: будут вовлекаться все новые месторождения и объекты, на старых месторождениях возрастут глубины разработок, увеличится сеть горных разработок.

В результате ведения очистных работ крывающая толща пород приходит движение. При этом естественные напряжения в горных породах, обуслов-

Обобщая материалы горно-технических характеристик объекта труда, с позиции технолога можно сделать следующие выводы:

технологическая система подземного горного предприятия для ритмичного выполнения своих основных функций по добыче ископаемого должна быть способной перестраиваться в связи с изменениями горно-технических и других условий производства;

чем сложнее динамика горно-технических параметров, тем оперативнее должна быть технологическая система шахты, созданная человеком и им же непрерывно регулируемая;

если технологическая система шахты не реагирует на изменения хотя бы одной из 10 рассмотренных горно-технических характеристик, то эффективность работы шахты снижается;

степень влияния отдельных горно-технических характеристик, а также их совокупностей на разных шахтах различна;

очистные работы, как главная подсистема шахты, наиболее чувствительны к изменению горно-технических характеристик. Это объясняется тем, что применяемые системы и отдельные машины мало приспособлены к изменениям своих количественных характеристик. Кроме того, параметры производственных процессов, выполняемых в лавах и на их сопряжениях, во многом зависят от геомеханических процессов, которые не являются стабильными.

ленные гравитационными, тектоническими силами и силами притяжения планет, а также другими факторами, перераспределяются. Аномалии напряжений и другие причины при определенных условиях вызывают деформации пород, внезапные выбросы угля, газа и пород, горные удары, завалы выработок, отжим угольных пластов, разрушения крепей и др.

Задача горных инженеров состоит в стремлении получить глубокие знания о природе процессов, происходящих в уникальной среде, чтобы уметь

эффективно ими управлять и прогнозировать их развитие. На этой основе прежде всего можно более рационально вести подземную разработку полезных ископаемых.

Изучение физической сущности процессов и явлений, происходящих в недрах, систематизируется наукой геомеханикой. Механика же горных пород, являясь частью геомеханики, изучает свойства, состояние горных пород и процессы, протекающие в них, в том числе вследствие производственной деятельности человека.

Большой вклад в становление и развитие механики горных пород внесли советские ученые: М. М. Протоdjаконов, А. Н. Динник, В. Д. Слесарев, П. М. Цимбаревич, Г. Н. Кузнецов, Г. А. Крупенников, В. Т. Давидянц, Л. Д. Шевяков, А. А. Борисов, В. В. Ржевский и др. На современном этапе развития научно-технического прогресса в горнодобывающей промышленности механика горных пород, будучи фундаментальным разделом горной науки, переживает период интенсивного роста и перехода от качественной теории к количественной.

2.2. СОВРЕМЕННЫЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О РАСПРЕДЕЛЕНИИ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ВОКРУГ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

О существовании горного давления нам известно от предыдущих поколений. Его вероятно заметили на заре горного дела, когда начали добычу ископаемых подземным способом. Ныне под термином *горное давление* понимают переменное во времени и пространстве напряженное состояние ненарушенных и нарушенных горных пород. Последствия горного давления (отжим угля в выработки, внезапные выбросы угля, газа, пород, разрушение крепей, поддувание почвы, завалы и т. п.) называют общим термином — *проявления горного давления*. На проявления горного давления совокупно

влияет множество разнообразных природных и технических факторов, действующих постоянно и повсеместно, также временно и локально. Природные факторы — гравитационное и температурное поля планеты, форма земной поверхности, форма залегания месторождения полезного ископаемого, силы взаимодействия планет, тектонические, горообразовательные и мантийные процессы, подземные и наземные газы и воды, структурные особенности горных пород и другие во много определяют проявления горного давления в выработках. Эти факторы пока не управляемы. В настоящее время можно управлять техническими факторами — формой сечения и размерами выработок, способами выемки полезного ископаемого, крепления лав шириной захвата выемочного органа рабочим сопротивлением и характеристикой крепи, другими технологическими и конструктивными параметрами добычной машины и крепи, скоростью подвигания очистного забоя взаимным расположением лав, способами выполнения концевых процессов на сопряжениях лав, способами управления боковыми породами и др. Сущность влияния этих, создаваемых человеком, факторов рассмотрена ниже.

Родоначальником советской школы горного давления следует считать проф. Протоdjаконова М. М. В настоящее время в СССР научно-исследовательские работы (НИР) по изучению горного давления ведутся многими отраслевыми, учебными и академическими институтами, в частности, применительно к угольным шахтам Донбаса — ДонУГИ, ВНИМИ, ИГД им. А. А. Скрипчинского, ДГИ, ДПИ, КГМИ, ИГТ АН СССР и др. Координацию НИР области горного давления возглавляет ВНИМИ (г. Ленинград). Столь большое внимание вопросам горного давления уделяется потому, что здесь находятся основные «ключи» к созданию

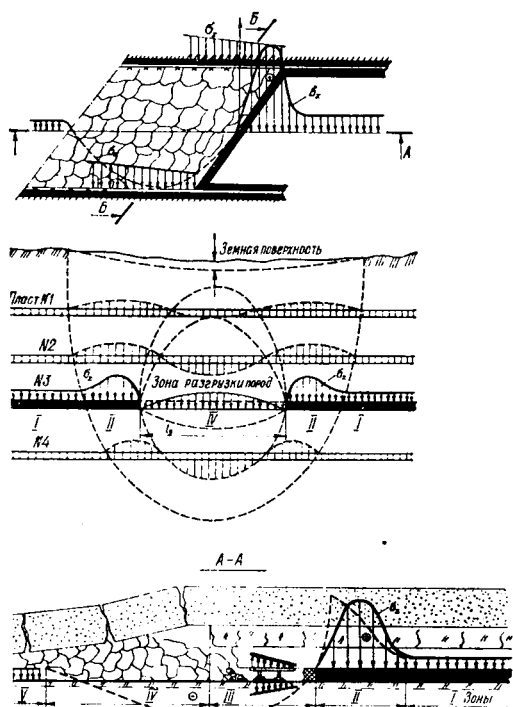


рис. 2.1. Распределение горного давления по зонам вокруг подвигающейся очистной выработки.

ройной теории безопасной технологии подземной добычи полезных ископаемых.

По современным представлениям горный массив, окружающий выработку, можно условно разделить на три зоны. Поведение пород под воздействием горного давления в разных зонах различно (рис. 2.1). *Первая зона* — стронутые горные породы. Подвигающийся длинный очистной забой, в отличие от подготовительного забоя, изменяет напряженное состояние пород на большой площади, причем эти изменения происходят и в угольном пласте, и в покрывающих и подстилающих породах, и в призабойном и выработанном пространствах. Однако впереди лавы, за зоной с повышенным давлением, существует зона стронутых горных пород. Очистные

работы по этому пласту на первую зону не влияют. Здесь происходят физико-механические процессы, присущие участку земной коры, которых подземная деятельность человека не изменяет. Иначе говоря, реперы, условно установленные в кровлю и почву, «подойдут» ко второй зоне, не изменив своего положения по причине отработки пласта. *Вторая зона* подвержена активнейшей обработке аномалиями напряжений, в том числе повышенных, вызванных появлением и продвижением лавы. В этой зоне рождаются деформации и разрушения угольного пласта и вмещающих его пород, которые затем частично или полностью проявляются в последующей третьей зоне. Ширина второй зоны достигает 30—100 м, зависит от структурных особенностей горных пород, крепости угольного пласта, скорости подвигания забоя и многих других факторов. Например, чем прочнее покрывающие породы, кровли, тем размер зоны больше, и наоборот. К сожалению, эта зона пока в натуральных условиях изучена недостаточно. Здесь содержатся «ключи» к пониманию механизма распределения горного давления, разрушения пород, раздавливания угля, выбросов и т. п. Многие проявления горного давления в этой зоне могут быть зафиксированы в штреках, забои которых опережают лаву, при отработке запасов обратным ходом, другими способами и средствами. Реперы, установленные в кровле и почве в конце зоны, обращенном к лаве, обязательно покажут конвергенцию пород. *Третья зона* — это породы, находящиеся над и под очистным забоем, непосредственно взаимодействующие с крепью лавы. Поэтому при изучении поведения пород в этой зоне надо рассматривать единую механическую систему: «кровля — крепь — почва — краевая часть угольного пласта и обрушенные породы (закладка)». На тонких пластах, например, примерная ширина этой зоны с учетом кра-

евой части пласта и части обрушенных пород составляет 5—7 м. Трещиноватость пород в этой зоне, как правило, очень развита, здесь можно часто наблюдать образование блоков, в том числе «шарнирных». Роль крепи, ее конструкции в поддержании этих пород существенна, но не главная. Взаимодействие кровель, слоев кровель, характер их разрушения и движения, другие обстоятельства определяют закономерности внешнего нагружения на крепь выработки. Здесь очень важно знать статику и динамику всех процессов, в том числе переходных, имеющих место в названной системе. В этой зоне реперы продолжают сближаться, причем до тех пор, пока репер, забитый в кровлю при ее обрушении, не исчезнет. В *четвертой зоне* располагаются непрерывно-деформирующиеся породы кровли, а на крутом падении и почвы. Закономерности расслоения этих пород, обрушения их и размещения обрушенного материала изучены недостаточно глубоко, особенно в лавах пластов крутого падения. В результате разрушения кровли, породы почвы разгружаются от сил сжатия, при этом фиксируются случаи относительного поднятия репера, забитого в почву. Это свидетельствует о ее пучении. Глубинными реперами определяют расслоение пород кровли и характер ее движения. Динамика внешнего нагружения крепей лав не может быть познана без знания закономерностей деформирования пород в этой зоне. Следовательно, поиск, например, новых систем машин трудно проводить, не зная детали закономерностей поведения пород в четвертой зоне. Эта зона существует и при ведении полной закладки пород в выработанном пространстве. Разумеется, статика и динамика процессов поведения пород в этом случае будут отличаться количественно. В *пятой зоне* насту-

пает новое равновесие пород, прошедших «обработку» во второй, третьей и четвертой зонах. Давление пласта на почву опять достигает почти таких же значений, которые она испытывала до выемки полезного ископаемого. Стабилизация еще недавно бурно протекавших процессов во второй, третьей и четвертой зонах наступает в этой зоне в силу естественных причин, главной из которых является гравитационное поле Земли. Эта зона начинается ориентировочно на расстоянии около 100 м позади лавы.

Итак, движущийся очистной забой большой длины влияет, например, в условиях Донбасса, по пласту ориентировочно на расстояние до 100 м впереди лавы и на 100 м позади нее. Конечно, область влияния по пласту большая, а в сторону покрывающих пород — до поверхности. В направлениях, перпендикулярных к почве пласта, зона влияния очистного забоя точно пока не установлена. Что касается направлений в стороны прилегающих к лаве выработок (штреков, ходков и др.), то размеры зоны влияния тоже точно не ясны. Известно лишь, что во всех случаях проход лавы влияет на прилегающие к ней выработки. Степень влияния подвижного очистного забоя на них и те же породы, но находящиеся в разных зонах, различна. Разумеется, строгие границы между зонами провести трудно, поскольку они непрерывно вместе с забоем тоже перемещаются. Рассмотрим детальнее состояние и поведение пород, а также множество практических рекомендаций, вытекающих из изучения специфических особенностей проявлений горного давления в каждой из упомянутых и еще пяти зон. Эти знания нужны для решения разных вопросов, связанных с ведением производственных процессов.

2.3. СОСТОЯНИЕ ТОЛЩИ НЕТРОНУТЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Нетронутые горными работами породы находятся в объемном напряженном состоянии, которое называется *начальным*, а состояние, вызванное проведением очистных и подготовительных выработок, называется *дополнительным*. На формирование начального напряженного состояния влияют комплекс факторов, которые можно изделить на две группы: *первая* — факторы, действующие постоянно и повсеместно, и *вторая* — факторы, действующие временно и локально. К первой группе относятся: гравитационное, температурное поля, структурные особенности горных пород, их физико-механические свойства, рельеф земной поверхности, космические и другие факторы, ко второй — тектонические горообразовательные процессы, подземные и наземные газы и воды и производственная деятельность человека.

Основными силами, сформировавшими начальное напряженное состояние пород, являются гравитационные силы. Это не значит, что составляющая в начальных напряжениях, например от факторов, действующих временно и локально, не может превосходить гравитационную составляющую. Величину гравитационной составляющей можно оценить методами механики сплошной или дискретной среды, которые изучаются в общегорных курсах. Для этого надо абстрагировать среду и принять соответствующую ее модель. Достоверность оценки состояния среды зависит от полноты учета ее физико-механических свойств, структурных и текстурных особенностей — слоистости, сплошности, анизотропии и др.

Аналитически оценить влияние упомянутых факторов пока сложно. Возможно это удастся сделать экспериментально. Рассмотрим модель ли-

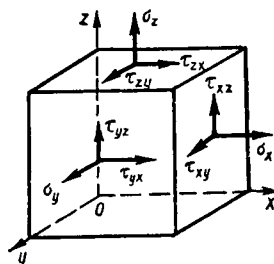


Рис. 2.2. Параллелепипед элементарного образца пород.

нейно-деформируемого неоднородного изотропного породного массива с горизонтальным напластованием и равнинным рельефом местности. Для исследования напряженного состояния в точке представим себе элементарный объем в виде параллелепипеда, вырезанного из ненарушенного горного массива из первой зоны в окрестностях данной точки с плоскостями, параллельными координатным плоскостям прямоугольной системы координат $oxyz$ (рис. 2.2).

Полные напряжения, действующие на каждую из элементарных площадок параллелепипеда, можно разложить на три составляющие — одно нормальное и два касательных напряжения, параллельные координатным осям. Если пренебречь плотностью элементарного параллелепипеда, то напряженное состояние в точке можно охарактеризовать девятью составляющими напряжений. Их называют *компонентами напряжений* (в точке три нормальных компоненты и шесть касательных).

Перпендикулярные напряжения обозначают символом σ с соответствующим индексом, указывающим на ось, параллельную напряжению, например, σ_x , σ_y , σ_z . Обычно в задачах механики горных пород нормальные напряжения являются сжимающими.

Касательные напряжения обозначают символом τ с двумя индексами, первый из которых указывает на ко-

ординатную ось, параллельную касательному напряжению, а второй — на ось, перпендикулярную к площадке, на которую действует касательное напряжение, например τ_{xy} , τ_{zx} и т. д. Совокупность компонент напряжений записывается в виде квадратной матрицы

$$T_{ij} = \begin{vmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} & \tau_{xz} \\ \tau_{yx} & \sigma_y & \tau_{yz} \\ \tau_{zx} & \tau_{zy} & \sigma_z \end{vmatrix} \quad (2.1)$$

Согласно закону о взаимозаменяемости касательных напряжений, компоненты касательных напряжений, расположенные симметрично относительно главной диагонали, составленной из компонент нормальных напряжений, равны между собой: $\tau_{xy} = \tau_{yx}$; $\tau_{xz} = \tau_{zx}$; $\tau_{yz} = \tau_{zy}$.

Такую симметричную квадратную матрицу называют *тензором напряжений*. Определению подлежат шесть компонент напряжений: σ_z — нормальное вертикальное напряжение; σ_x , σ_y — нормальные горизонтальные напряжения; τ_{xy} , τ_{xz} , τ_{yz} — касательные напряжения.

Принятой модели массива соответствуют физические уравнения:

$$\left. \begin{aligned} \epsilon_x &= 1/E(\sigma_x - \mu\sigma_z) - \mu_1/E_1\sigma_y, \quad \gamma_{yz} = \tau_{yz}/G_1; \\ \epsilon_y &= -\mu_1/E_1(\sigma_z + \sigma_x) + 1/E_1\sigma_y, \quad \gamma_{xz} = \tau_{xz}/G_1; \\ \epsilon_z &= 1/E(\sigma_z - \mu\sigma_x) - \mu_1/E\sigma_y, \quad \gamma_{xy} = \tau_{xy}/G_1, \end{aligned} \right\} \quad (2.2)$$

где E — модуль деформации по направлениям осей в плоскости изотропии; μ — коэффициент Пуассона для деформаций в плоскости изотропии при сжатии в этой же плоскости; E_1 — модуль деформации по направлениям осей, перпендикулярных к плоскости изотропии; μ_1 — коэффициент Пуассона для деформаций в плоскости изотропии при сжатии в направлении, перпендикулярном к плоскости изотропии; $G_1 = \frac{E}{2(1+\mu)}$ — модуль сдвига, характеризующий искажение углов в

плоскостях, перпендикулярных к плоскости изотропии.

Дополнительно к принятой модели массива будем считать, что деформационные характеристики изменяются только по глубине:

$$E = E(z), \quad \mu = \mu(z), \quad E_1 = E_1(z), \\ \mu_1 = \mu_1(z), \quad G = G(z).$$

Плотность пород изменяется с глубиной по закону $\gamma = \gamma(z)$, т. е. массив непрерывно неоднороден по глубине.

Динамические уравнения равновесия для рассматриваемой упрощенной модели массива пород с дополнением, где единственной объемной силой является сила гравитации, имеют вид

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \tau_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xz}}{\partial z} + \rho y &= \rho \frac{\partial^2 u}{\partial t^2}; \\ \frac{\partial \tau_{yx}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{yz}}{\partial z} + \rho y &= \rho \frac{\partial^2 v}{\partial t^2}; \\ \frac{\partial \tau_{zx}}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{zy}}{\partial y} + \frac{\partial \sigma_z}{\partial z} + \rho z &= \rho \frac{\partial^2 w}{\partial t^2}, \end{aligned} \right\} \quad (2.3)$$

где ρ — плотность вещества; x, y, z — проекции объемных сил на оси координат, отнесенные к единице массы; t — время.

Если единственной объемной силой принять силу тяжести, т. е. $\ddot{u} = 0, \ddot{v} = 0, \ddot{w} = 0$, $x = y = 0$, $\rho z = \gamma z$, то следовательно, $\tau_{xy} = \tau_{xz} = \tau_{yz} = 0$, $\sigma_z = \sigma_z(y)$, $\sigma_x = \sigma_x(y)$,

$$\sigma_z = \int_0^H \gamma(z) dz, \quad (2.4)$$

где H — расстояние от земной поверхности до рассматриваемой точки массива.

Формула удовлетворяет условиям на поверхности $\sigma_z = \tau_{xy} = \tau_{yx} = 0$ при $H = 0$.

Приняв ограничение, что относительные деформации по осям ox и oy отсутствуют при $\epsilon_y = \epsilon_x = \epsilon_0$, из первого или второго физического уравнения

лучим:

$$\sigma_x = \sigma_y = E/E_1[\mu_1/(1-\mu)]\sigma_z + [E/(1-\mu)]\varepsilon_0.$$

В настоящее время можно считать, что $\varepsilon_0 = 0$, тогда

$$\sigma_y = \sigma_z = E/E_1[\mu_1/(1-\mu)]\sigma_z.$$

Если же модули деформаций по направлениям $\varepsilon_0 = 0$ и коэффициенты Пуассона $\mu = \mu_1 = \text{const}$, то нормальные горизонтальные напряжения

$$\sigma_y = \sigma_x = \sigma_z \mu / (1 - \mu).$$

Это случай, когда модель массива прощена, т. е. массив является однородным и изотропным.

Таким образом, для определенной модели массива, зная модули деформаций и коэффициенты Пуассона и исчислив на ЭВМ напряжения в точках, можно изобразить поле напряжений графически, например в виде изополей и эпюр.

Физические уравнения принятой модели массива, связывающие напряжения и деформации, не учитывают по-местно действующий фактор — время. Между тем доказано, что геологические процессы влияют на формирование начального напряженного состояния горных массивов. В горных породах спустя миллиарды лет после их образования в результате релаксационных процессов, как отмечалось выше, напряженное состояние выравнивается. Иначе говоря, при ∞ соотношения между компонентами напряжений в точке стремятся к следующим пределам: $\sigma_x/\sigma_y = \lambda_x \rightarrow 1$; $\sigma_x/\sigma_z = \lambda_z \rightarrow 1$; $\tau_{xy}/\sigma_y = \lambda_{xy} \rightarrow 0$; $\tau_{xz}/\sigma_y = \lambda_{xz} \rightarrow 0$; $\tau_{yz}/\sigma_y = \lambda_{yz} \rightarrow 0$.

Коэффициенты λ_x и λ_z называют коэффициентами бокового распора. Поле начальных напряжений, в котором $\lambda_y = 1$ и $\lambda_{xy} = \lambda_{xz} = \lambda_{yz} = 0$, называется геостатическим, а поле, в котором $\lambda_x = \lambda_y \neq 1$ и $\lambda_{xy} = \lambda_{xz} \neq 0$ — негеостатическим.

Если же в массиве горных пород в какой-то период времени начинают проявляться, например тектонические факторы, то геостатическое поле напряжений превращается в негеостатическое, т. е. $\lambda_z > 1$ и $\lambda_x > 1$.

В последнее время все больше ученых поддерживают известную гипотезу о геостатическом распределении напряжений в нетронутых горных массивах. При этом в качестве аргументов используются работы Б. В. Матвеева, теоретические исследования Ю. М. Либермана и другие материалы. Б. В. Матвеев, проводя эксперименты с горными породами ($\sigma_{сж} \leq \leq 60$ МПа), установил, что напряжения в образце слабого глинистого песчаника ($\sigma_{сж} = 15$ МПа) в течение нескольких десятков часов релаксируют в интервале $\lambda_x = 0,39 - 0,45$. Ю. М. Либерман утверждает, что многие горные породы угольных, рудных и соляных месторождений в процессе генезиса физического состояния близки к неограниченной текучести, т. е. $\sigma_z = \sigma_x = \sigma_y$; $\tau_{xy} = \tau_{xz} = \tau_{yz} = 0$, следовательно, нетронутый горный массив имеет геостатические напряжения.

Анализируя состояние пород в первой зоне, можно сделать вывод о том, что достоверность и надежность оценки его зависит от качества принятой модели массива, физико-механических параметров пород и принятой расчетной схемы. Такая оценка справедлива лишь для случая, когда тектонические и мантийные процессы, действующие на земную кору, не учитывают. Если же учитывать и эти силы, то напряжения нетронутых горных пород по какой-либо оси равны

$$\sigma = \sigma_r + \sigma_t,$$

где σ_r — напряжения от действия гравитационных сил; σ_t — напряжения от действия тектонических сил.

Сила тяжести пород действует вертикально, следовательно,

$$\sigma_z = \sigma_r = \gamma H,$$

где γ — плотность пород; H — расстояние от земной поверхности.

Если принять среднюю плотность покрывающих пород $\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3$, то на глубине 100 м вертикальное напряжение достигнет $\sigma_z = 2,5 \text{ МПа}$, на глубине 1000 м — 25 МПа, а на глубине 2000 м — 50 МПа.

Из сказанного выше следует, что при постоянном значении коэффициента Пуассона $\mu = \text{const}$, учитывающем поперечные деформации, и отсутствии деформаций по направлениям осей горизонтальные напряжения для упругих пород можно определить так:

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z \mu / (1 - \mu).$$

Значения μ для горных пород изменяются от 0,2 до 0,5. Большие значения соответствуют более плотным и монолитным породам. Тогда для условий Донбасса можно записать: $\sigma_x = \sigma_y = 0,25 \gamma H$. Следовательно, вертикальные напряжения больше горизонтальных.

При разработке рудных залежей с развитой тектоникой, например в Курской магнитной аномалии, Талнахском и других месторождениях натурными измерениями установлено, что горизонтальные напряжения σ_x и σ_y в 2—3 раза больше σ_z . Разумеется, при ведении горных работ это обстоятельство следует учитывать.

Модель массива горных пород в первой зоне применительно к рудным месторождениям можно принимать в виде сплошной неоднородной среды с упругими свойствами. Но как только эти породы перейдут во вторую, затем в третью зоны, сплошная среда превратится в дезинтегрированное трещинами пластическое тело или станет склонной к вывалообразованиям и высыпанию.

Таким образом, по современным представлениям, нетронутые горные породы первой зоны находятся в

объемном напряженном состоянии, при котором все естественные трещины закрыты. Соотношение главных нормальных напряжений различно. В каменноугольных отложениях преобладают напряжения σ_z . Из рудной практики известны случаи, когда σ_x и σ_y вдвое превышают σ_z . Методы оценки действия тектонической составляющей напряжений еще не совершенны. Главными являются силы гравитации. Объемное напряженное состояние пород, что подтверждено точными шашными измерениями, прямо пропорционально глубине и плотности покрывающих пород. Разумеется, на глубине 1000 м, где для Донбасса, например $\sigma_z = 25 \text{ МПа}$, возводимая в очистных выработках крепь имеет сопротивление на два порядка ниже σ_z и пока выполняет возложенные на нее функции. Это происходит потому, что крепь имеет податливую конструкцию, т. е. она «уходит» от большого внешнего нагружения.

2.4. ОПОРНОЕ ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ

Покрывающая толща впереди длинного очистного забоя и по его бокам опирается на пласт полезного ископаемого, а сзади — на обрушенные породы или закладку. В результате выемки угля в лаве частично удаляется опора, на которой покоится толща. При этом часть массы покрывающих пород передается на краевую часть угольного пласта, создавая тем самым опорное горное давление. Это давление, таким образом, прибавляется существующему в зоне нетронутых горных пород. Следовательно, опорное горное давление является результатом отработки пласта полезного ископаемого, т. е. производственной деятельности человека под землей.

Рассмотрим некоторые детали распределения опорного горного давления и практические предложения, вытекающие из его изучения. Заметим, что

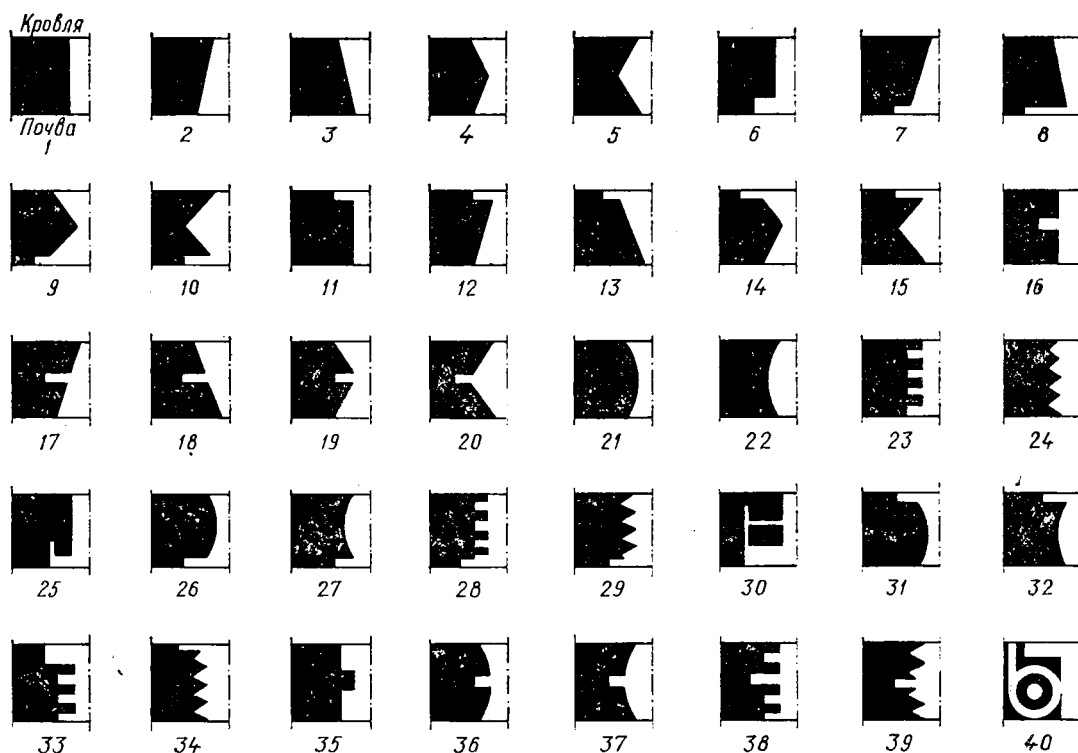


Рис. 2.3. Формы разрушения груди угольного забоя:

1 — вертикальная; 2 — наклонная на выработанное пространство; 3 — наклонная на угольный массив; 4 — выпуклая с гранями; 5 — вогнутая с гранями; 6 — с нижним врубом у почвы пласта; 7 — с подсечкой у почвы пласта; 8 — с опережающей подсечкой у почвы пласта; 9 — с подсечкой у почвы пласта и выпуклыми гранями; 10 — с вогнутыми гранями и подсечкой у почвы пласта; 11 — с опережающим врубом у кровли пласта; 12 — с подсечкой у кровли пласта; 13 — с опережающим врубом у кровли пласта; 14 — с выпуклыми гранями и подсечкой у кровли пласта; 15 — с вогнутыми гранями и подсечкой у кровли пласта; 16 — с рассечкой пласта врубом на две части; 17 — с рассечкой пласта щелью; 18 — с рассечкой щелью наклонного «на массив» забоя; 19 — с рассечкой выпуклого забоя на две части; 20 — с рассечкой вогнутого забоя опережающей щелью; 21 — выпуклая овальная; 22 — вогнутая овальная; 23 — гребенчатая с прямоугольными зубьями; 24 — гребенчатая с треугольными зубьями; 25 — с фигурной подсечкой у почвы пласта; 26 — выпуклая с подсечкой у почвы пласта; 27 — вогнутая овальная с подсечкой у почвы пласта; 28 — гребенчатая с опережающей подсечкой у почвы пласта; 29 — гребенчатая с треугольными зубьями и подсечкой у почвы пласта; 30 — с фигурным врубом, расположенным в нижней части пласта; 31 — с опережающей щелью у кровли пласта при выпуклой конфигурации груди забоя; 32 — с вогнутым забоем и опережающей щелью у кровли пласта; 33 — с одновременным врубом у кровли пласта; 34 — с гребенчатым забоем и опережающей щелью у кровли пласта; 35 — с одновременной выемкой частей у кровли и у почвы пласта; 36 — с рассечкой пласта на две части при выпуклости забоя; 37 — с рассечкой пласта на две части при вогнутости забоя; 38 — с рассечкой пласта врубом на две части при гребенчатой поверхности; 39 — с рассечкой пласта щелью при треугольной форме реза; 40 — с фигурной формой разрушения краевой части пласта.

ека нет единого мнения относительно закономерностей распределения этого явления, что объясняется недостаточной изученностью сложных процессов распределения напряжений при переходе пород из объемного напряженного состояния в плоское, а также нестабильностью параметров среды. На

распределение опорного давления влияет много факторов, основными же являются производственные процессы, связанные с отработкой пластов.

Современные выемочные машины — комбайны, струги, скрепер-струги, конвейер-струги и другие разрушают краевую часть пласта в основном рез-

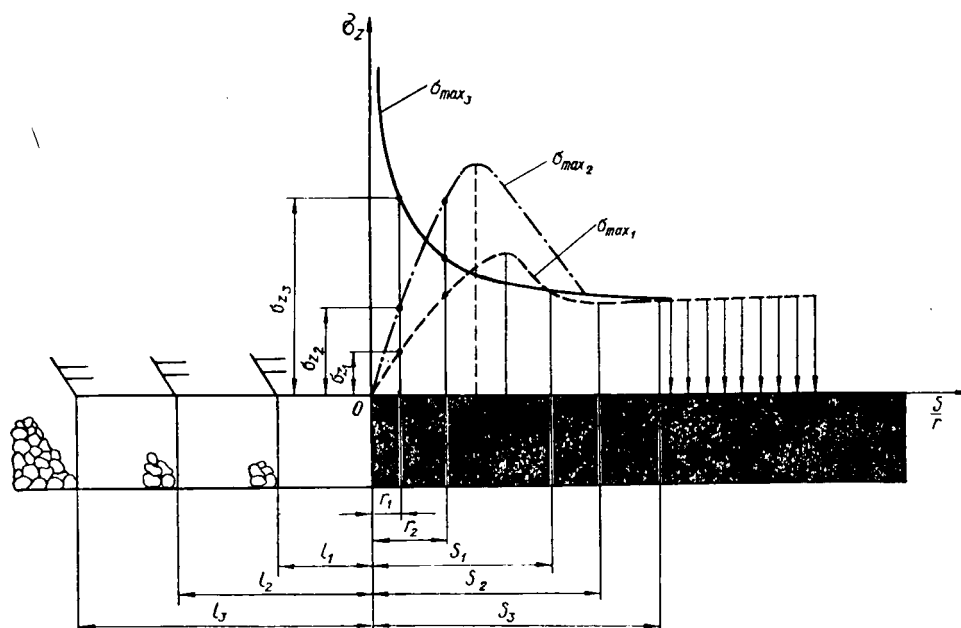


Рис. 2.4. Схема к объяснению влияния ширины очистного забоя и захвата выемочной машины на распределение опорного горного давления.

нием угля. При этом конфигурация формы груды угольного забоя может быть различной (рис. 2.3).

Любая выемочная машина, независимо от ее схемного решения, имеет три основных технологических параметра: форму груды забоя, ширину захвата и скорость подачи исполнительного органа.

Форма груды забоя определяет главным образом устойчивость краевой части угольного пласта. Чаще всего на тонких и средней мощности угольных пластах форма груды забоя прямолинейная, т. е. плоскость забоя перпендикулярна к плоскости почвы и кровли пласта. На мощных пластах, где происходит отжим угля в больших количествах, форма груды забоя может быть иной, например с наклоном плоскости забоя «на пласт». Стремление использовать силы горного давления для облегчения выемки полезного ископаемого приводит к изменению формы груды забоя. Исследования этих

форм на моделях из оптически активных материалов показали, что они (формы) не вносят качественных изменений в общие закономерности распределения опорного горного давления. При выемке угля с опережающим врубом, по данным автора, происходит перераспределение напряжений с переносом максимума опорного давления в направлении вглубь массива от очистного забоя. Это снижает энергоемкость разрушения пласта, улучшает сортность угля, позволяет установить в опережающий вруб крепь и, следовательно, поддержать обнажения неустойчивых пород.

Ширина захвата выемочных машин работающих в составе комплексов очистного оборудования, в последние годы стабилизировалась и не превышает 1 м, чаще всего у комбайнов она составляет 0,50; 0,63 и 0,8, а у стругов — 0,05—0,15 м. Предпринимаются попытки увеличить захват выемочных машин, но разумеется, на новом науч-

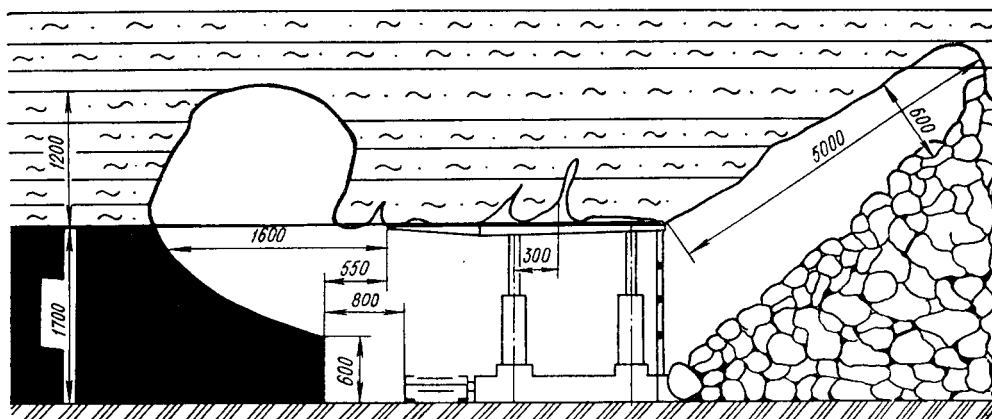


Рис. 2.5. Состояние кровли и пласта при вывале пород в одной из шахт Донбасса.

ю-техническом уровне, а в отдельных случаях — уменьшить его.

Скорость подачи узкозахватных комбайнов непрерывно растет, достигая уже 10 м/мин. Энерговооруженность выемочных машин тоже увеличивается. Следовательно, интенсификация процесса выемки угля повышается. Так, созданы комбайны производительностью 10 т/мин. Если в 50-е годы в угольной промышленности СССР преобладали широкозахватные комбайны, то теперь, в 80-е годы — узкозахватные. Полным ходом совершенствуются струги и другие выемочные машины. Обычно, чем больше ширина захвата выемочной машины, тем на какой-то период времени больше ширина рабочего пространства лавы и, следовательно, больше размер консольно нависающих пород непосредственной кровли (рис. 2.4). При этом опорное давление возрастает, а нажим на краевую часть пласта увеличивается. Широкозахватные комбайны работали то выемке угля с малыми скоростями подачи, вынимали уголь и за зоной отжима. Это вызывало динамические процессы в перераспределении напряжений в опорной зоне. Стабилизацию аномалий напряжений в пограничных очистным забоем породах обеспечивала крепь, устанавливаемая, в част-

ности, непосредственно у груди забоя. Установлено, что чем больше сопротивление этой крепи, тем лучшим было состояние пород, и чем скорее такую крепь возводили вслед за движущимся исполнительным органом широкозахватного комбайна, тем устойчивее были породы. Повсеместный переход на узкозахватную выемку угля уменьшил динамику перераспределения опорного давления. Исполнительные органы этих комбайнов, не говоря уже о стругах и подобных им машинах, как правило, производят выемку в отжатой зоне. Следовательно, длина консолей нависающих пород кровли существенно не увеличивается и потому опорное давление резко не изменяется. Все переходные процессы в изменении напряжений более плавны по сравнению с широкозахватными машинами. Однако после выемки угля узкозахватным комбайном механизированные крепи с консольными, достигающими 2 м и более перекрытиями, не стабилизируют во времени процессы перераспределения напряжений. В результате этого в определенных условиях происходят систематические вывалы неустойчивых пород кровли в рабочее пространство лав (рис. 2.5), что влечет за собой отрицательные последствия — снижение добычи и надежности

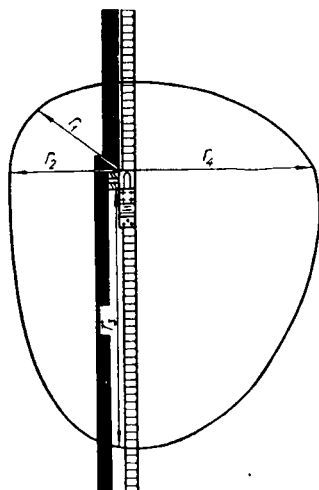


Рис. 2.6. Конфигурация зоны непосредственной кровли, подверженной активному опусканию слоев вследствие выемки угля.

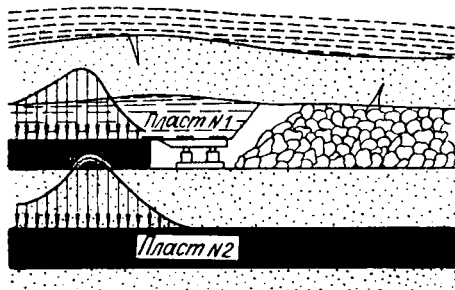


Рис. 2.7. Схема надработки сближенных пластов.

работы забоя, повышение зольности добытого ископаемого, травматизма и др.

По имеющимся данным, зона влияния выемки угля узкозахватными комбайнами (рис. 2.6) на шахтах Донбасса распространяется впереди комбайна r_1 , сзади комбайна на r_3 , на массив угля r_2 и выработанное пространство r_4 , причем $r_1 \approx r_2 \approx r_3 \approx 10-12$ м для пологого падения и 8—10 м для пластов крутого падения. Прекращение процесса выемки угля в лаве вызывает относительную стабилизацию в перераспределении напряжений. Дефор-

мации пород в этот период не прекращаются, но скорость их резко уменьшается.

Передвижка секций механизированной крепи влияет качественно так же, как и выемка угля, однако область ее влияния больше по площади и по объему вовлекаемых пород. Конфигурация зоны влияния в проекции на плоскость почвы пласта имеет такую же форму, как и при выемке угля. Разумеется, это относится к условиям, когда наложение зон влияния от выемки угля и передвижки секций существенно ухудшает состояние непосредственной кровли в очистном забое. После передвижки секций обычно происходит укорочение консолей непосредственной кровли, т. е. обрушение ее в выработанном пространстве. Это уменьшает напряжения пород вокруг угольного пласта и в его краевой части. Следовательно, выемка угля, передвижка секций механизированной крепи и посадка кровли в выработанном пространстве существенно влияют на распределение опорного давления. А поскольку указанные основные процессы в подвигающемся забое повторяются циклически, то и аномалии напряжений в опорной зоне тоже непрерывно-циклические. Если в лаве ведутся взрывные работы, то они тоже существенно влияют на распределение напряжений в опорной зоне. При этом возможны волновые процессы. В современных очистных забоях нередко наблюдается весьма плохое состояние пород на концах забоя вследствие ведения буровзрывных работ в нишах и по другим причинам. Однако самое сильное влияние на распределение опорного давления оказывает подработка и надработка сближенных пластов, расстояние M между которыми составляет несколько десятков метров (до 50 м). Например, при надработке (рис. 2.7) пласта № 2 пластом № 1, по нижнему пласту «прокатывается» волна опорного давления, максимальная величина

которого на глубине H_1 в 2—3 раза будет превосходить произведение $\gamma_{\text{ср}} H_1$ и составлять на глубине $H_1 = 1000$ м $3 \times 25 = 75$ МПа. Затем, в зоне разгрузки над пластом № 2 глубина покрывающих пород временно и резко как бы уменьшается, следовательно, сильно напряженные породы в опорной зоне могут выйти в зону разгрузки в псевдопластическом состоянии. Резкий перепад напряжений уменьшает крепость угля, существенно ухудшает состояние вмещающих пород (все трещины в угле и породах раскрываются), приводит к другим последствиям. Поэтому механизм перепада напряжений часто используется, например для защиты при ведении горных работ на пластах, опасных внезапными выбросами угля, газа и пород.

В современных очистных забоях превалирует способ управления кровлей — полное обрушение пород. В определенных условиях, если это выгодно экономически и по другим соображениям, например с точки зрения охраны природной среды, возможно некоторое распространение прпной (частичной) механизированной закладки выработанных пространств. Если сравнивать влияние этих двух способов управления кровлей на распределение напряжений в опорной зоне, то можно заметить следующее.

Полная плотная закладка выработанного пространства лавы не вносит нового качества в распределение напряжений, она существенно уменьшает динамику в аномалиях напряжений при переходе пород из зоны со всесторонним сжатием в зоны с двумерным напряженно-деформированным состоянием. Следовательно, деформации при сближении пород над закладочным массивом отличаются относительной плавностью хода.

Влияние скорости продвижения очистного забоя на распределение опорного давления хорошо изучено на моделях из эквивалентных материалов. Напри-

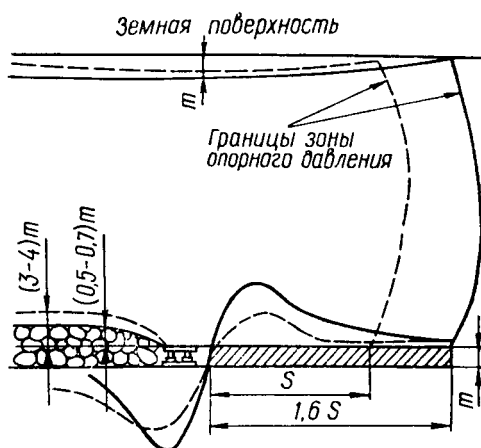


Рис. 2.8. Влияние скорости продвижения забоя на распределение опорного горного давления: — — — скорость продвижения 3 м/сут; — — — 20 м/сут.

мер, результаты исследований ДонУГИ показывают следующее (рис. 2.8). Если увеличить скорость продвижения очистного забоя с 3 до 20 м/сут, то в средних условиях Донецкого бассейна ширина зоны опорного давления возрастет в 1,6 раза, концентрация опорных напряжений примерно в 2 раза, а максимум опорного горного давления приближается к забою. В выработанном же пространстве высота зоны обрушенных пород уменьшится с 3—4 м (m — мощность пласта) до 1 м, следовательно, осадки земной поверхности увеличатся. Во всех случаях с увеличением скорости продвижения забоя состояние пород непосредственной кровли улучшается. Это повсеместно доказано опытом работы лав в разных горно-технических условиях.

Институт ВНИМИ предпринял попытку систематизировать многочисленные материалы натурных измерений параметров распределения опорного давления. Результаты этой работы применительно ко всем угольным бассейнам страны представлены на рис. 2.9. Из рисунка видно, что максимум сжатия вмещающих пород имеет место в пределах 0—10 м в глубине массива

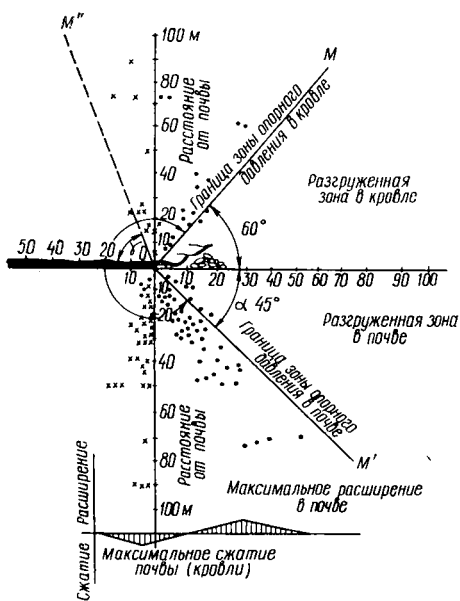


Рис. 2.9. Деформация в опорной зоне по ВНИИ.

угольного пласта, а максимум расширения пород почвы — на расстоянии примерно 30 м от забоя в выработанном пространстве лавы. Граница зоны опорного давления проходит в кровле по плоскости OM , имеющей угол наклона к горизонту около 60° ; граница же зоны в почве расположена на плоскости OM' , проведенной к горизонту под углом примерно 45° . Границы справедливы применительно к подвижающемуся очистному забою. Если забой будет остановлен, то положение плоскости OM изменится, она перейдет через 90° против часовой стрелки и остановится в положении OM'' на предельном угле γ . По этим материалам легко просматриваются границы разгруженных зон в кровле и почве пласта, т. е. они нужны для решения задач, связанных с защитой пластов от выбросов.

Во всех случаях отжима краевой части угольных пластов, точнее раздавливания их силами опорного давления, максимум давления перемещается дальше от забоя на массив угля

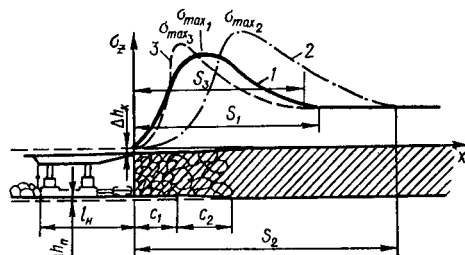


Рис. 2.10. Распределение опорного давления при отжиме краевой части пласта.

(рис. 2.10). При этом ширина призабойного пространства l_n сначала увеличивается на c_1 , а затем на c_2 . В этом случае кровля опускается на Δh_k , почва поднимается на Δh_p . Разумеется, кровля пласта над зонами c_1 (визуально наблюдаемый отжим) и c_2 (инструментально наблюдаемый отжим) крепью не поддерживается. Поэтому при выемке угля могут образовываться вывалы неустойчивых пород. Эпюра опорного давления все время перемещается и меняет свою форму. Это объясняется постепенным раздавливанием угольного пласта или вмещающих боковых пород или того и другого вместе. Вполне возможны случаи пластического течения пород почвы из-под краевой части угольного пласта. Породы кровли типа донецких глинистых сланцев также способны раскрывать трещины еще в зоне на краевой частью пласта. Поэтому крепь и выемочная машина на пластах с неустойчивыми боковыми породами и слабыми углями должны своевременно приостановить опасное развитие деформаций в кровле. До сих пор механизированные крепи с большим безопасным пространством и выемочная машина в этих условиях свои функции выполняли плохо. Особо трудно стабилизировать развитие деформаций пород на пластах крутого падения лавых, перемещаемых по простиранию, поскольку здесь кровля, пласт угля и почва склонны к сползанию под действием гравитационных сил. Нескол

о легче решается эта задача в забое, перемещаемом по падению, т. е. когда направление действия силы гравитации совпадает с направлением продвижения лавы.

В опорной зоне наблюдаются деформации вертикального сжатия пород, в отличие от растяжения, которое имеет место над и под очистным забоем. Сжимающие напряжения по А. Борисову для однородной изотропной среды можно аппроксимировать функцией

$$\sigma_z = \gamma H (1 + k l^{\frac{-2x}{l}}),$$

где k — коэффициент концентрации горного давления на контуре выработки (зависит от соотношения m/l , т. е. соотношения вынимаемой мощности пласта к наибольшей ширине свободного пространства; при $m/l = 1/5$ коэффициент $k = 1,23$, а при $l = 1/18$ $k = 4$).

Для прямоугольного сечения лавы, в наличии недеформируемого угольного пласта (отжима не имеется, т. е. $\mu = 0,5$), сжимающие напряжения можно определить по формуле

$$\sigma_z = 2\gamma H x / \sqrt{x^2 - l^2},$$

где x — текущая координата на оси ox (оси ox перпендикулярной к os_z , ось ox направлена по простиранию (расстоянию) пласта, т. е. по направлению продвижения очистного забоя. Пересечение осей ox и os_z , т. е. точка расположена на пересечении плоскостей угольного забоя и плоскости кровли, проведенной по контакту с угольным пластом. Динамика распределения опорного давления с учетом фактора времени глубоко не изучена. Специалисты утверждают, что коэффициент концентрации напряжений колеблется в пределах $k = 2—5$. Сжимающие напряжения, как правило, превышают предел упругости пород и по мере наступают различные виды уп-

руго-пластических деформаций — изгиб, срез, сдвиг, а также разрывы сплошности, трещины, расселины и т. п. Появление и раскрытие в кровле различного рода трещин существенно снижает жесткость слоя на изгиб и пока не поддается количественному учету. В опорной зоне кроме сжатия и растяжения пород имеют место также небольшие горизонтальные перемещения угольного пласта.

Изменением способов выемки угля, крепления лав, параметров комплексов машин, а также другим путем можно регулировать и причину, и следствие, и достигнуть такого распределения опорного давления и деформации пород, при которых геомеханические процессы не будут сдерживать ведение производственных процессов в лавах.

2.5. ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ БОКОВЫХ ПОРОД И КОМПЛЕКСОВ ОЧИСТНЫХ МАШИН

2.5.1. Критерии оценки состояния кровли в лаве

Состояние кровли в лаве оценивают количеством и качеством заколов, вывалов, закрытых и открытых трещин и т. п., т. е. в основном следствиями проявления горного давления. Однако в реальной лаве каждый раз занимать подсчетом количества трещин, высот вывалов, их объемов и площадей, других видимых признаков очень трудно. Все эти внешние признаки состояния кровли в подвигающемся забое в одной и той же лаве и в различных местах ее переменны во времени и пространстве, а учет их не всегда может быть объективным. Поэтому целесообразно создать интегральный критерий или критерии, отображающие, с одной стороны, физический смысл взаимодействия комплексов машин с боковыми породами, а с другой — целесообразное (эталонное) распределение давления. В качестве эталона должны служить требования ГОСТа,

если они глубоко обоснованы. Большой вклад в разработку критериев оценки состояния крепи и кровли внес проф. В. Н. Хорин. Автор и сотрудники предложили оценивать взаимодействие боковых пород и комплексов машин на тонких и средней мощности пластах интегральным критерием

$$k_n = \prod_{i=1}^n k_i,$$

где k_i — дифференциальные критерии оценки, например $k_{ш}$, $k_{д}$, k_c и $k_{п}$.

В развернутом виде

$$k_n = \frac{R_{\phi}}{R_{ц}} \cdot \frac{1}{1 + \operatorname{tg} \alpha} \cdot \frac{R_n + R_{p.п}}{2R_p} \times \\ \times \frac{R_k V}{S + d} \cdot \frac{x_b - x_a}{x_b},$$

где R_{ϕ} и $R_{ц}$ — соответственно фактическая и целесообразная реакции перекрытий крепи в лаве, кН/м^2 ; α — угол между линиями фактического и целесообразного распределения реакций перекрытий крепи, град; R_n , $R_{p.п}$, R_p — соответственно начальный распор секции крепи, реакция при передвижке секции (подпор) и сопротивление перед разгрузкой секции, кН/м^2 ; R_k — реакция секции крепи у забоя после прохода комбайна в полосе кровли шириной 1 м, кН/м^2 ; S — расстояние от исполнительного органа комбайна до участка закрепления кровли постоянной крепью, м; d — длина участка кровли над исполнительным органом комбайна, который пока не может быть закреплен, м; V — скорость передвижки секций крепи вдоль лавы (принимается равной скорости подачи комбайна), м/мин; x_a — расстояние от забоя до передней кромки перекрытия секции крепи, м; x_b — расстояние от забоя до переднего ряда стоек секции крепи, м.

В результате расчетов по проектным параметрам интегральный критерий, например для типичных условий лав

шахт Западного Донбасса и комплексов типа 1 МКМ, составляет $k_n = 0,5$ комплексов КМК97 — $k_n = 0,008$; комплексов ОЗД — $k_n = 1,84$. Следовательно, оценки по взаимодействию комплексов с боковыми породами различные, а самая высокая у ОЗД (комплекс очистной «Западный Донбасс»).

2.5.2. Меры борьбы с опасными деформациями пород в лаве

Боковые породы пласта, «переходя» из второй зоны в третью, продолжают изменять свое напряженно-деформированное состояние от объемного всестороннего сжатия до плоского, которое имеет место непосредственно на контуре очистной выработки. Новое состояние пород при их «выходе», т. е. обжиге вследствие выемки угля, характеризуется раскрытием трещин, раслин, дальнейшим расслоением, водогазоотдачей, нарастанием различных деформаций и др. Пограничные слои вмещающих пород и угольный пла

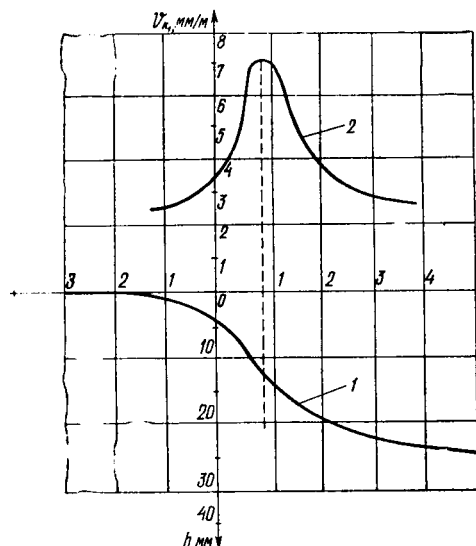


Рис. 2.11. Характер изменения величин (1) скорости (2) конвергенции пород в лаве в период прохода комбайна.

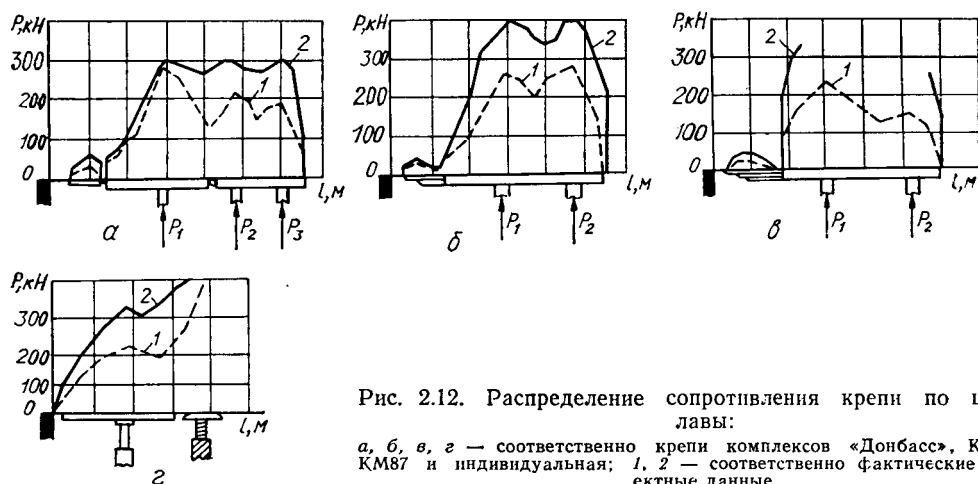


Рис. 2.12. Распределение сопротивления крепи по ширине лавы:

а, б, в, г — соответственно крепи комплексов «Донбасс», КМК 97, КМ87 и индивидуальная; 1, 2 — соответственно фактические и проектные данные.

рис. 2. 11) начинают деформироваться в месте прохода максимума опорного давления. Точное место начала деформирования зависит от прочности пород, их структурных особенностей и пр. Затем, вследствие выемки угля, скорость конвергенции нарастает скачкообразно. Величина скачка конвергенции зависит от факторов, характеризующих среду, технику, технологию очистных работ, форму забоя, глубину залегания пластов и др. Но главными среди этих факторов являются строение пород кровли и угольного пласта, их физико-механические свойства, ширина захвата выемочной машины, время подвешивания обнажения, величина и распределение реакции крепи. Особое внимание следует обращать на влияние ширины захвата выемочной машины. В настоящее время подземная добыча ведется в основном узкозахватными выемочными машинами. При выемке угля широкозахватными выемочными машинами величина скачка конвергенции примерно в 2 раза больше, состояние пород в очистных забоях хуже. Это объясняется тем, что распределение реакции крепи по ширине лавы иное. Крепь, в том числе у руды забоя, в этом случае возводилась

вслед за выемкой угля. Так называемое бесстоечное пространство, имеющее ныне повсеместное распространение, раньше отсутствовало. Как показали исследования, различные по составу и строению породы кровли кратковременно переносят скачкообразный рост растягивающих деформаций, о чем свидетельствует опыт применения широкозахватных машин, при условии, что принимаются своевременные меры по стабилизации скорости конвергенции пород. Резкое сокращение скорости растяжения пограничных слоев кровли достигается своевременно возводимой крепью, имеющей определенные параметры. Прочные породы типа песчаников, известняков, крепких глинистых сланцев меньше реагируют на появление и величину скачков конвергенции.

Натурные исследования распределения сопротивления крепей (рис. 2. 12) показали, что консольное поддержание призабойного пространства во многих случаях чисто символично. Обычно реакции отпора перекрытий механизированных крепей у груди забоя значительно меньше, чем у индивидуальных крепей. Стойки индивидуальной крепи устанавливают близко возле угольного пласта, они развивают сопротивление до 300

кН и более. Гидравлические же стойки механизированных крепей могут оказывать значительно большее сопротивление, но они отстоят от угольного пласта на расстоянии 2 м и более. Следовательно, распределение реакций отпора перекрытия резко неравномерное. Это, а также несвоевременное крепление обнажений пород при выемке угля способствует вывалам неустойчивых пород, обрушениям кровли и завалам лав.

Специальные исследования состояния кровли в зависимости от параметров комплексов машин были выполнены в ряде лав по такой методике. Вначале кровлю разделяли на полосы, ширина которых равнялась полезному захвату комбайна, т. е. 0,625 м. Затем в полосах, в зависимости от положения секций крепи относительно груди забоя, других факторов подсчитывали количество вывалов пород кровли высотой 10 см и больше, вычерчивали их конфигурацию и др. На основе обработки полученных данных строили графики, из которых следовало, что место образования и частота вывалов в процентном отношении зависят от положения секций крепи. Например, на полосе кровли, расположенную у концов верхняков, приходилось в среднем по лаве 70 % всех вывалов высотой 10 см и более. При первой передвижке секций крепи на один шаг, равный ширине захвата выемочной машины, в этом месте вывалообразование возросло на 15 %, при второй — на 7 %, а при третьей — на 6 %. Следовательно, последующие передвижки секций с нагрузкой существенно не влияли на количество вывалов. То же самое отмечено и относительно высоты вывалов, которая в этом исследовании перед крепью составляла 29 см, а при первой передвижке секций — 40 см. Исследованиями установлено, во-первых, существенное влияние на вывалообразование неустойчивых пород ширины незакрепленной кровли A , т. е. расстояния

между угольным забоем и кромкой перекрытия, обращенной к угольному пласту. Концы перекрытий секций при существующих конструкциях исполнительных органов комбайнов нельзя приблизить вплотную к угольному забою, поскольку возможно их повреждение зубками исполнительных органов. С другой стороны, в связи с неровностями кровли контакт перекрытия не полный, а это еще более увеличивает расстояние A . Кроме того, в лаве с большим отжимом угля расстояние A увеличивается примерно в 2 раз. Во-вторых, количество, частота и высота вывалов обратно пропорциональны квадрату расстояния A , поэтому при разработке паспортов крепления лав при создании крепей необходимо стремиться к всемерному сокращению или ликвидации расстояния A , т. е. в идеальном варианте к установке стоек непосредственно у груди забоя и вслед за подвигающимся исполнительным органом выемочной машины. В-третьих, сопротивление секций механизированных крепей по ширине лавы должно быть принципиально изменено, т. е. увеличено у груди забоя и ослаблено у выемочного пространства. Этот технический принцип автора апробирован на практике и справедлив для пластов неустойчивыми кровлями.

2.5.3. Влияние производственных процессов добычи угля на состояние пород кровли в лаве

Струговая выемка угля в отличие от комбайновой не вызывает резких скачков скорости конвергенции пород и приводит к образованию относительно большого расстояния A . Следовательно, существующие способы крепления струговых лав можно применять лишь при наличии устойчивых пород не склонных к вывалам. При ведении горных работ на больших глубинах

вероятно, склонность пород к вывалообразованиям будет возрастать. Это внесет коррективы в способы крепления лав и должно быть своевременно учтено проектно-конструкторскими организациями при создании новых систем угледобывающих машин, решении других технических задач.

При отработке тонких и средней мощности пластов крутого падения процессы, сопровождающие конвергенцию вмещающих пород, качественно отличаются от рассмотренных, но количественно примерно в 2 раза меньше. Отличительной особенностью пород почвы является то, что как в забое, еремещаемом по падению, так и в забое, подвигающемся по простиранию, они склонны к сползанию. Исследования технологии и конвергенции пород лавах, оснащенных механизированными комплексами, а также применение щитовых агрегатов подтверждают, что к вывалообразованию склонны не только кровли, но и почвы. И в этих условиях расстояние A играет решающую роль, причем здесь существенно влияние и кровли, и почвы. Если же очисткой забой перемещают по восстанию, на пластах с углами падения до $10-20^\circ$ стремятся это сделать повсеместно, то вывалообразование неустойчивых пород возрастает, наглядным примером чему могут служить лавы шахты им. Стаханова в Донбассе. Причина здесь общая — рост расстояния A , в том числе и в связи с изменением положения забоя. Отжим угля у кровли здесь обычно больше, чем у почвы ластва.

На пластах пологого падения средней мощности в длинных очистных забоях в связи с большим отжимом угля, а следовательно, потерей устойчивости груди забоя, там, где это возможно, переходят на отработку лавы по падению. В этом случае силы сдвигания не вызывают «высыпания» угля, т. е. расстояние A не увеличивается.

Вторым после выемки угля производственным процессом, существенно влияющим на поведение боковых пород и их состояние, является передвижка секций механизированной крепи. Если выемка угля вызывает максимальное скачкообразное оседание слоев непосредственной кровли в призабойной полосе, то передвижка секций механизированной крепи вызывает то же, но по всему рабочему пространству лавы и в его окрестностях. Исследованиями установлено, что скорость конвергенции пород в период передвижки секций механизированной крепи примерно в 2 раза больше, чем при выемке угля. Скорость и величина конвергенции пород в лаве зависят и от схемы передвижки секций. Если при широкозахватной выемке угля индивидуальные крепи переносятся по мере подвигания лавы отдельными элементами, не допуская большого обнажения пород у выработанного пространства, то секции механизированных крепей (несколько стоек) разгружают, создавая большое обнажение шириной на все рабочее пространство, а затем передвигают и распирают на новом месте. Иными словами, несмотря на более высокое суммарное сопротивление секций механизированных крепей по сравнению с индивидуальными крепями, потери сопротивления в период передвижки секций значительно больше. Это создает неравномерности в распределении напряжений в контактных слоях боковых пород на контуре очистного забоя, следствием которых являются деформации пород с потерей сплошности. Поэтому для неустойчивых кровель очень важно правильно распределять сопротивление секций крепи не только по ширине, но и по длине очистного забоя.

Основным назначением крепи очистного забоя является уменьшение раскрытия трещин, ограничение опускания слоев кровли, недопущение вывалов и обрушений, пород в рабочее

пространство лавы. Кроме того, у крепи много других технологических функций, например, крепь должна обеспечить безопасность, облегчить выемку угля, создать простор для полного использования очистных машин и т. п. Никакая крепь не может затормозить оседание пород, да в этом и нет необходимости. Следовательно, крепь должна быть податливой. Как же сдерживать негативное развитие процессов деформирования пород над очистным забоем? Подход к решению этой задачи должен быть комплексным. Все силовые, геометрические, кинематические, временные и другие параметры системы очистных машин и рабочих процессов должны быть взаимосвязаны и взаимообусловлены. При этом роль крепи как основы системы машин не должна быть ни приуменьшенной, ни преувеличенной. Устойчивость обнажений пород вследствие выемки угля изучалась многими специалистами, вследствие чего установлено, что в конкретном забое главными факторами являются ширина обнажения и длительность его нахождения. В свою очередь, ширина обнажения — это сумма полезной ширины захвата выемочной машины и расстояния A , а длительность нахождения — это технологический параметр, полностью зависящий от крепи и ее элементов. Для неустойчивых кровель требуются крепи, способные немедленно закреплять обнажения пород путем установки силового элемента — стойки, перекрытия и др. У широкозахватных машин эту роль выполняют стойки и верхняки, устанавливаемые вслед за проходом исполнительного органа комбайна. Механизированные крепи существующих конструкций не имеют специальных устройств для подхвата обнажений, а если они и сделаны, то не могут в полной мере выполнять свои функции. Поэтому существующие комплексы не следует применять в лавах с неустойчивыми кровлями.

2.5.4. Сопротивление и его значение для правильного взаимодействия крепи с кровлей

Величина сопротивления секции крепи устанавливается ГОСТом и «Правилами технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт» (§ 95 ПТЭ). Распределение сопротивления по перекрытию и основанию секции у разных крепей различно. Сопротивление в числе других факторов определяет поведение и состояние кровли, конвергенцию пород не только на контуре выработки, но и в некоторой части массива над призабойным пространством. Следовательно, сопротивление крепи является ее основным параметром.

Первые обстоятельные исследования влияния сопротивления крепей на поведение кровель выполнены учеными под руководством профессоров В. Т. Давидянца, Г. А. Крупенникова, Г. Н. Кузнецова, С. Т. Кузнецова, В. Л. Попов и др.

Обработывая полученные материалы, а также результаты моделирования на эквивалентных материалах проф. Г. Н. Кузнецов установил два принципиально разных режима работы крепи — «заданная нагрузка» и «заданная деформация». Например, во время выемки угля секции крепи работают боковыми породами в режиме «заданная деформация». То же самое имеет место при посадке основной кровли, передвижке соседних секций и в других случаях. В режиме работы «заданная нагрузка» кровля опускается до тех пор, пока нарастающее сопротивление секции на какой-то период времени стабилизирует скорость конвергенции пород. Следовательно, в очистном забое в зависимости от проявлений внешних сил могут чередоваться два режима работы крепи. Возникает вопрос: нельзя ли сделать такую крепь очистного забоя, которая бы во всех случаях работала в режиме «заданная нагрузка» и могла затормозить сближ

ние пород? Отвечая на этот вопрос, следует учесть, что, вынимая угольный пласт, постепенно удаляют опору, на которую опирался весь массив покрывающих пород. Пришедший в движение массив остановить при выемке невозможно, да в этом и нет смысла. Если считать сопротивление угольного пласта на сжатие равным 10 МПа или =1 по М. М. Протодяконову, то при выемке 1 м² пласта удаляется опора сопротивлением максимум 10000 кН/м², то в 25 раз выше сопротивления крепи. Процессы разрушений в покрывающих породах могут быть приостановлены лишь при взаимодействии кровель с обрушенными породами, т. е. когда породы в пятой зоне приобретут новое состояние равновесия.

Исследования, выполненные под руководством Ю. Г. Спицина (ДонУГИ), показали, что при сопротивлении крепи ниже 200 кН/м² скорость сближения пород резко увеличивается, слои пород расчленяются, появляются вывалы и завалы лав. Иначе говоря, при таком сопротивлении крепи в лаве не гарантируется нормальная работа. Верхний предел сопротивления крепи, вероятно, для большинства условий следует выбирать по экономическим и техническим соображениям. При этом не следует забывать, что применение излишнего сопротивления влечет за собой неоправданные расходы дорогого конструкционного материала — стали. Зависимость опускания кровли Δh на границе рабочего пространства лавы с учетом сопротивления крепи и других факторов выведена проф. А. А. Орловым и имеет вид

$$\Delta h = (a - bR + ce^{-nR})lme^{-k/t},$$

где R — сопротивление крепи, кН/м²; a — ширина рабочего пространства лавы, м; m — мощность пласта, м; t — длительность нахождения пород кровли над крепью, ч; a, b, c, n, k — постоянные коэффициенты, зависящие от свойств пород кровли и технологии ве-

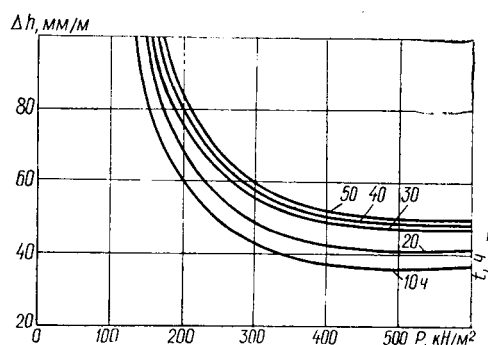


Рис. 2.13. Зависимость опускания кровли от сопротивления крепи.

дения очистных работ (определяются эмпирически; в частности, для условий кровли 1-го класса пород по ВУГИ при определении максимального опускания они составляют $a=6$ см/м²; $b=0,0013$ см/(м²·кН); $c=72$ см/м²; $n=0,0155$ м²/кН; $k=4$).

Преимуществом этого эмпирического выражения является попытка учесть влияние фактора времени. На рис. 2.13 приведена серия кривых, построенных по рассматриваемой зависимости. Практически, как видно из рисунка, при сопротивлении 500 кН/м² и более Δh не уменьшается. Следовательно, по А. А. Орлову, при таком сопротивлении обеспечивается нормальное взаимодействие крепи с боковыми породами.

Величину сближения пород за цикл очистных работ $\Delta h_{\text{ц}}$ можно определить по выражению

$$\Delta h_{\text{ц}} = \Delta h_{\text{в}} + \Delta h_{\text{пер}} + \Delta h_{\text{т}},$$

где $\Delta h_{\text{в}}$, $\Delta h_{\text{пер}}$ — соответственно величины сближения кровли с почвой за период выемки угля и за период передвижки секций крепи, мм; $\Delta h_{\text{т}}$ — сближение пород за период выполнения остальных процессов цикла.

Измерения величины сближений боковых пород в лавах, оборудованных комплексами очистных машин, показывают, что 80—90 % сближения за цикл очистных работ происходит именно при

выемке угля и передвижке секций крепи. Следовательно, эти два производственных процесса резко активизируют деформации смещений вмещающих пород. В условиях шахт Донбасса $\Delta h_{\text{ц}}$, измеренное у границы рабочего пространства лавы, составляет 20—120 мм. Суммарные же сближения пород в лавах на пластах пологого падения Донбасса Δh , с учетом всех простоев очистных забоев (например, между циклами, рабочими сменами, в выходные и праздничные дни, по другим причинам) составляют на границе рабочего пространства с выработанным (4 м от забоя) — 55—207 мм. Обычно более прочные кровли, например песчаники, обладающие меньшей способностью к расслоению, имеют $\Delta h = 55—60$ мм. Некоторые исследователи пытались ввести понятие *критическое опускание кровли*. К сожалению, по данным автора, кровля может терять устойчивость и при малых, и при больших значениях Δh . Этот параметр не может надежно служить объективным критерием для оценки устойчивости кровли.

Таким образом, поведение пород в лаве, с одной стороны, предопределено их состоянием в зоне опорного горного давления, а с другой — параметрами выемочной машины и механизированной крепи. Управлять породами в опорной зоне можно, например подработкой или надработкой пластов, изменением скорости подвигания забоя, способов и средств выемки угля, ширины призабойного пространства и другими способами и в меньшей мере силовыми, геометрическими, кинематическими и другими параметрами выемочной машины и крепи. Управлять же кровлей и почвой пласта в лаве, в частности пограничными слоями, можно прежде всего изменением параметров выемочной машины и крепи. К сожалению, пока у созданных комплексов очистных машин основные параметры мало регулируемые, ими можно управлять лишь на стадии создания.

2.6. РАЗРУШЕНИЕ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД В РЕЗУЛЬТАТЕ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Разрушение пород начинается в второй зоне, активизируется в третьей а в четвертой происходит бурно и носит динамический характер. Различаю два вида разрушения слоев непосредственной кровли: *первый* — разрывные деформации в сочетании со скольжением призм, блоков и т. п.; *второй* — упругий, в некоторых случаях с последействием, изгиб породных слоев. Деформации зависят прежде всего от структурных характеристик пород конкретной лавы и других факторов. В большинстве лав, например Донбасса, разрывные деформации слоев (рис. 2. 14) непосредственной и основной кровель превалируют.

Различают три стадии разрушения пород во времени: начальную, до первого обрушения основной кровли и установившуюся. Рассмотрим особенности деформации пород по стадиям.

2.6.1. Начальная стадия разрушения пород

Для монтажа современных комплексов очистных машин проходят разрезные печи — *монтажные камеры*. При проведении печи и после этого вокруг нее (рис. 2. 15) происходит перераспределение напряжений. Если вначале в зоне нетронутых пород $\sigma_1 = \gamma H$, то при проведении на стенках разрезной печи появляются сжимающие напряжения $\sigma_{\text{сж}} = k\gamma H$, где $k = 1,8—3,2$ — коэффициент концентрации сжимающих напряжений, представляющий собой отношение нормальных напряжений в точке после проведения выработки и до него. В кровле и почве, на и под выработкой действуют растягивающие напряжения $\sigma_p = k_1 B \gamma H$, которые по мере удаления от контура выработки уменьшаются и затем меняют знак. Величина B называется коэффициентом горизонтального распора, k_1

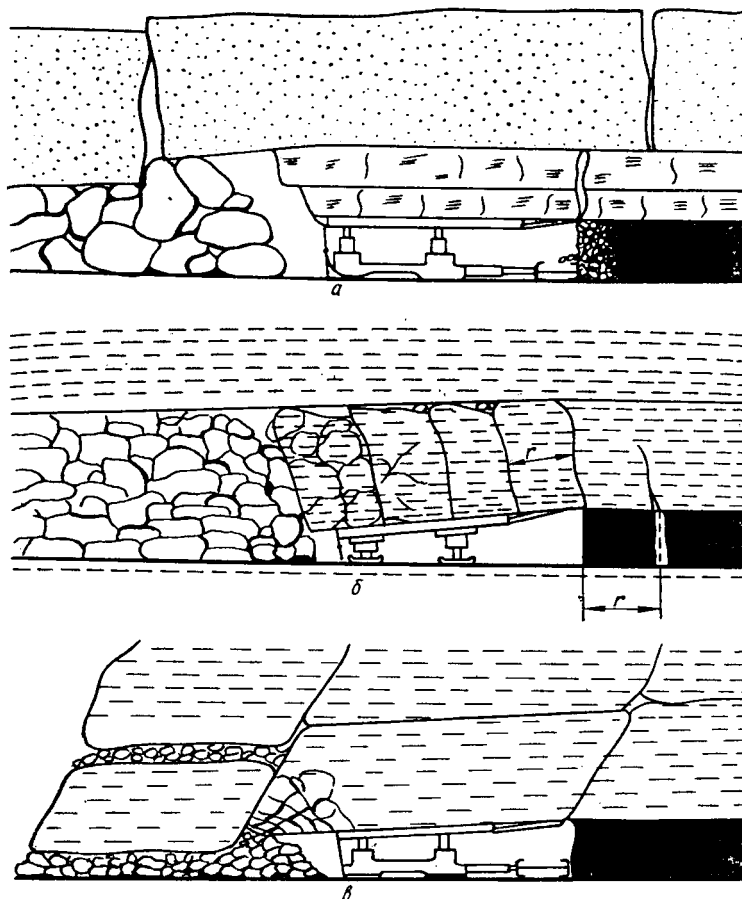


Рис. 2.14. Разрывные деформации непосредственной и основной кровли:

а — изгибные разрывы кровли с отжимом угля; б — срез со сдвигом непосредственной кровли; в — сдвиг слоев кровли по кливажу.

коэффициентом концентрации растягивающих напряжений в кровле (почве) выработки. Следовательно, кровля над выработкой, проведенной на глубине h в породах с плотностью γ , будет устойчивой, если $k_1 B \gamma h \leq R$ (R — предельная прочность породы на растяжение при двухосном напряженном состоянии).

Концентрация касательных напряжений будет максимальной в углах выработки прямоугольного сечения. Чем шире выработка, тем больше растягивающие напряжения в кровле и почве. Анализ полей напряжений показывает, что проведение выработки влияет на массив окружающих пород

в радиусе, равном 3—5 ширинам выработки, в данном случае разрезной печи. Установленная в разрезной печи крепь влияет лишь на пограничные слои пород, она не может изменить общий характер распределения напряжений и деформаций. В результате перераспределения напряжений, особенно растягивающих, пограничные слои пород деформируются и затем разрушаются на элементы. Следовательно, кровля еще до отхода лавы, т. е. в начальный период ее работы, может оказаться деформированной и разрушенной. Степень деформации зависит от крепи, самих пород и т. д. Когда лава начинает отходить от разрезной печи,

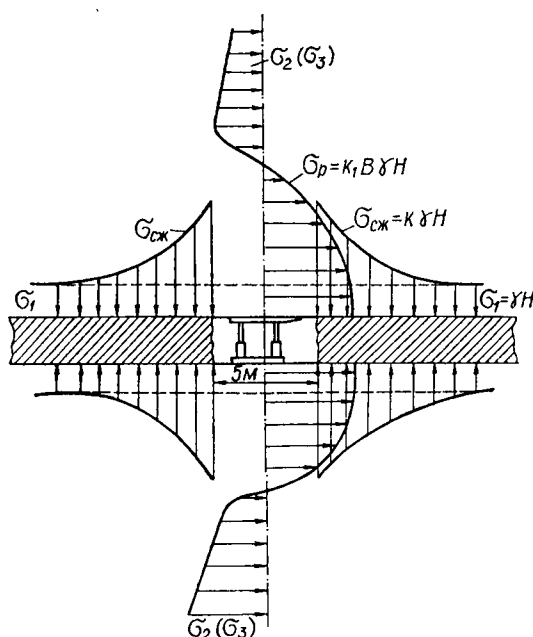


Рис. 2.15. Распределение напряжений вокруг разрезной печи.

наступает вторая стадия деформаций и разрушений кровли и продолжается вплоть до первого обрушения основной кровли. Во времени в зависимости от условий продолжительность этой стадии различна, она может достигать одного и больше месяцев работы лавы. Здесь скорость продвижения лавы является определяющим фактором. Рас-

смотрим механизм деформаций и разрушений пород на этой стадии.

2.6.2. Стадия неустойчивого разрушения пород

Механизм деформаций и разрушения пород, а также размещения обрушенных пород зависит от их состава, строения, физико-механических характеристик, трещиноватости, мощности пласта, угла падения, способа управления кровлей, скорости продвижения забоя и др. В Донецком бассейне, например, на пологих пластах имеют место следующие пять характерных случаев деформирования, разрушения и обрушения пород на этой стадии.

Первый случай. По классификации ВУГИ это породы I класса, т. е. породы, легкообрушающиеся в выработанном пространстве. Механизм обрушения пород следующий (рис. 2.16). В результате перераспределения напряжений, в том числе при передвижке секций, связи на контактах между слоями из-за раскрытия природных и выветрившихся трещин уменьшаются и становятся равными нулю. Горизонтальный распор между призмами, блоками глыбами T уменьшается, а затем исчезает. Потери связей и распора приводят к выпадению и беспорядочному размещению обрушенного материала.

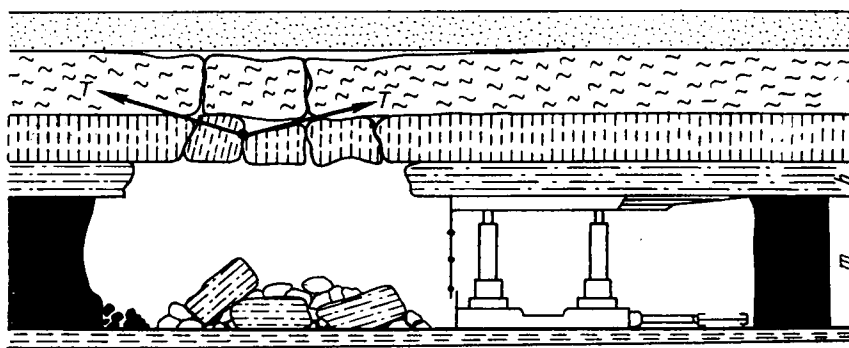


Рис. 2.16. Первый случай деформаций, разрушений и обрушений пород на неустойчивой стадии развития процессов.

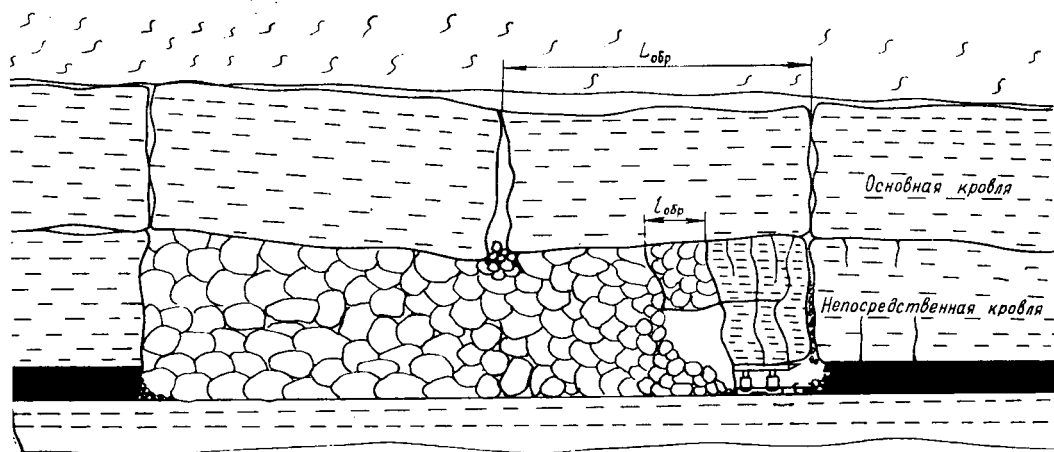


Рис. 2.17. Непосредственная и основная кровли пласта.

а почву выработки. При этом обрушенный материал заполняет больший объем выработанного пространства, чем он занимал в массиве. Проф.

Н. Кузнецов на моделях из эквивалентных материалов и другие исследователи изучили изменение коэффициента саморазрушения пород k_p . Величина его колеблется в пределах 1,40—25 и зависит от структуры, текстуры, естественности, мощности слоев, пласта, угла падения и др. Очевидно, что большие значения k_p будут в нижней части зоны беспорядочно размещенных пород, а меньшие — в верхней части. После обрушения первых слоев непосредственной кровли и размещения обшленного материала одновременно с дальнейшим продвижением лавы и увеличением зоны обрушения высота свода пространства между обрушенными и необрушенными породами постепенно уменьшается. При этом отойавшие расчлененные трещинами породы будут упорядоченно самоуплаиваться на обрушенные породы. Коэффициент разрыхления верхнего слоя слоившихся и расчлененных пород, данным Г. Н. Кузнецова, равен 15—1,15.

Основной кровлей пласта (рис. 2.17) зывают лежащие выше непосред-

ственной кровли мощные слои крепких или средней крепости пород, обычно песчаников, известняков и других, шаг обрушения которых больше шага обрушения непосредственной кровли. Слои основной кровли укладываются обычно упорядоченно. Такое определение в сущности отражает механизм разрушения пород.

Максимальный нажим на крепь очистного забоя при отходе лавы происходит именно в период первичной осадки трудноуправляемой основной кровли. Крепь работает при этом в режиме «заданной деформации» и должна иметь достаточный запас раздвижности стоек, чтобы избежать чрезмерного динамического нагружения. Кроме того, скорость внешнего нагружения в момент разлома основной кровли носит толчкообразный характер, следовательно, предохранительные устройства должны защитить стойки, например от деформаций, цилиндров и других деталей.

Основная кровля после первой осадки приобретает новое состояние равновесия, расклинившись между необрушенными и обрушенными породами, но для этого тоже необходим запас раздвижности стоек «на усадку» пород. Поэтому, чтобы при первой осадке тру-

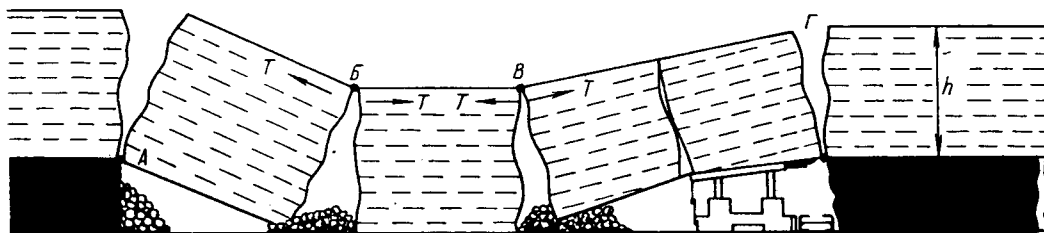


Рис. 2.18. «Шарнирное» размещение обрушенных блоков пород кровли.

днообрушаемой основной кровли не вывести крепь из строя, разрабатывают специальный паспорт управления кровлей (§ 62 ПБ). В этом случае работы в очистном забое, в том числе по осуществлению первичной посадки труднообрушаемой кровли, должны производиться под руководством начальника участка. Если же основная кровля при первичной осадке разрушается на небольшие блоки с небольшим шагом, то она не создает опасных пригрузок на крепь очистного забоя. Такую основную кровлю называют легкоуправляемой и для нее не следует создавать специальный паспорт управления. Наличие трудноуправляемой основной кровли при первичной осадке устанавливается опытом работы, а также тщательным анализом структурных и геологических особенностей покрывающих пород.

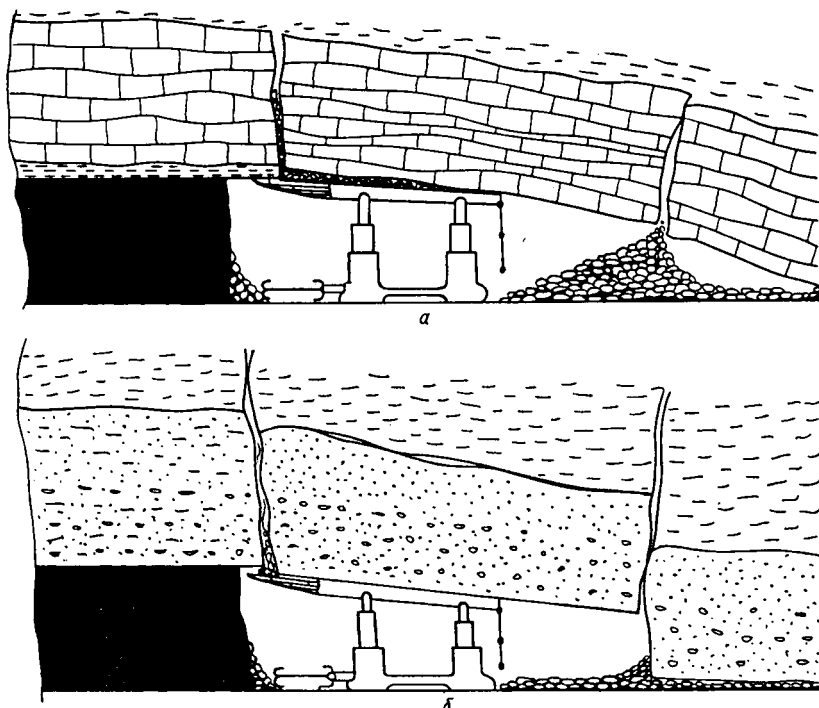
Второй случай. Если в первом случае тонкие слои разрушались на элементы, которые беспорядочно укладывались на почву благодаря $h < m$, то во втором $h > m$, т. е. обрушенные породы при отходе от разрезной печи в выработанном пространстве сразу укладываются упорядоченно, подобно деталям механизма с шарнирами в местах А, Б, В и Г (рис. 2. 18).

Силы T в этом случае удерживают блоки обрушенных пород в определенном порядке расположения. Такой или аналогичный механизм разрушения и укладки блоков пород может иметь место при управлении кровлей полной

закладкой выработанного пространства и отчасти при плавном прогибе кровли с разрывами ее сплошности. Первые осадки труднообрушаемой основной кровли и в этом случае так же опасны, как и в первом.

Третий случай. В непосредственной кровле (рис. 2. 19) залегают известняки или песчаники, т. е. относительно прочные породы, мощностью до 2–3 м, а выше их — мощная (десяти метров) толща слабых пород. При этом «шарнирной» работы блоков может не быть, несмотря на соблюдение условия $h > m$. Такие породы могут внезапно обрушаться по трещинам, заполненным кальцитом или другим слабым минералом, причем вместе со слабыми вышележащими слоями и тоже большими блоками (шириной 4–10 м). Крепь очистного забоя в этот период может быть вдавлена в почву или разрушена. Во втором и третьем случаях разрушения пород разрыхление оседающего массива пород небольшое, т. е. k_p равно 1,05–1,15.

Четвертый случай. В непосредственной кровле залегают породы IV класса по классификации ВУГИ — мощные и прочные слои труднообрушаемых пород, например песчаники шахт Восточного Донбасса. Осадки слоев непосредственной кровли в этом случае наблюдаются при отходе лавы от разрезной печи на расстояние, равное ее длине (примерно 200 м). Для облегчения разрушения таких пород применяют тордирование, гидрорасчленение или мс



ис. 2.19. Третий случай разрушения пород непосредственной кровли из известняков (а) и песчаников (б).

е крепи, например типа МТ. Креп стного забоя для труднообрушаемых род должна иметь повышенное со- отивление и прочность. Кроме того, этих условиях целесообразна меха- ированная закладка выработанных остранств. Для первой осадки таких омель разработка специальных пас- отов управления боковыми порода- обязательна. В паспорте предусма- ваются мероприятия, обеспечиваю- е безопасность работ.

Тяглый случай. Если над крепким и ким угольным пластом залегают олые легкообрушающиеся породы коватой структуры, то они разру- отся на блоки над и впереди крепи ед за выемкой угля (рис. 2. 20). и передвижке секций расчлененные оды в выработанном пространстве ыпаются и беспорядочно размеща- я на почве пласта. Коэффициент ыхления таких пород в среднем

составляет 1,25—1,3. Следовательно, породы могут подбуть вышележащие ои при мощности непосредственной кровли равной 4 м. Очевидно (рис. 2. 21), что для самоподбутьки образо- вавшегося объема выработанного про- странства на 1 м лавы потребуется оъем пород, равный произведению мо- щности непосредственной кровли $h_{н.к}$, шага обрушения $h_{обр}$ и коэффициент са- моразрыхления пород k_p . Следова- тельно, $(h_{н.к} + m) = h_{н.к} h_{обр} k_p$, откуда $k_p = \frac{h_{н.к} + m}{h_{н.к} h_{обр}} = 1,25$, т. е. при мощности непосредственной кровли свыше 4 м в этих условиях (шахты Западного Дон- басса и других районов) возможна са- моподбутька вышележащих слоев кровли. Вышележащие, склонные к про- гибу ои в этом случае не могут соз- дать существенной динамической при- грузки на крепь очистного забоя, они опускаются на мягкую «подушку» из расчлененных и обрушенных пород не-

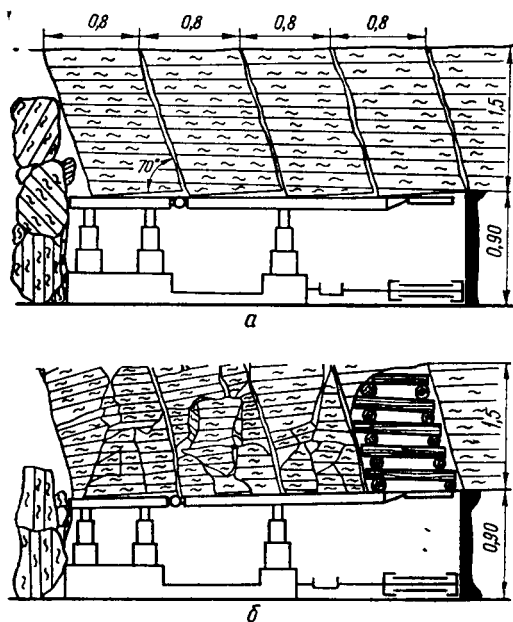


Рис. 2.20. Разрушение рыхлых пород кровли на блоки (а) и мелкие элементы (глыбы) (б).
посредственной кровли. При измерении сопротивлений крепей в лавах шахт Западного Донбасса динамических пригрузок от действия основной кровли не обнаружено, поэтому принято считать, что в этом случае осадки основной кровли динамично не проявляются.

Особенности неустановившегося разрушения вмещающих пород при отработке тонких и средней мощности пластов крутого падения. Разрушение пород на пластах крутого падения имеет особенности, сущность которых состоит в следующем. При проведении разрезной печи разрушаются и кровля, и

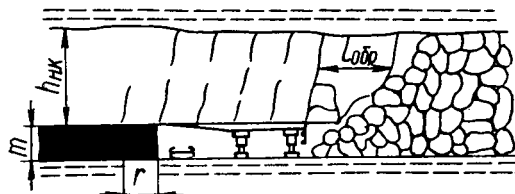


Рис. 2.21. Схема для определения объема самоподбуктовки пород.

почва пласта, поэтому крепь должна обеспечить устойчивость выработки по всему ее контуру. Следовательно, конструкция крепи для этих условий должна быть более сложной.

Разрезные печи на пластах крутого падения обычно проходят после предварительного бурения скважины, служащей для целей проветривания забоя и спуска угля. Если для проходки горной породы применяют специальные нарезные комбайны, то предварительно пробуренная скважина используется, например для пропуска тяговых органов и дающих частей машин. Крепь печи в этом случае возводится сразу же после ее проходки.

После отхода комплекса очистных машин от разрезной печи (рис. 2.22) в выработанном пространстве обнаженные породы кровли и почвы начинают разрушаться, выпадать и под действием собственной массы устремляются в нижнюю часть лавы, где самозакладываются, подбучивая кровлю и почву. Затем, по мере дальнейшего отхода лавы от разрезной печи, зона обрушения пород постепенно перемещается в положение I в положение V, а самозакладки пород поднимаются и т.д. В положении V имеет место «ухватывание» пород вентиляционным штреком. При этом обрушенные породы могут перепускаться

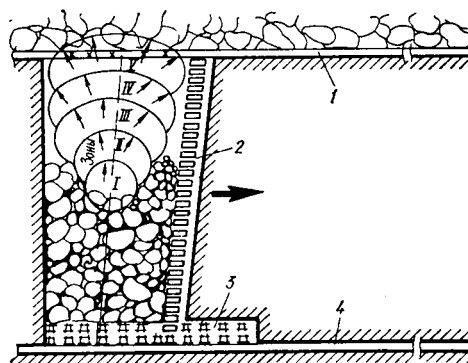
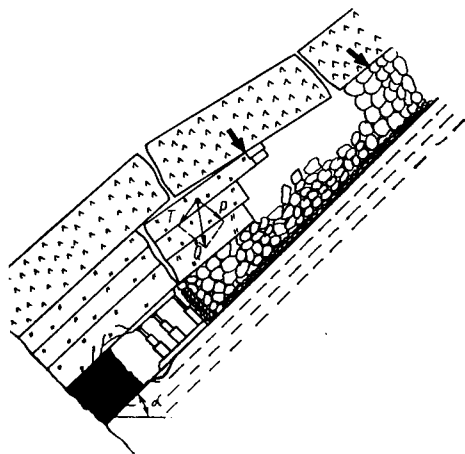


Рис. 2.22. Характер разрушения пород и размещения на пластах крутого падения:
1 — вентиляционный штрек; 2 — очистной штрек; 3 — магазинная печь; 4 — откаточный штрек.

ься из зоны, расположенной выше штрека, т. е. из предыдущего этажа.

На этом вторая стадия разрушения пород на пластах крутого падения заканчивается. Крепь очистного забоя, точнее ее ограждающие элементы, постоянно испытывают мощные ударные нагрузки от падающих глыб и блоков. Как известно, ограждение должно быть прочным и эластичным, оно должно «гасить» удары «летающих» пород. Широко опытно-промышленное применение комплексов «Днепр» на пластах крутого падения Центрального района Донбасса показало, что и в этих сложных условиях можно надежно и безопасно вести полное обрушение пород. Передвижка секций крепи обычно сопровождается перепуском обрушенного материала как в зоне самозакладки пород, так и в зоне обрушения. Следовательно, до первого «хода» (обрушения) вентиляционного штрека в выработанном пространстве выемки, перемещаемой по простиранию пласта, имеет место образование и перемещение двух зон — зоны обрушения пород, расположенной у вентиляционного штрека, и зоны самозакладки пород, находящейся у откаточного штрека. Такая специфика в разрушении и перемещении пород вызвана большими

углами залегания пласта и действием силы гравитации. Граница между двумя зонами подвижна вследствие непрерывного перемещения лавы и периодичности процессов обрушения пород. Размеры зон зависят от структурных особенностей вмещающих пород, мощности пласта и т. д. При наличии слабых, способных к легкому самообрушению пород зона обрушения имеет небольшие размеры (20—30 м) ниже вентиляционного штрека. Она обеспечивает достаточным количеством материала зону самозакладки пород и перемещается к вентиляционному штреку, поэтому при добыче самовозгорающихся углей над вентиляционным штреком не должно быть угольных целиков. Для монтажа агрегатов очистных машин обычно проходят монтажные камеры параллельно вентиляционному штреку или используют просеки, проводимые от промежуточных квершлагов на вентиляционном горизонте. Агрегаты работают в лавах, перемещаемых по падению пластов. Особенности разрушения пород в этом случае (рис. 2.23) состоят в следующем. Вслед за подвигающейся щитовой крепью движутся (скатываются) обрушенные породы, если они не зажаты нормальной составляющей P тяжести пород обломившегося блока. Чем больше угол падения α пласта, тем выше вероятность сползания слабых пород, и наоборот. При отработке мощных пластов крутого падения, например щитами конструкции проф. Н. А. Чинакала, характер обрушения пород и перепуск обрушенного материала зависит от мощности пласта, угла падения и глубины горных работ и отличается «уходом» обрушенных пород, начиная от пласта и до поверхности. На тонких и средней мощности пластах обрушение и перепуск пород до поверхности не доходят, вследствие разрыхления обрушенных пород и их подбурки. Ограждение механизированной крепи, покрытое накатником из де-



2.23. Особенности разрушения пород при применении щитового комплекса машин.

рева, не испытывает таких динамических нагрузок, как у комплексов машин, работающих в лавах, подвигающихся по простиранию пластов. Это объясняется особенностями перепуска обрушенных пород и физико-механической характеристикой деформаций и разрушений вмещающих пород.

Опыт промышленного применения щитовых агрегатов типа АЩМ, АНЩ и др., например в Центральном районе Донбасса, показал их надежность. При этом силы гравитации способствуют перемещению комплексов машин.

2.6.3. Стадия установившегося разрушения пород

Установившееся разрушение вмещающих горных пород при отработке пластов пологого и наклонного падения наступает после первичной генеральной осадки основной кровли, а на пластах крутого падения — после обрушения («ухода») вентиляционного штрека или монтажной камеры. Стадия характеризуется относительной ритмичностью процессов деформаций и разрушений пород. Аритмия в ходе процессов возможна, она вызывается появлением геологических нарушений, отступлениями от принятой технологии работ, длительными остановками забоя и другими причинами. На этой стадии условия взаимодействия основной и непосредственной кровель, а также вышележащих пород-мостов определяют характер внешнего нагружения крепи. Если вторая стадия отличается неустойчивыми режимами разрушения пород, а следовательно, и неустойчивыми нагрузками на крепь, то на третьей стадии крепь обычно реже испытывает толчкообразные нагрузки выше предполагаемого уровня.

Рассмотрим некоторые возможные схемы совместной работы основной и непосредственной кровель, крепи, обрушенных пород, почвы пласта и крае-

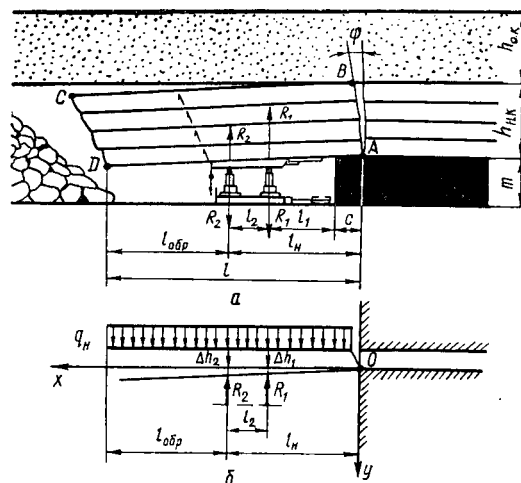


Рис. 2.24. Схема нагружения крепи в лаве при отсутствии осадки основной кровли.

вой части угольного массива на стадии установившегося разрушения вмещающих пород. Очевидно, наиболее благоприятной для работы крепи будет схема, при которой осадки основной кровли или совсем не проявляются, или если и проявляются, то не в динамическом режиме (рис. 2. 24). Следовательно, нагрузки на крепь создают в основном породы непосредственной кровли мощностью не менее 4 м. По мере дальнейшего подвигания забоя в разрушении пород установится ритм, при котором шаг обрушения пород $l_{обр}$ не будет существенно изменяться. Небольшой поворот блока ABCD будет наблюдаться каждый раз на расстоянии $l_n + l_{обр}$. Если основная кровля представлена труднообрушаемыми породами, а мощности легкообрушаемой непосредственной кровли недостаточно для подбучивания основной, т. е. $h_{н.к} \leq 4$ м, то крепь очистного забоя будет периодически испытывать динамические нагрузки, что следует учитывать при проектировании (рис. 2. 25). Основная кровля в этом случае может быть подобной консольной балке-полоске, например из песчаника, высотой $h_{о.к.}$

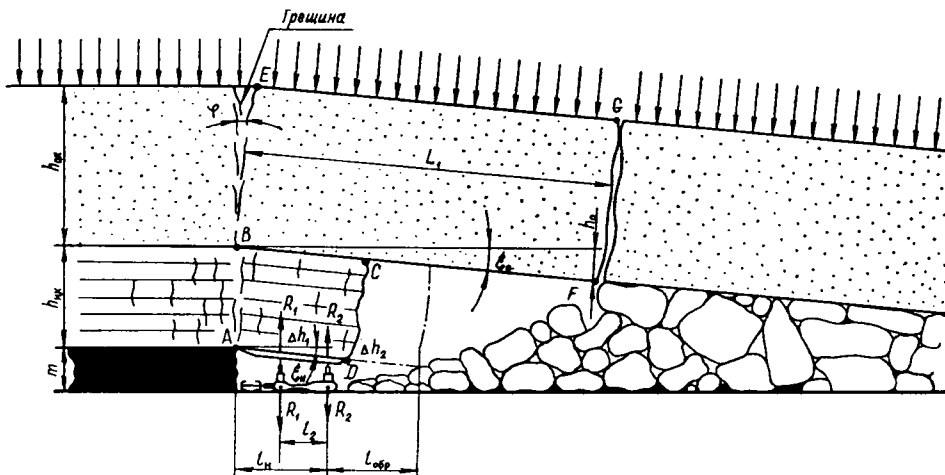


Рис. 2.25. Схема нагружения крепи в лаве перед осадкой труднообрушаемой основной кровли.

шириной $b=1$ и общей длиной L_1 . Балка-полоска упруго защемлена и пребывает под равномерно распределенной нагрузкой. Прочность балки основной кровли зависит от ее изгибной жесткости. Предельный пролет основной кровли L_1 при такой схеме можно определить по формулам, изучаемым в курсе «Сопротивление материалов». По мере подвигания очистного забоя каждый раз будет нарастать консоль основной кровли, а при достижении значения L_1 блок $BEGF$ должен провернуться на угол ϵ_0 и вызвать излом и поворот блока непосредственной кровли $ABCD$ на угол ϵ_n . При этом крепь очистного забоя испытывает толчкообразную пригрузку, т. е. работает в режиме «заданная деформация».

Периодичность осадок основной кровли на практике фиксируется самопишущими манометрами, включенными в поршневые полости гидростоек крепи. Этими приборами можно также установить коэффициент динамичности нагружения k_d (рис. 2.26), представляющий собой отношение максимального давления в поршневой полости стойки к номинальному, т. е. $k_d = P_{\max}/P_{\text{ном}}$.

При нормальной работе предохранительного клапана гидростойки заброс давления происходит в диапазоне от $P_{\text{зак}}$ (давления закрытия) до $P_{\text{от}}$ (давления открытия рабочего элемента клапана) для пропуска жидкости на слив. Если скорость внешнего нагружения крепи резко увеличивается, например при осадке труднообрушающихся пород до 150—250 мм/с, то предохранительные клапаны существующей конструкции не успевают выпустить часть жидкости на слив, а в полости стойки происходит заброс давления до $P_{\max}=120\text{—}140$ МПа. При

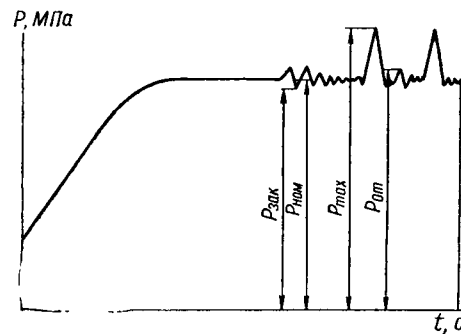


Рис. 2.26. Схема, объясняющая сущность коэффициента динамичности нагружения крепи.

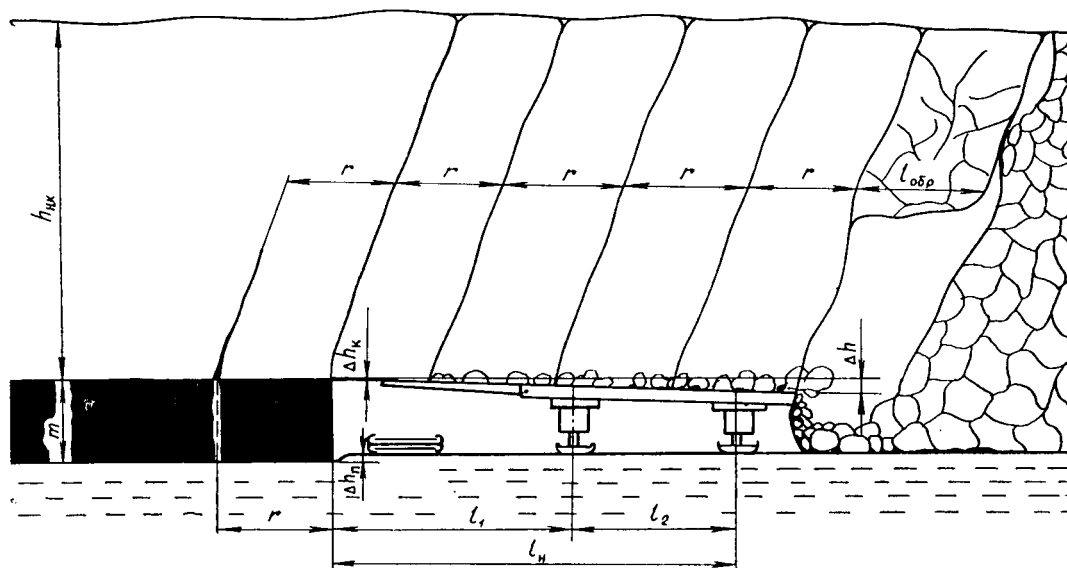


Рис. 2.27. Схема установившегося разрушения слабых вмещающих пород при отработке пластов пологого падения с крепкими и вязкими углями.

этом коэффициент динамичности нагружения крепи может достигать значения $k_d=3$, поэтому механизированная крепь для ведения работ на пластах с труднообрушаемыми породами должна быть в принципе более металлоемкой, а следовательно, и дорогой. Если в таких условиях применить полную закладку выработанного пространства, торпедирование или гидрорасчленение основной кровли, то работа крепи будет облегчена. Положительный опыт применения торпедирования пород накоплен, например, на шахте «Молодогвардейская» производственного объединения Краснодонуголь. Дополнительные расходы, связанные с ведением буровых, взрывных и других работ, окупают себя, поскольку нагрузки на очистные забои, оборудованные серийными комплексами очистных машин, растут. Таким образом, целенаправленной предварительной обработкой горного массива также можно достичь увеличения нагрузки на очистной забой, оснащенный

комплексом машин, не приспособленным для работы с тяжелыми кровлями.

Рассмотрим особенности установившегося разрушения слоев кровли при наличии пластов крепких и вязких углей, залегающих в неустойчивых боковых породах, например в условиях шахт Западного Донбасса (рис. 2. 27). Непосредственная кровля разрушается на блоки, размер которых по простиранию равен полезной ширине захвата комбайна. Чем шире захват, тем больше размер блоков по простиранию, и наоборот. Угольный пласт мощностью m не имеет отжатой зоны. По мере выемки угля комбайном, с отставанием на 5—15 м образуется трещина, которая проходит по всей лаве. Пространственная ориентация трещины зависит от расположения кливажных плоскостей. Краевая часть угольного пласта, действуя подобно штампу, разрезает опускающиеся слои непосредственной кровли на блоки. Блок пород, прилегающий к угольному пласту, опускает-

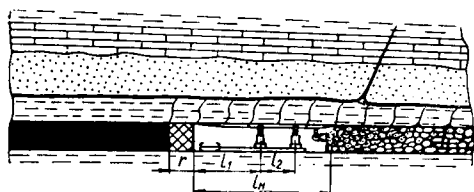


Рис. 2.28. Характер установившегося разрушения толщи покрывающих пород при закладке выработанного пространства.

ся на Δh_k , а почва пласта поднимается на Δh_d . Следовательно, непосредственная кровля уже над крепью оказывает расчлененной на элементы, которые при передвижке секций свободно выпадают в выработанное пространство лавы и беспорядочно размещаются на почве пласта, а затем подбучивают слои основной кровли. Исследуя взаимодействие боковых пород и механизированных крепей при установившемся разрушении пород, автор в частности доказал, что периодического резкого и сильного нажима на механизированную крепь в этих условиях не проявляется, т. е. здесь превалирует режим работы крепи «заданная нагрузка». Однако, выбирая средства выемки угля, в таких условиях обязательно учитывают наличие Δh_k и Δh_d . Иначе говоря, исполнительный орган комбайна должен иметь запас раздвижности с учетом Δh_k и Δh_d . Кроме того, при выборе высотных размеров секций учитывают не только суммарное опускание кровли Δh , запас раздвижности на разгрузку стоек, но и поднятие почвы, т. е. Δh_d . Если в лаве или на ее сопряжениях применяют полную или частичную закладку выработанного пространства, то характер разрушения пород в установившемся режиме может быть таким (рис. 2.28). Полная или частичная закладка выработанного пространства не находит широкого применения на шахтах СССР и за рубежом главным образом из-за дороговизны и усложнения технологической системы шахты в целом. Вместе с тем,

выкладка бутовых полос для охраны выемочных штреков при их повторном использовании — мероприятие и технически, и экономически выгодное и поэтому перспективное. К сожалению, для комплексной механизации этих работ предприятия угольного машиностроения пока не выпускают нужных наборов машин, но работы в этом направлении проводятся (комплекс «Титан» и др.).

В последние годы все шире применяются так называемые бесцеликовые способы охраны выемочных выработок, а в перспективе при переходе горных работ на большие глубины эти способы охраны будут превалировать. Следовательно, выкладка бутовых и других полос получит более широкое распространение. Кроме того, интересы полной механизации работ на концевых участках лав требуют комплексного подхода к решению всех задач и по очистным, и по подготовительным, и по транспортным работам. Увеличенная до 20 м² площадь поперечного сечения выемочных выработок при выносе головок конвейера на штреки потребует применения надежных способов охраны выработок большого сечения. Механизм разрушения кровли в этом случае отличается упорядоченным движением слоев непосредственной кровли с раскрытой трещиноватостью, образовавшейся вследствие усадки закладочного материала.

На пластах крутого падения установившееся разрушение пород при отработке угольных пластов лавами, перемещаемыми по простиранию, качественно не отличается от рассмотренных ранее схем. Обычно после обрушения вентиляционного штрека почти все выработанное пространство заполняется обрушенным материалом, который затем частично перепускается вниз вслед за передвижением секций крепи. Процессы частичного перепуска обрушенных пород в нижнюю часть выработанного пространства происходят до тех

пор, пока в верхней части не произойдет новое обрушение штрека вместе с прилегающими породами. В лавах, перемещаемых по падению пласта, характер установившегося разрушения пород зависит от структуры, особенностей пород кровли, угла падения, трещиноватости и др. Воронкообразные накопления обрушенного материала, способного скатываться вслед за перемещениями щитовой крепи до новой самоподбуртовки пород кровли, вероятно характерны для глинистых сланцев и аналогичных им пород. Породы-мосты не разрушаются на элементы, а прогибаются блоками в направлении падения пласта. Такое разрушение пород получено при отработке объемных моделей из эквивалентных материалов. Промышленное применение щитовых агрегатов типа АЩМ, АНЩ и др. подтверждает указанные особенности разрушения толщи.

2.7. НАПРАВЛЕНИЯ ДАЛЬНЕЙШЕГО ИЗУЧЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Интересы создания новых техники и технологии, а также совершенствования существующих, требуют планомерного и глубокого изучения прежде всего природы взаимодействия боковых пород и комплексов машин, разработки теории горного давления. Без теории горного давления не может быть и теории подземной разработки полезных ископаемых.

Глава 3

МЕХАНИЗИРОВАННЫЕ КРЕПИ — ОСНОВА СИСТЕМ ОЧИСТНЫХ МАШИН

3.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Создание и массовое внедрение первого поколения механизированных крепей в угольной промышленности — важнейшее достижение научно-техни-

На данном этапе развития горной науки в рассматриваемой области более глубокому изучению подлежат: состояние нетронутых горных пород на больших глубинах, опорное горное давление и его влияние на состояние пород, переходные процессы взаимодействия пород и механизированных крепей со всеми особенностями статичности и динамики их совместной работы, процессы деформаций и разрушений толщи вмещающих пород и др. При этом экспериментам в шахтных условиях и впредь следует отдавать предпочтение, применяя их в комплексе с лабораторными и аналитическими исследованиями. Интересы науки и практики требуют разработки новой или совершенствования существующей классификации вмещающих пород, нужна также классификация, более полно отражающая современный уровень ведения подземных производственных процессов и наши знания среды.

Очевидно, что для выполнения исследований необходимо непрерывно совершенствовать методы получения, обработки и анализа экспериментального материала, создать более совершенную измерительную аппаратуру с автоматической записью параметров хода процесса и т. п. Следовательно, горной науке еще многое предстоит сделать. Залогом успехов в этом деле является органическое ее соединение с практикой.

ческого прогресса последнего двадцатилетия.

Благодаря применению механизированных крепей удалось существенно интенсифицировать очистные работы, повысить качественные и коли-

чественные показатели работы шахт и угольной промышленности в целом. Приоритет создания таких крепей принадлежит ученым, инженерам и техникам нашей страны.

Большой вклад в изучение геомеханических процессов, научное обоснование принципиальных схем механизированных крепей и их параметров, а также в разработку и испытания первых образцов внесли А. Д. Гридин, В. Т. Давидянц, И. А. Журавлев, Л. А. Зиглин, С. Х. Клорикьян, Г. А. Крупенников, Г. Н. Кузнецов, С. Т. Кузнецов, Е. Я. Махно, А. Д. Панов, В. Л. Попов, А. В. Топчиев, В. Н. Хорин, С. М. Арутюнян и многие другие крупные ученые, инженеры и техники.

В зарубежных странах, имеющих развитую угольную промышленность,

в последние годы активно совершенствуются щитовые механизированные крепи, впервые предложенные и созданные советскими учеными и инженерами, в частности, применительно к сложным условиям шахт Подмосквового бассейна.

Интенсификация подземных горных работ и прежде всего очистных требует непрерывного активного поиска новых схем механизированных крепей, а следовательно, более совершенных конструкций комплексов машин и агрегатов. Это особенно важно для сложных условий залегания ископаемого — при отработке пластов опасных внезапными выбросами угля и газа, с неустойчивыми вмещающими породами, труднообрушаемыми породами, а также при отработке тонких, весьма тонких и мощных пластов.

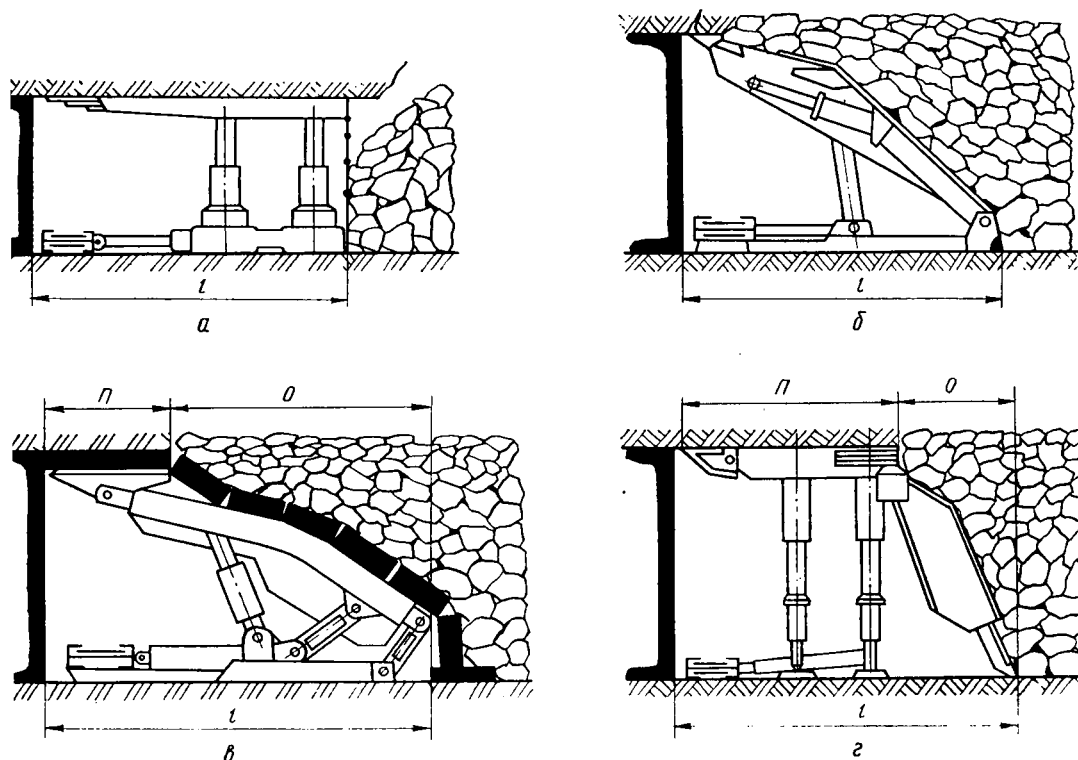


Рис. 3.1. Схема классификации механизированных крепей по способу взаимодействия с боковыми породами.

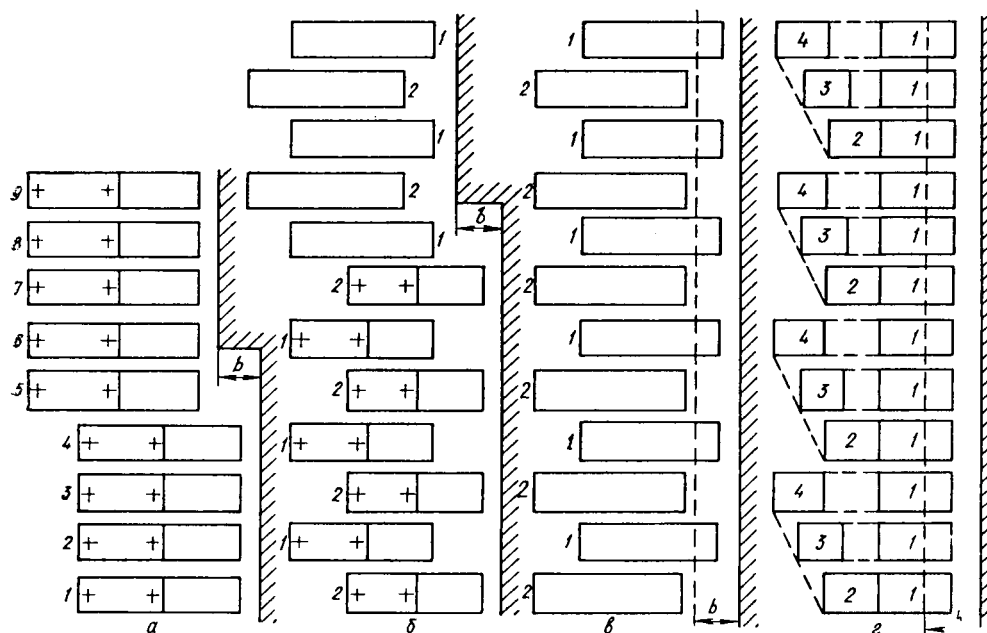


Рис. 3.2. Схемы передвижки секций механизированных крепей.

3.2. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ

Механизированные крепи по способу взаимодействия с боковыми породами делят на поддерживающие, оградительные, оградительно-поддерживающие и поддерживающе-оградительные. *Поддерживающие крепи* (рис. 3.1, а) предохраняют рабочее пространство очистного забоя шириной l от обрушений и вывалов, в том числе в период выемки последующей полосы угля и передвижки секций. *Оградительные крепи* (см. рис. 3.1, б) должны предотвращать проникновение обрушенных пород в рабочее пространство забоя шириной у почвы l . Если механизированная крепь по ширине лавы меньше поддерживает, чем ограждает ($P < O$) (см. рис. 3.1, в), то ее называют *оградительно-поддерживающей*, в противном случае ($P > O$) (см. рис. 3.1, г) — *поддерживающе-оградительной*.

По схеме передвижки секций механизированные крепи делят на фланговые, групповые, фронтальные и комбинированные (рис. 3.2). При *фланговой схеме* (см. рис. 3.2, а) передвижка секций происходит последовательно вслед за передвижением комбайна. Если крепь разделена на группы секций, то в группе (см. рис. 3.2, б) возможно после прохода комбайна одновременное передвижение секций 2 с шагом в данном случае равным $2b$.

При *фронтальной схеме* (рис. 3.2 в), например после выемки угля фронтальной выемочной машиной и уходе забоя на расстояние b , все секции можно одновременно передвинуть по всей лаве, а затем все секции 2 также одновременно подтянуть к забою. Комбинированные схемы передвижки секций реализуются по-разному. Например, после выемки угля по всей лаве на расстояние b одновременно с подпором, т. е. фронтально, могут быть передвинуты части секций 1 (см. рис.

3.2, г), а затем части секций 2, 3 и 4 подтянуты к ним, но уже по фланговой схеме.

По кинематическим связям элементов механизированные крепи делят на комплектные и агрегатные. *Комплектные механизированные* крепи имеют основной структурный элемент — комплект, отсюда и название крепей. Комплекты кинематически не связаны ни между собой, ни с конвейером. Следовательно, у комплектных крепей есть возможность, хотя и ограниченная, для маневрирования в лаве.

Основным структурным элементом *агрегатных крепей* являются секции, взаимосвязанные между собой и конвейером. Практически свободный маневр при передвижении секций в этом случае исключается. Ясно, что и те, и другие крепи имеют как преимущества, так и недостатки. Комплектные крепи конструктивно несколько проще, применяются в лавах с более устойчивыми боковыми породами. Существуют и другие классификации крепей. Они изложены в специальной литературе.

3.3. ПРИНЦИП РАБОТЫ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ И ЭЛЕМЕНТЫ ЕЕ ГИДРОПРИВОДА

На механизированную крепь в лаве возложено много функций. В частности, на пластах с углами падения 0 — 35° механизированная крепь должна надежно предохранять рабочее пространство от вывалов, высыпаний и обрушений пород, в том числе на сопряжениях, и во все периоды работы лабо (например, в период выемки угля и передвижки секций) создавать условия для высокопроизводительной работы выемочных, транспортных и других машин, обеспечивать нормальное ведение проветривания и всех других рабочих процессов, быть удобной для работы и перемещения людей в течение смены.

На пластах с углами падения 35—

90° механизированная крепь кроме перечисленных функций должна защищать рабочее пространство и со стороны угольного пласта, и со стороны почвы от возможных падений кусков угля и пород, способных травмировать людей, а также предотвращать развитие выбросов угля и газа. Вот почему механизированная крепь является основной системы очистных машин, ее базовой конструкцией.

В настоящее время механизированные крепи гидрофицированы, т. е. их конструкции базируются на применении объемного гидропривода. Гидропривод крепи отличается большим количеством гидроагрегатов, сложностью схемы, коммуникаций и др. Гидропривод механизированной крепи включает в себя: насосы постоянной производительности, рабочую жидкость, трубопроводы, распределительные и регулирующие устройства и большое количество исполнительных органов крепи — гидростоек и гидродомкратов.

Сущность принципа действия гидропривода крепи (рис. 3.3) состоит в следующем. Насосные станции 10 (или одна станция) подают рабочую жидкость под высоким давлением по трубопроводу 3 к пульта управления крепью 2. Если рукоятка пульта управления 2 поставлена в положение «нейтрально», то жидкость по трубопроводу 1 будет поступать на слив и попадать в баки насосных станций. Если же поток жидкости направляется в трубопровод 4, то это означает, что во все гидрораспределители секций 6 поступила жидкость высокого давления. Нагнетательный 4 и сливной 5 трубопроводы проложены по всей лаве с таким расчетом, чтобы обеспечить секции механизированной крепи рабочей жидкостью. Секция крепи, в зависимости от ее конструкции, имеет по одному-два гидродомкрата 9, одну — шесть гидростоек 7.

На рис. 3.3 изображены секции, состоящие из одного гидродомкрата и

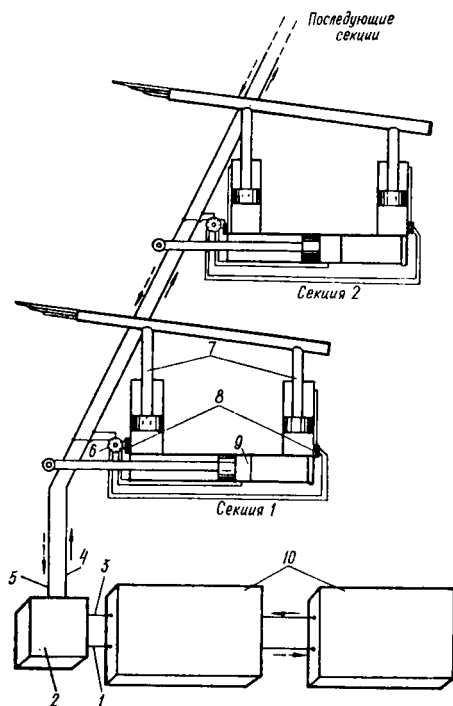


Рис. 3.3. Принципиальная схема, объясняющая работу гидропривода крепи.

двух гидравлических стоек. Следовательно, нагнетательный 4 и сливной 5 трубопроводы имеют протяженность, равную сумме длин лавы и участка от лавы до места установки пульта управления крепью 2.

Каждая секция крепи снабжена гидрораспределителем 6 рабочей жидкости. Он может устанавливаться непосредственно на секции, намечаемой к передвижке, а также на предыдущей или последующей секциях. Гидрораспределитель 6 направляет поток жидкости к гидроэлементам, а от них в сливной трубопровод 5. Исполнительный орган распределителя перемещают, как правило, вручную рукояткой или другим приспособлением. Каждая гидростойка или группа гидростоек секции имеют гидроблок, содержащий запорный и регулирующий элементы. В качестве первых выступают гидро-

замки, а вторых — предохранительные клапаны.

Гидроблоки стоек 8 устанавливаются чаще всего непосредственно на стойках. Подача рабочей жидкости от гидрораспределителей 6 к гидродомкратам 9 и гидростойкам 7 и отвод ее в сливной трубопровод 5 осуществляется по трубопроводам. В подавляющем большинстве крепей эти трубопроводы выполнены в виде гибких резиновых рукавов (шлангов). В нашем примере (см. рис. 3.3) от гидрораспределителя секций 6 отходит три пары рукавов. Одна пара обслуживает поршневую и штоковую полости передней стойки, другая — задней стойки, а третья — рабочие полости гидродомкрата. Запитка жидкостью гидростоек и отвод от них рабочей жидкости осуществляется через гидроблоки 8. Во всех случаях рабочая жидкость, выполнив полезную работу в исполнительных органах крепи (стойках, домкратах, гидропатронах и др.), должна по сливным трубопроводам возвращаться в баки насосных станций. Иначе говоря, гидросистема механизированной крепи является замкнутой, т. е. циркулирующая в ней жидкость не должна убывать. Однако работать без утечек жидкости из гидросистемы механизированные крепи пока не могут. Это объясняется наличием огромного количества гидростоек в крепи одной лавы (до 1500 шт.), гидродомкратов (до 500 шт.), других гидроэлементов, низким уровнем обслуживания, качеством изготовления и сложнейшими условиями работы гидропривода крепи в шахте.

Рассмотрим подробнее принцип работы гидроэлементов секций — основного структурного звена любой механизированной крепи. Дело в том, что секция крепи работает в разных режимах и именно она выполняет производственные операции в забое, связанные с обеспечением безопасности, креплением и управлением кровлей.

Гидростойка секции — это основной опорный элемент крепи, оказывающий сопротивление опусканию (сближению) вмещающих пород в закрепленной выработке. Стойка имеет определенную раздвижность. Под раздвижностью стойки понимают предельно допустимое увеличение ее длины за счет выдвижения подвижной части или элемента, например вывинчивания винта, и др. Раздвижность стойки оценивают коэффициентом раздвижности k_p , который представляет собой отношение высоты раздвинутой стойки к высоте сдвинутой. Стойки шахтной крепи имеют податливость, под которой понимают уменьшение длины стойки под нагрузкой. Неотъемлемым элементом конструкции каждой стойки является гидроблок клапанов, предназначенный для управления работой стойки крепи во всех режимах. Следовательно, гидростойка и ее гидроблок — органически целая часть секции крепи.

Работу стойки (рис. 3.4) можно разделить на несколько этапов. Для распора секции, а следовательно, раздвижки стойки, рабочая жидкость гидрораспределителем подается по каналу «распор», отжимает обратный клапан ОК и следует в поршневую полость стойки ППС. При определенном давлении поршень стойки вместе со штоком выдвигаются и прижимают перекрытие к кровле, а основание — к ювче пласта. На рабочей характерис-

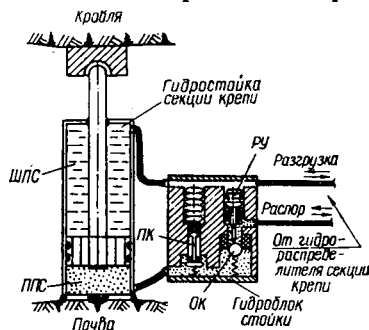


Рис. 3.4. Принципиальная схема гидравлической стойки и гидроблока клапанов.

тике стойки $R - \Delta h$ (рис. 3.5) этому режиму соответствует отрезок oa . Начальный распор секции равен произведению давления жидкости в ППС на площадь поршня и представляет собой усилие, создаваемое в стойке при ее установке в рабочее положение R_y . Как только подача рабочей жидкости по каналу «распор» прекратится, сработает ОК и отсоединит ППС от гидросистемы крепи. После этого стойка будет работать автономно. Если боковые породы сближаются, то давление жидкости в ППС возрастает, а следовательно, увеличивается обжим пород под основанием секции, над перекрытием крепи, уплотнений полостей стойки, пузырьков воздуха в рабочей жидкости, расширение стенок цилиндров, диаметра гибкого рукава и т. п. Уменьшение длины стойки под действием внешней нагрузки вследствие выбора упругих деформаций ее и пород связывают с понятием *упругой податливости стойки*. Разумеется, усилие, созданное в стойке при ее установке, будет возрастать вплоть до начального сопротивления R_n . Величина R_n может быть зафиксирована в момент начала проседания выдвижной части относительно корпуса стойки. Следует заметить, что проседания выдвижной части стойки могут иметь место вследствие раздавливания пород на контактах с элементами секции, из-за пропуска жидкости при потере герме-

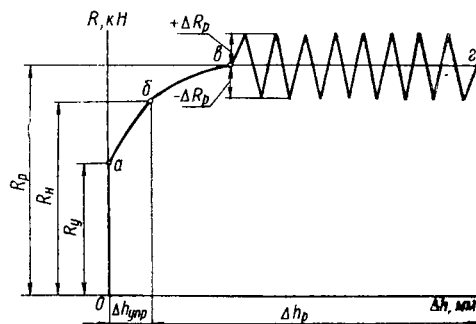


Рис. 3.5. Рабочая характеристика гидравлической стойки механизированной крепи.

тичности блока, рукава, уплотнений, седла клапана и других или при срабатывании предохранительного клапана ПК. Активный участок на характеристике *a б* свидетельствует о выборе хода, самозатяжке в системе «секция — боковые породы». Процесс деформаций пород на контактах или их обтекания характеризует участок *бв*. Исследованиями автора установлено, что во многих лавах, например шахт Западного Донбасса, за период от установки секции до ее передвижки не наблюдалось случаев срабатывания предохранительных клапанов. Следовательно, номинальное рабочее сопротивление стоек секции как среднее значение из максимально допустимых сопротивлений стоек опусканию (сближению) пород, имеет место на участке *вг* и численно мало отличается от сопротивлений на участке *бв*. Однако, если вмещающие породы на контактах с перекрытиями и основаниями секций не сминаются, т. е. они достаточно прочные, то срабатывание клапанов ПК фиксируется повсеместно. При срабатывании ПК часть жидкости уходит на слив по каналу «разгрузки». На характеристике вершинами зубьев отмечены моменты открытия ПК, а впадинами — моменты закрытия ПК. Для разгрузки стойки жидкость подается по каналу «разгрузка». При этом разгрузочное устройство РУ отжимает ОК, вследствие чего ППС соединяется со сливом через канал «распор». Принудительное опускание выдвижной части осуществляется вследствие заполнения жидкостью штоковой полости стойки ШПС. Таким образом, рассматривая характеристику $R - \Delta h$, можно заметить три характерных режима работы стоек секции крепи в лаве. *Первый режим* — распор, *второй* — выбор упругой податливости системы и *третий* — рабочий, по торможению сближающихся кровли с почвой до момента разгрузки стоек. В лавах с динамическими осадками труднообрушаемых пород, а так-

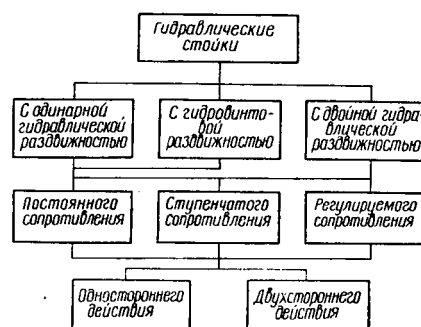


Рис. 3.6. Классификация гидравлических стоек механизированных крепей.

же в некоторых других случаях возможны «забросы» сопротивления, приводящие к деформации цилиндров стоек и других элементов. На такой режим работы большинство крепей не рассчитано. Поэтому нужны технологические меры по разупрочнению пород во избежание массового выхода из строя стоек, изменения конструкций крепей и др.

Элементы гидропривода секций механизированной крепи. Секция включает элементы гидропривода — стойки, блоки клапанов стоек, гидродократы, гидрораспределитель, рукава, соединительную арматуру, а также перекрытия, основания, ограждения, базовые звенья и др.

Гидравлические стойки как основные опорные части секций по виду подвижности делят на стойки с одинарной гидровинтовой и двойной гидравлической подвижностью. Кроме того, по виду характеристики $R - \Delta h$ стойки бывают постоянного, регулируемого и ступенчатого сопротивления. Чаще всего все стойки именно двухстороннего действия (рис. 3.6). К сожалению, конструкции гидравлических стоек механизированных крепей еще не типизированы. Наиболее характерными являются стойки, принципиальные схемы которых приведены на рис. 3.7. Стойки с двойной гидравлической подвижностью получили большое распростра-

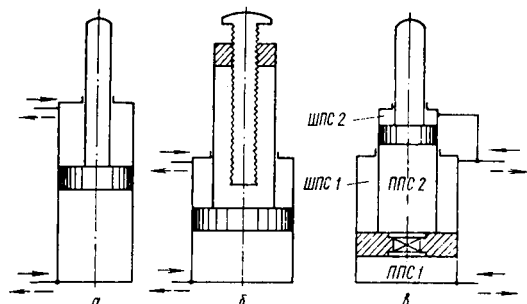


Рис. 3.7. Схемы устройства стоек гидравлических механизированных крепей.

нение при отработке тонких и меньше средней мощности пластов пологого падения. Это объясняется значительными колебаниями (до $\pm 15\%$ m) средней вынимаемой мощности пластов, требующими стоек с большими коэффициентами раздвижности. На пластах пологого падения мощностью свыше 2 м предпочтение отдают схеме, приведенной на рис. 3.7, а. Рабочее сопротивление стоек колеблется от 120 до 800 кН, а коэффициент раздвижности достигает 2. В отрасли принимаются меры по оптимизации основных параметров стоек механизированных крепей.

Блоки клапанов стоек. В корпусе гидроблока стойки размещены предохранительный клапан, разгрузочное устройство и обратный клапан. Принципиальная схема блока клапа-

нов приведена на рис. 3.4. Конструкцией унифицированного гидроблока стойки предусмотрено использовать, например предохранительный клапан типа ЭКП, гидрозамок типа ЭКОР и индикатор давления.

Предохранительный клапан, являющийся важнейшей частью гидроблока стойки, должен быть абсолютно герметичным в диапазоне давления жидкости 0 — 45 МПа. При открывании и закрывании его рабочего элемента разброс давления не должен превышать $P_{от} - P_{зак} = 0,05 P_n$. Ресурс работы клапана в литрах прошедшей жидкости должен быть достаточным для отработки не менее одного выемочного столба. Такие жесткие требования технологов к конструкции ПК вынудили конструкторов создать большое количество типов клапанов. Наиболее отработанными в данный период являются две конструкции клапанов — Узловского машиностроительного завода им. И. И. Федунца и завода «Пневматика». *Предохранительный клапан золотникового типа* Узловского завода (рис. 3.8) состоит из корпуса 3, в который вмонтированы упор 5, шайба 6, седло 7, жидкость под которое поступает через фильтр 9 из полости А. В осевом отверстии седла 7 находится золотник 10, герметизированный уплотнительным кольцом 11. Жидкость под давлением может

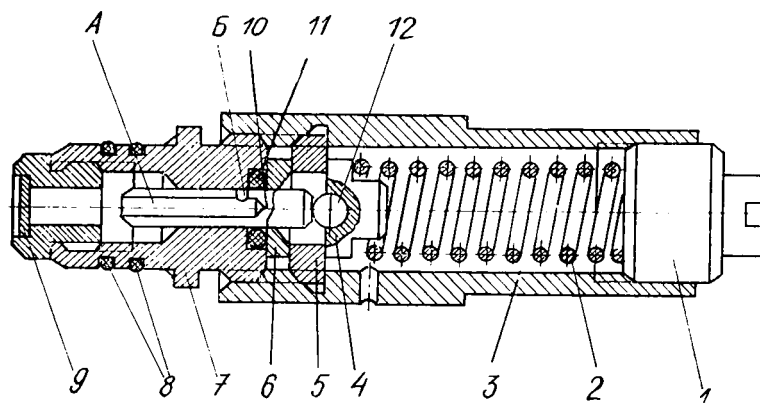


Рис. 3.8. Предохранительный клапан золотникового типа (Узловский завод).

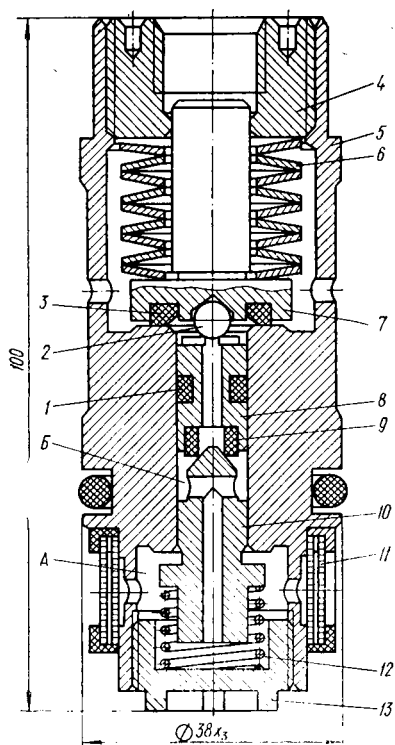


Рис. 3.9. Предохранительный клапан ЭКП (завод «Пневматика»).

переместить золотник 10, а через шарик 12 и упор 4 тем самым сжать пружину 2. Как только боковое отверстие золотника 10 пройдет уплотнительное кольцо 11, часть жидкости немедленно выйдет в полость Б и на слив, т. е. клапан сработает.

Длительное применение таких ПК у крепей комплексов ОКП и других показало, что они удовлетворительно работают при давлении $P_H = 31,6 - 45$ МПа до появления незначительных повреждений целостности кольца 7. Разрушения кольца приводят к потере герметичности ПК и большому разбросу давления открытия и закрытия, достигающему $0,10 - 0,15 P_H = P_{от} - P_{зак}$.

Предохранительный клапан ЭКП завода «Пневматика» (рис. 3.9) имеет конический запирающий элемент и подвижное седло. Он состоит из кор-

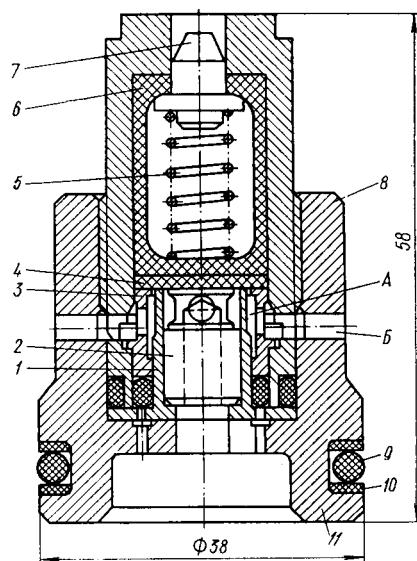


Рис. 3.10. Предохранительный «газовый» клапан (конструкция Гипроуглемаша).

пуса 5, в котором расположен подвижный цилиндр 8 с седлом 9, герметизированным кольцом 1. Конусный запирающий элемент 10 поджимается пружиной 12, усилие которой регулируется гайкой 13. Цилиндр 8 через шарик 2 и упор 7, герметизированный кольцом 3, посредством тарельчатых пружин 6 относительно гайки 4 прижимается жидкостью, поступающей по каналу Б. Перед поступлением в канал А жидкость предварительно фильтруется сетками 11. Если давление жидкости превышает усилие тарельчатых пружин 6, срабатывает ПК, при этом часть жидкости выходит по каналу В на слив.

Клапаны ЭКП удовлетворительно работают во всех крепях до тех пор, пока не начинает разрушаться пластмассовое седло 9, сопряженное с конической поверхностью клапана 10. Клапан ЭКП чувствителен к загрязнениям рабочей жидкости. Эрозионный износ седла приводит к потере герметичности, большому разбросу давления закрытия и открытия клапана.

Поиски более долговечной и надежной конструкции ПК продолжаются. Гипроуглемашем разработан и подготовлен для серийного производства «газовый» предохранительный клапан (рис. 3.10), отличающийся принципом работы запирающего элемента, а также возможностью размещения клапана вне коробки гидроблоков. При срабатывании такого ПК часть жидкости уходит не в сливной трубопровод, а на почву выработки. Соединяется такой клапан с гидроблоком безрезьбовым устройством. В корпус 11 клапана помещен резиновый баллон 6 с обратным клапаном 7, внутри которого находится сжатый до определенного давления азот и пружина предварительного поджатия 5 его стенок. Сжатый азот одним из торцов баллона прижимает диафрагму 4 к торцам седла 1, кольца 3 и стержня 2. Рабочая жидкость, поступающая по каналу стержня 2, при определенном давлении отжимает диафрагму 4. При этом часть жидкости через каналы А и Б поступает на слив, т. е. клапан срабатывает. Корпус клапана 11 для безрезьбового соединения с корпусом гидроблока имеет хвостовик 8 с уплотнительным кольцом 9 и защитными кольцами 10. Такой клапан легко заменить, при срабатывании выбрасывает часть жидкости в выработку, не чувствителен к загрязнениям рабочей жидкости, надежен, а ресурс его ориентировочно в 5 раз выше ресурса клапанов ЭКП и клапанов золотникового типа.

Гидрозамок представляет собой единую конструкцию, объединяющую разгрузочное устройство РУ и обратный клапан ОК. Точнее, под гидрозамком понимают управляемый обратный клапан. Назначение гидрозамка — принудительная разгрузка стойки вследствие управляемого открытия обратного клапана для соединения ППС по сливом, распор стойки свободным пропуском жидкости в ППС

и удалением ее с ШПС, а также отсечением ППС по окончании распора гидростойки.

Требования технологов к гидрозамкам очень жесткие: абсолютная герметичность ППС во всем диапазоне давления жидкости — от распора стойки до срабатывания предохранительного клапана и ее разгрузки.

Наиболее отработанной конструкцией является *гидрозамок типа ЭКОР* завода «Пневматика» (рис. 3.11). В корпус 3 вмонтировано седло 10 с обратным шариковым клапаном 9, поджимаемым к седлу пружиной 11 и стержнем 12, который упирается в шарикодержатель. При поступлении рабочей жидкости в канал 8 клапан 9 под действием давления жидкости отжимается, жидкость через отверстия в корпусе 3 поступает в ППС, вследствие чего происходит распор стойки. Если подача жидкости от гидрораспределителя прекращается, то клапан 9 закрывается, отсекая ППС от гидромагистрали. Подачей жидкости по каналу 1 под

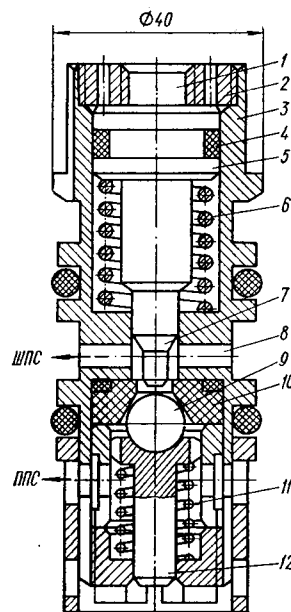


Рис. 3.11. Гидрозамок ЭКОР (завод «Пневматика»).

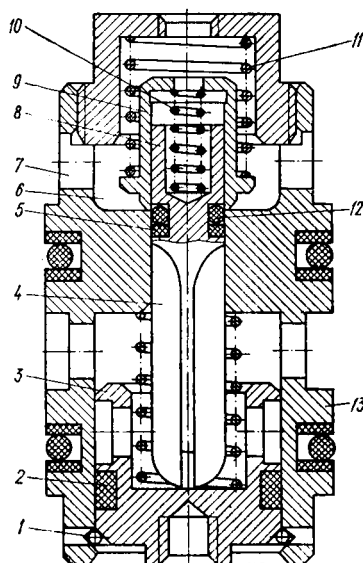


Рис. 3.12. Гидрозамок (конструкция Гипроуглемаша).

поршень 5 с уплотнительным кольцом 4 и хвостовиком 7 вначале сжимается пружина 6, а затем хвостовик 7 открывает клапан 9 и жидкость выходит из ППС, т. е. происходит разгрузка стойки и принудительное сокращение ее длины. ШПС при этом может заполняться рабочей жидкостью не полностью. Как только подача жидкости от распределителя прекращается, пружина 6 возвращает поршень 5 в исходное положение, а клапан 9 закрывается пружинной 11.

Недостатком замков типа ЭКОР является эрозионное разрушение седла 10. Материал седла (специальная пластмасса) недолговечен, поэтому ресурс гидрозамка мал, имеют место потери герметичности клапанов, а следовательно, и ППС, а это может быть причиной аварий в лаве, вывалов, обрушений и т. п.

Гипроуглемаш предпринял попытку создать более надежный гидрозамок (рис. 3.12), основным рабочим элементом которого является золотник 8 и кольца 5 и 12, т. е. седла в этой кон-

струкции нет. В корпусе 13 помещен золотник 8, перемещаемый с кольцами 5 и 12. На хвостовике золотника 8 посажен стакан 9, поджимаемый к торцу корпуса 13 пружинной 11. Пружинной 10 золотник 8 прижимается к поршню 3. При подаче рабочей жидкости под давлением в полость 4 золотник 8 перемещается, при этом его кольца 12 и 5 входят в стакан 9 и он вместе с золотником отодвигается, пропуская жидкость в канал 6, полость 7 и далее в ППС. Следовательно, при этом происходит распор стойки. Как только подача жидкости прекращается, усилием пружин 11 и 10 золотник 8 возвращается в исходное положение, т. е. происходит отсечение жидкости в ППС.

Для разгрузки стойки рабочая жидкость действует на торец поршня 3, уплотненного кольцом 2. Затем поршень перемещает золотник 8, соединяя ППС со сливным трубопроводом, идущим к распределителю секции.

Пружины удерживаются металлическим кольцом. Полагают, что ресурс работы такого гидрозамка, измеряемый в литрах прошедшей жидкости, увеличится в 8—10 раз, возрастает надежность работы, улучшатся другие характеристики.

Таким образом, гидравлические стойки — главные опорные элементы механизированных крепей — точнее ПК и ОК гидроблоков, определяют надежность обеспечения безопасности работ в очистном забое, качество добываемой продукции, надежность и качество очистных работ в целом. Поэтому этим узлам крепей должно уделяться надлежащее внимание со стороны технологов и других специалистов.

Гидравлические домкраты (гидродомкраты) служат для передвижки секций крепи, става забойного конвейера, базовой балки и др. По характеру действия гидродомкраты делятся на односторонние и двухсторонние.

Классификационная схема домкратов (см. рис. 3.13) отражает лишь кон-

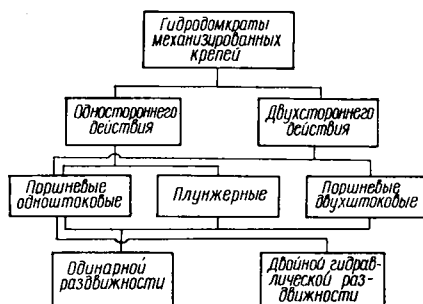


Рис. 3.13. Классификационная схема гидродомкратов механизированных крепей.

структивные принципы, не учитывая самой конструкции. Существует много разновидностей конструкций домкратов. Шаг передвижки (выдвижение штоков) у известных конструкций механизированных крепей составляет 0,63 и 0,80 м. Максимальное усилие передвижения при прямом ходе составляет 70; 100; 402; 424 кН, при обратном ходе (сокращение длины) — 30; 70; 289; 243 кН. Скорость передвижения, например секции крепи или става конвейера, обусловленная скоростью перемещения штока гидродомкрата, зависит от площади рабочей полости, производительности насосной станции, объема утечек, величины внешнего сопротивления и других факторов.

Вспомогательные силовые гидроцилиндры, предназначенные для выдвижения или поджима консольных частей перекрытий секций, выравнивания положения секций, прижима става конвейера, изменения его положения в вертикальной плоскости и для других целей, нередко называют *гидропатронами*.

Все гидродомкраты передвижки секций крепи и конвейера двухстороннего действия, подводка жидкости чаще осуществляется через цилиндр, а в отдельных случаях через шток.

Гидрораспределители предназначены для снабжения жидкостью, поступающей от насосной станции, рабочих полостей гидростоек, гидроблоков сто-

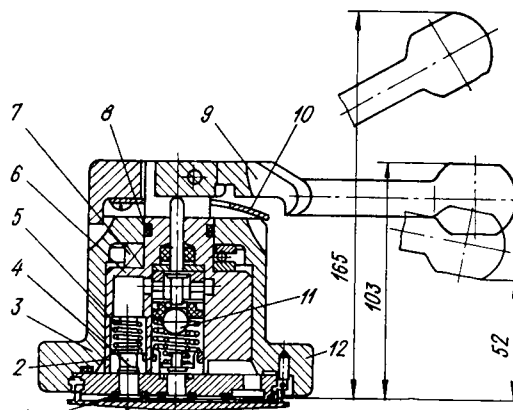


Рис. 3.14. Унифицированный гидрораспределитель ЭРА1К.

ек, гидродомкратов и рукавов высокого давления, а также для одновременного отвода ее из нерабочих полостей в сливную магистраль.

Основными требованиями к конструкции гидрораспределителей являются: исключение утечек, перетоков и минимальные потери давления при пропуске больших масс циркулирующей в системе рабочей жидкости.

Завод «Пневматика» в настоящее время изготавливает унифицированные гидрораспределители типа ЭРА1К, имеющие четыре плоскоповоротных золотника, девять подводов-отводов для жидкости и восьмипозиционное расположение исполнительного органа (рис. 3.14). В корпусе 3 размещен золотник 6 со втулками 4 и пружинами 5. Корпус опирается на подшипник 7. Хвостовик золотника, уплотненный в корпусе резиновым кольцом 8, шарнирно соединен с рукояткой 9. Втулка 4 герметизирована в корпусе распределителя резиновыми кольцами 2. Пружины 5 поджимают торцы втулок 4 к поверхности плоского седла, которое имеет высокую чистоту обработки. В седле имеется девять отверстий, центральное из которых служит для подвода жидкости из главной напорной магистрали.

Гидрораспределитель фланцем 12 и четырьмя болтами плотно закрепляется на колодке с таким расчетом, чтобы кольца 1 надежно уплотнили пространство между отверстиями в седле и колодке. В верхней части корпуса имеются восемь пазов для фиксации рукоятки управления пружиной 10. При переключении распределителя рукоятка выводится из паза и одновременно открывается обратный клапан 11. При проходе жидкости через распределитель втулки 4 прижимаются к седлу, способствуя тем самым уменьшению перетоков.

Для механизированных крепей со значительными объемами рабочих полостей, например комплексов ОКП и других, применяются распределители с большим диаметром условного прохода для жидкости, меньшими гидравлическими потерями давления и большим числом рабочих позиций.

Гидромагистраль (трубопроводы) бывают напорными и сливными, секционными и транзитными. Секционные трубопроводы могут быть гибкими или жесткими. Чаще всего внутрисекционная гидроразводка представлена гибкими рукавами высокого давления. Концевая арматура рукавов в настоящее время выполняется неразборной и соединяется с гидроэлементами безрезьбовыми соединениями. Основные требования к рукавам следующие: прочность, герметичность и минимальные гидравлические потери давления. К сожалению, во многих случаях, при пульсирующих с большими перепадами давления способах передачи жидкости, рукава, а также присоединительная арматура часто выходят из строя, сдерживая нормальное ведение рабочих процессов в лаве.

Конструкция рукавов для пропуска жидкости высокого давления в основном оплеточного строения, имеет внутренние проходные диаметры 8; 12; 16; 20; 25 и 32 мм. Рукава, в зависимости от разрывного усилия, имеют

одну, две или три металлические оплетки. Следовательно, количество слоев резины составляет от двух до четырех (например, внутренний слой резиновый, а затем чередуются металлическая оплетка и слой резины). Наружный резиновый слой рукава должен иметь четкую маркировку, наносимую светлой несмываемой краской, где указано товарный знак завода-изготовителя или его наименование, внутренний диаметр, тип рукава, рабочее давление — статическое и динамическое, год и месяц изготовления и др. По этим данным выбирают нужные для гидроэлементов крепи рукава высокого давления.

В последние годы начали изготавливать рукава навивочной конструкции, обладающие большой прочностью и рассчитанные на разрушающее давление до 120 МПа и статическое рабочее давление 40 МПа.

Более совершенной присоединительной арматурой является арматура неразборной конструкции. Присоединение рукавов к такой арматуре безрезьбовое. Ниппель арматуры с уплотнительным и защитными кольцами вставляется в корпус гидроэлемента, крепи и чекой укрепляется в нем. Для отсоединения рукава достаточно выдернуть чеку. Такие соединения требуются для многих узлов горных машин, поскольку их эксплуатационные преимущества очевидны, но они более сложны в изготовлении.

Рабочая жидкость и средства герметизации гидросистем. Рабочая жидкость в гидросистеме выполняет две функции — передает энергию от насоса до силового исполнительного органа и смазывает поверхности, предотвращая их коррозию. В качестве рабочей жидкости вместо минеральных масел в настоящее время применяют негорючие эмульсии, состоящие из 1,5 об. % присадки, например типа ВНИИНП 117, или 3 % эмульсола Аквол-3 умягченной воды. Следовательно, вод

ная эмульсия представляет собой коллоидную систему, в которой во взвешенном состоянии находятся капельки масла (эмульсола). Такая система на рабочих поверхностях гидроэлементов должна создавать пленку, препятствующую доступу влаги и паров шахтной атмосферы к металлу. Для приготовления эмульсии машиностроительные заводы выпускают установку ИПЭ1, принцип работы которой состоит в перемешивании потока воды с присадкой через специальные диспергирующие сетки. Это дает возможность получить однородный состав рабочей жидкости с размером частиц присадки 2,5—5 мкм. Обычно в качестве умягченной воды используют дистиллят или конденсат котельной установки шахты. Эмульсию приготавливают в чистом помещении на поверхности шахты в соответствии с инструкцией, разработанной в ИГД им. А. А. Скочинского. Доставляют эмульсию в шахту цистернами или шахтных вагонетках, окрашенных в голубой цвет. Для предотвращения загрязнения эмульсии от момента ее приготовления и до ремонта гидроэлементов выполняется комплекс мероприятий. Следует помнить, что надежность и долговечность работы гидроэлементов крепи зависят прежде всего от чистоты рабочей жидкости.

Герметичность гидросистем достигается применением различных уплотнительных устройств. По характеру действия уплотнения делят на три группы: *первой* отнесены уплотнения цилиндров стоек и домкратов, *ко второй* — уплотнения соединений с вращательным движением (например, валов насосов, муфт и др.), *к третьей* — уплотнения неподвижных соединений (крышек, фланцев и др.). Поршни, штоки, лунжеры стоек и домкратов содержат в качестве уплотнения манжеты и защитные кольца. Для недопущения вдавливания материала манжеты в зазор между уплотнительными поверх-

ностями, размер его должен быть меньшим 0,04—0,16 мм.

Эксплуатация силовых гидроцилиндров в шахтах требует установки чистильщиков штоков, обеспечивающих защиту рабочих полостей от проникновения абразивов под уплотнения и в жидкость. Чистильщик обычно состоит из двух деталей — резиновой манжеты с конусной уплотненной кромкой и пазом, в который устанавливается вторая деталь — конусное кольцо из твердой пластмассы, служащее для очистки поверхности выдвигающегося и вдвигающегося штока.

Вращающиеся валы уплотняют резиновыми, армированными металлическими кольцами, манжетами. Поверхность вала в этом месте должна быть обработана с чистотой 9-го класса по ГОСТ 2789—73. Поверхность вала не должна оказывать абразивного действия на резиновую рабочую кромку манжеты. Такие уплотнения часто выходят из строя при воздействии на них абразивных частиц. Поэтому для горных машин установка пылезащитных уплотнений совместно с герметизирующими также обязательна. Для этой цели применяют войлочные, лабиринтные кольца и др.

Неподвижные соединения уплотняют резиновыми кольцами круглого сечения. При этом геометрические размеры канавок, заходных частей, чистота обработки поверхностей должны удовлетворять определенным требованиям. Кольца изготавливают из специальных резин. Геометрические размеры уплотнительных колец утверждены специальными ГОСТами.

Таким образом, элементы гидропривода секции механизированной крепи отличаются сложностью конструктивных схем, большой трудоемкостью при изготовлении и дороговизной. От их надежной работы зависит безопасное ведение производственных процессов в лаге. Поэтому обслуживающий персонал должен знать и соблюдать опре-

деленные правила при эксплуатации элементов гидропривода. Эти правила изложены в инструкциях по эксплуатации машин и их комплексов.

Другие составные узлы секций — перекрытия, основания, элементы базы, защиты и т. п. конструктивно проще и требуют меньшего ухода в процессе эксплуатации.

3.4. МЕХАНИЗИРОВАННЫЕ КРЕПИ ДЛЯ ЛАВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С УГЛАМИ ПАДЕНИЯ $\alpha=0-35^\circ$

Первая серийная механизированная крепь была разработана в составе очистного механизированного комплекса машин ОМКТ, предназначенного для отработки пологих угольных пластов средней мощности. Затем работы по созданию механизированных крепей продолжались и развиваются применительно ко всему имеющемуся в СССР диапазону условий. Опыт создания первых советских серийных и несерийных механизированных крепей заимствован специалистами всех стран, имеющих развитую угольную промышленность.

Устройства и принципы работы, которые используют в настоящее время, и перспективные конструкции механизированных крепей целесообразно рассматривать, выделив семь групп условий по мощности пластов и две группы условий — по углам их падения.

Первая группа условий по вынимаемой мощности включает пласты мощностью до 0,7 м, *вторая* — 0,7—0,9 м. Практически для этих условий механизированные крепи пока не созданы. На шахтах, например производственных объединений Павлоградуголь, Укрзападуголь и др., механизированными комплексами ведут обработку пластов мощностью 0,7—0,9 м, но при этом одновременно присекают часть вмещающих пород, существенно снижая качество добываемой горной массы.

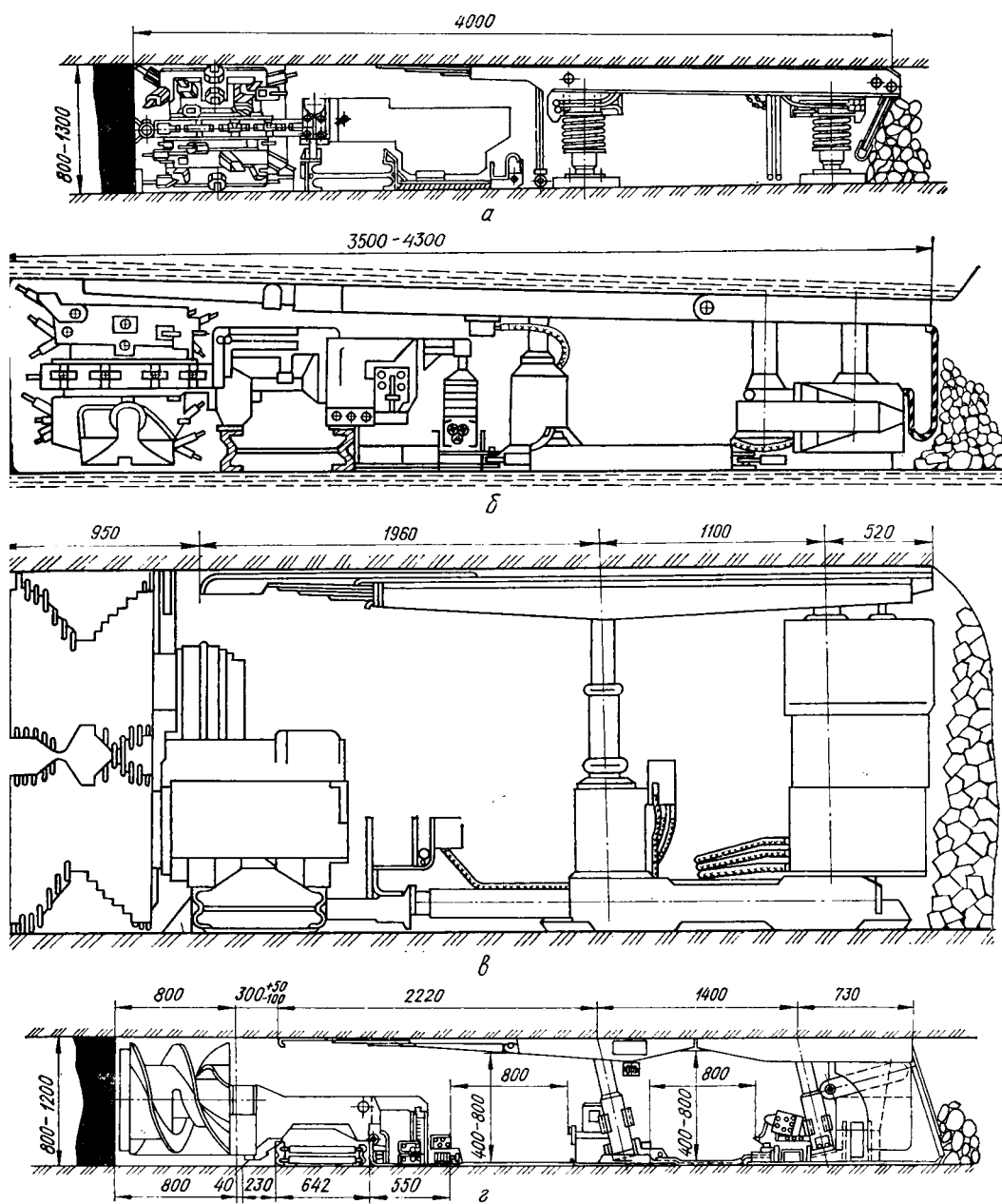
Для отработки пластов мощностью

0,9—1,2 м (*третья группа условий*) широко применяются механизированные крепи, работающие в составе комплексов КМК98Д, «Донбасс», КМ88, КД8 и КМ103 (рис. 3.15).

Крепь комплекса КМК98 Д (см рис. 3.15, а) комплектная, ее основные составные элементы — комплекты не связаны между собой и конвейером. В комплекте есть две секции одна из которых имеет перекрытие управляемой консолью и усилие прижатия ее 16,9—22 кН, а другая — перекрытие, консольная часть которого представлена двумя пакетами рессор. Обе секции двухстоечные, стойки поршневого типа с двойной гидравлической раздвижностью. Гидроблок клапанов установлен непосредственно на стойках. Стойки прикреплены к перекрытиям шарнирно и благодаря специальному креплению, состоящему из пакетов рессор, могут поворачиваться на угол до 15° относительно продольно оси перекрытия и на угол до 5° в поперечном направлении. После разгрузки секции ее стойки самоустанавливаются.

Гидравлический домкрат для передвижки крепи установлен между секциями и размещен у кровли пласта прикреплен к перекрытиям посредством Г-образных рессор. Над гидродомкратом со стороны кровли пласта установлен щиток, со стороны выработанного пространства имеются щиты ограждения, шарнирно присоединены к перекрытиям секций. Шаг установки комплектов в лаве — 1,60 или 1,45 м соответственно ширина незакрепленного обнажения кровли между комплектами — 325 и 175 мм.

Блок управления представлен двумя гидрораспределителями, например типа ЭРА1К. Каждая рукоятка служит для управления одной секцией. Блок управления расположен на соседнем распертом вышестоящем комплекте. В этом случае безопасность работы по управлению повышается.



ис. 3.15. Схемы механизированных крепей, работающих в составе комплексов машин третьей группы условий.

Принцип передвижения секций — шагание отталкиванием и подтягиванием секций друг к другу. Разгрузка секций и последующие операции выполняются через блок управления рабочим очистного забоя, находящимся от нее на безопасном расстоянии.

Крепь в составе комплекса КМК97Д может эффективно применяться на пластах мощностью 0,8—1,3 м с углами падения до 12° при наличии не ниже средней устойчивости непосредственной кровли и почвы с сопротивлением вдавливанию не менее 3200 кН/м².

Крепь комплекса «Донбасс» (см. рис. 3.15, б), в отличие от рассмотренной, агрегатная. Секция крепи имеет шесть однотипных стоек. Две стойки переднего ряда, закрепленные в стаканах с амортизационными кольцами, составляют призабойную часть секции, а четыре стойки второго и третьего рядов, установленные на общем основании, образуют посадочную часть секции.

Стойки двойной гидравлической раздвижности. Каждая пара стоек имеет общий гидроблок клапанов, расположенный у основания секции. Основание секции, размещенное на почве пласта, развито благодаря наличию шарниров, хорошо приспосабливается к неровностям пород. По бокам основания расположены два гидродомкрата передвижки секции и конвейера. Перекрытие секции — составное. На четыре стойки посадочной части секции перекрытие имеет общую плиту, а на две стойки призабойной части перекрытия разрезные, шарнирно соединенные с плитой посадочной части. Со стороны забоя одно из перекрытий имеет управляемую поджимную консольную плиту, а другое — консольный, выдвигаемый специальным гидродомкратом, верхняк.

Конструкция основания секции позволяет в случае надобности заменить гидростойку, используя специальные проемы.

Блок управления представлен восьмипозиционным гидрораспределителем, установленным в передней части посадочного элемента секции.

Принцип передвижки секции крепи следующий. По мере выемки угля комбайном у этой крепи, в отличие от ранее рассмотренной, производится перемещение выдвинутых верхняков, затем фланговым (волновым) способом перемещается конвейер и лишь на расстоянии 15—20 м от исполнительного органа комбайна к конвейеру подтягивается вся секция. Следовательно, свеженаобнаженная кровля какой-то период времени поддерживается у забоя только выдвинутыми верхняками. Таким образом, крепь этого комплекса имеет широкое закрепленное призабойное пространство, высокий коэффициент затяжки кровли над секциями, иную схему передвижки, большую металлоемкость и устойчивость секций, гидродомкраты расположены на почве выработки и другие отличия.

Механизированная крепь в составе комплекса «Донбасс» может эффективно применяться на пластах мощностью 0,9—1,3 м с углами падения до 35° при наличии не ниже средней устойчивости пород. В отдельных случаях при скорости подвигания забоя, превышающей 4 м/сут, комплекс может быть использован и при неустойчивых породах кровли.

Крепь комплекса КМ88 (см. рис. 3.15, в) представлена однотипными двухстоечными секциями, установленными по лаве с шагом 0,95 м. Передвижка секций осуществляется фланговым подтягиванием их к конвейеру на шаг 0,63 м вслед за проходом комбайна. Следовательно, передвижка совмещается во времени с выемкой угля, креплением лавы и управлением кровлей. Направленность движения секций обеспечивается балками, размещенными на почве пласта и шарнирно прикрепленными к конвейеру. Секция крепи имеет кроме двух гид

гидравлических стоек с блоками клапанов, укрепленными непосредственно на стойках, сварное перекрытие, литое основание, в котором расположен гидродомкрат, передвижки секции и конвейера, блок управления — девятипозиционный гидрораспределитель с обратным (с обратным) клапаном, ограждение со стороны завала элементы, рукава высокого давления и другие вспомогательные элементы (щиты, коврики и др.).

Консольная часть перекрытия, обращенная к угольному пласту, снабжена пакетами рессор. Гидрораспределитель для повышения безопасности при управлении расположен на соседней секции. Отличиями этой крепи от крепей комплексов КМ87 разных модификаций являются: применение стоек двойной гидравлической подвижности, уменьшение высоты направляющих балок и толщины перекрытий, отсутствие на последних боковых щитков и др. Все это позволяет применять комплекс КМ88 для эффективной отработки пластов пологого падения (до 15°) мощностью 1,0—1,3 м при наличии не ниже средней устойчивости боковых пород.

Крепь комплекса КД80 является следствием дальнейшего развития работ по созданию систем машин для отработки тонких пластов, в том числе с более сложными кровлями, отличающимися сниженной собственной несущей способностью. Разумеется, и крепь, как основа системы машин, и выемочная машина должны лучше приспособляться к работе в таких условиях, повышая эффективность очистных работ и качества добываемого угля. Крепь, как и комплекс в целом, еще не внедрены в серийное производство, но опытно-промышленная эксплуатация показала работоспособность и эффективность его в определенных условиях.

Принципиальными отличиями секции крепи являются: наличие четырех односторонних стоек двойной гидравлической подвижности повышенного рабо-

чего сопротивления, специального многошарового ограждающего устройства, установленного со стороны выработанного пространства, которое кроме ограждения служит для стабилизации расстояния между концом перекрытия и забоем, а также для повышения устойчивости секции. Консоль перекрытия, обращенная к угольному пласту, управляемая, поджимается к кровле через рычаг специальным гидропатроном.

Секция крепи в исходном положении установлена с шагом назад, т. е. шток гидродомкрата, расположенного в основании секции, выдвинут. В литературе такая схема иногда называется заряженной, т. е. одна операция для подтягивания секции уже сделана, остается подать жидкость в другую полость гидродомкрата и секция подтянется к конвейеру. Иначе говоря, эта схема ничем не отличается от передвижки секций крепей КМ87, КМ88 и их модификаций. Работоспособность и эффективность такой схемы доказаны многолетней практикой эффективного применения крепей М87 в различных горно-геологических условиях залегания пластов.

Крепь комплекса КД80 предназначена для отработки угольных пластов с углами падения 0—35°, мощностью от 0,8 до 1,2 м при наличии средней устойчивости пород кровли.

Крепь комплекса КМ103 (см. рис. 3.15, з) является агрегатной и имеет наименьшую высоту. Секция крепи имеет четыре гидравлические стойки, жесткогибкие перекрытия и основание, ограждение со стороны выработанного пространства с устройством для повышения устойчивости и стабилизации расстояния от кромки перекрытия до угольного пласта, оригинально расположен гидродомкрат передвижки.

Комплексы КД80 и КМ103 отличаются между собой в основном конструкцией выемочных комбайнов. Комбайн КА80 комплекса КД80 имеет два

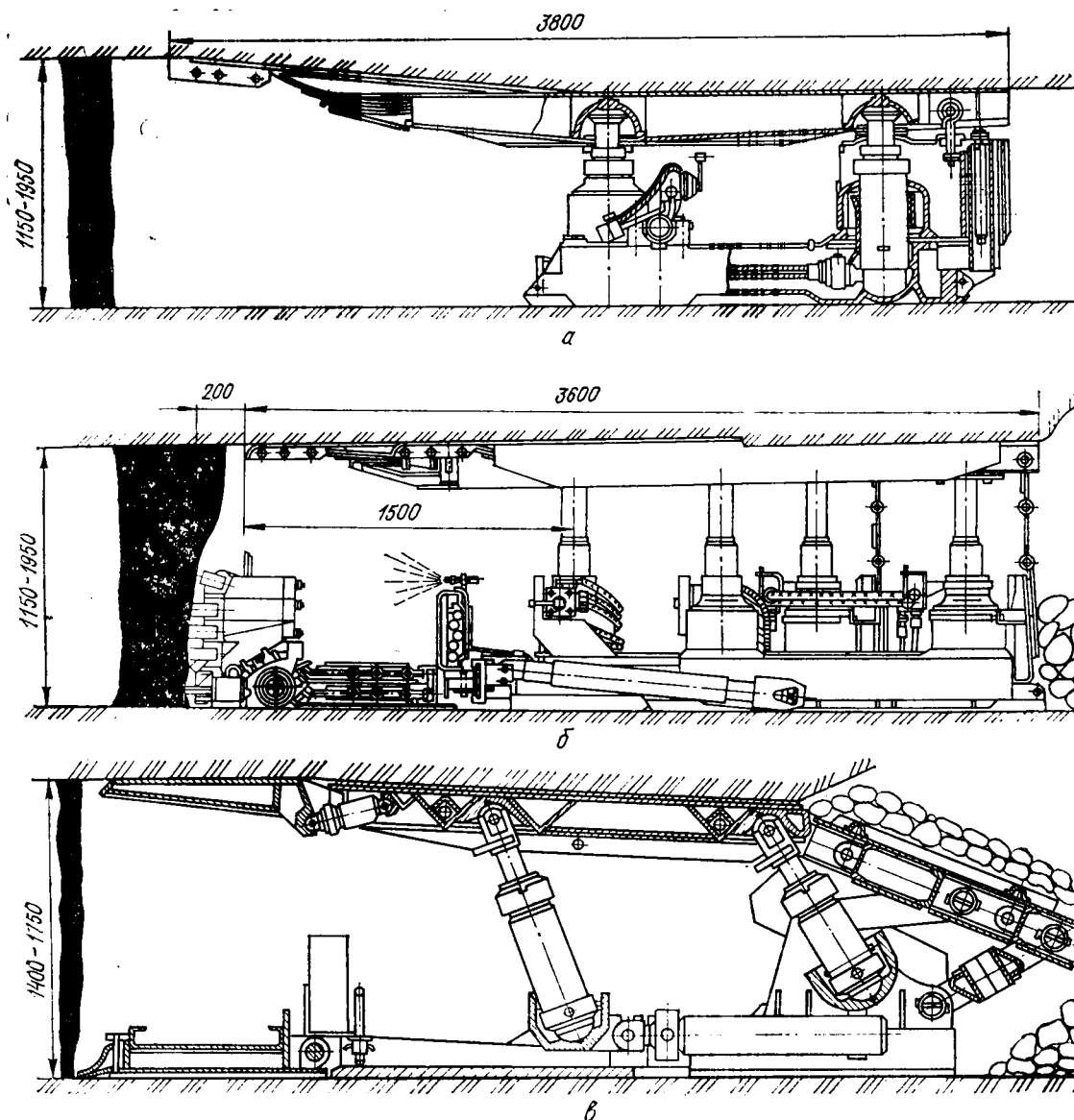


Рис. 3.16. Схемы механизированных крепей, работающих в составе комплексов машин четвертой группы условий.

барабанного типа исполнительных органа, вращающихся вокруг осей, перпендикулярных кровле и почве пласта. Комбайн К103 имеет тоже два исполнительных органа, но в виде шнеков, вращающихся вокруг осей, параллель-

ных кровле и почве пласта. Исполнительные органы комбайна КА80 способны произвести самозарубку в пласт фронтально в любом месте лавы. Для самозарубки исполнительных органов комбайна К103 требуются «косые

аезды. Трудоемкость и длительность выполнения рабочих процессов в концевых частях лав, следовательно, различные. Что же касается взаимодействия механизированных крепей с боковыми породами, то оно у рассматриваемых комплексов примерно одинаковое.

Для работы с неустойчивыми, склонными к вывалам, кровлями оба комплекса мало пригодны. Безусловно, технический уровень комплексов КД80 и М103, по сравнению с комплексами МК97 и «Донбасс», существенно выше и прежде всего потому, что в настоящее время имеется возможность работать без ниш, что особо важно по экономическим и социальным соображениям при отработке тонких пластов ологого падения.

Четвертая группа условий по вынимаемой мощности пластов (1,2—2,0 м) при углах падения 0—35° содержит комплексы машин, в составе которых работают механизированные крепи 187, МК, МКТ и др.

Крепь комплекса КМ87ДН (рис. 1.16, а) можно применять в лавах, перемещаемых по простиранию, при углах падения 0—35° и мощностях пластов 1,15—1,45 (I типоразмер) и 1,35—1,95 м (II типоразмер). Непосредственная кровля должна быть не ниже средней устойчивости, а почва относительно прочной — с допускаемым удельным давлением 3 МПа. Кинематические связи крепи совместно с направляющими балками, прикрепленными к конвейеру, обеспечивают направленное движение и секций, и конвейера.

Секция крепи М87ДН в основном такая же, как и у рассмотренной крепи 188, но отличается коробчатым ограждением со стороны выработанного пространства и наличием устройства, обеспечивающего боковую устойчивость при передвижке. Устройство состоит из гидropатрона и рычага, установленных на основании секции у перед-

ней стойки с противоположной стороны относительно гидродомкрата передвижки. При подаче жидкости в гидropатрон плунжер его отжимает рычаг, который, опираясь на последующую секцию, удерживает основание передвигаемой секции от опрокидывания на пластах с углами падения 10—35°. Удержание секций крепи и конвейера от сползания обеспечивается направляющими балками специальной конструкции. Схема расстановки и передвижки секций крепи не отличается от рассмотренных у крепи М88.

Крепь комплекса МКС, работающая со струговой установкой, отличается от крепи М88 компоновкой секций в комплекты. Две секции (см. рис. 3.16, б) образуют комплекты, при этом в правой секции домкрат расположен слева, а в левой секции — справа. Между секциями комплекта расположена направляющая телескопическая балка с поперечной тягой. Балки через кронштейны на основаниях секций и гидродомкраты передвижения крепи, установленные между секциями с интервалами, кратными шагу установки комплектов, кинематически связывают секции. Комплекты же не связаны ни со ставом забойного конвейера и струговой установкой, ни между собой. Гидродомкраты передвижения струговой установки посредством отрезков круглозвенной цепи опираются на основания секций. Сами секции крепи не отличаются от секций крепи М87Э. Связи в комплектах и гибкая компоновка опор гидродомкратов передвижения струговой установки позволяют секциям комплектов, выставленным в исходном положении в шахматном порядке, перемещаться после подвигания забоя на 0,65 м с перешагиванием. Это значит, что отстающие в комплектах секции передвигаются в положение опережающих, т. е. шаг передвижения секций составляет 1,3 м. Чтобы повысить коэффициент затяжки кровли под забоем, можно уменьшить

шаг передвижки до 0,3 или 0,4 м. В принципе схема позволяет передвигать секции обычным фланговым способом. Следовательно, крепь комплекса МКС в отличие от других позволяет изменять некоторые схемные параметры. Это очень важно для работы этого комплекса машин в сложных горно-геологических условиях.

Крепь комплекса 1 МКМ (см. рис. 3.16, в) применяется на пластах мощностью 1,4—1,75 м с углами падения до 12—15°. Секция крепи поддерживающе-оградительного типа имеет оригинальную конструкцию. Шарнирный четырехзвенник позволяет, с одной стороны, поддерживать постоянный зазор между козырьком перекрытия и забоем при изменении мощности пласта, а с другой — обеспечивает поперечную устойчивость секций. Кроме того, козырек перекрытия гидропатроном может прижиматься к кровле с большим усилием, в том числе в период передвижки секции. Это, в сочетании с фланговой схемой передвижки, позволяет применять крепь на всех пластах, в том числе с неустойчивыми кровлями и слабыми почвами.

Крепь комплекса КМТ предназначена для отработки пластов мощностью 1,1—2,0 м с углами падения до 35° при наличии не ниже средней устойчивости непосредственной кровли и трудноуправляемой основной кровли. Секция крепи кустового типа состоит из четырех гидравлических стоек, основания и сварного перекрытия, снабженного со стороны забоя тремя пакетами рессор, на которых находится призабойный козырек. Блок клапанов имеет индикатор давления. Два домкрата передвижения секции расположены в направляющих балках и связаны с основаниями секций отрезками цепи посредством кронштейнов, укрепленных на основании секции с двух сторон. Между секцией крепи и направляющей балкой установлен рессорный буфер, удерживающий через балку

конвейер от сползания. К каждой линейной секции рештачного става при соединены две секции механизированной крепи. Блок управления (гидрораспределитель) позволяет передвигать секции с подпором перекрытий к кровле. Сопротивление секции — 900 кН/м², т. е. наибольшее из всех отечественных поддерживающих крепей. Рабочее сопротивление стойки 1200 кН. Принципиальная схема работы комплекса КМТ такая же, как и комплекса КМ88.

Пятая группа условий (пласты мощностью 2,0—3,5 м) может обслуживаться на пластах пологого падения крепями, работающими в составе комплексов ОКП, УКП, КМ81 и др. Заметим, что первые серийные механизированные крепи ОМКТ были созданы именно для этих условий. За создание и внедрение этих крепей группа ученых, инженеров и рабочих удостоена Ленинской премии.

Крепь комплекса ОКП (рис. 3.17, а) предназначена для пластов мощностью 2,0—2,45 м (1ОКП), 2,2—2,9 м (2ОКП) и 2,3—3,6 м (2ОКП70) оградительного поддерживающего типа, состоит из линейной и трех концевых секций. Концевые секции устанавливаются со стороны вентиляционного штрека, две из них соединены с верхним приводом конвейера и смещены в сторону выработанного пространства для удобства обслуживания привода. Концевые секции соединены гидравлическими домкратами, козырьки концевых секций удлиненные.

Линейная секция имеет одну гидравлическую стойку двойного действия, основание, соединенное с оградительной частью перекрытия шарнирным четырехзвенником, и поддерживающий козырек. Затяжка межсекционных зазоров осуществлена выдвижными болтами. Гидродомкрат передвижения расположен на основании секции. Гидрораспределители и гидрокоммуникации также находятся на секции крепи. Забойный конвейер расположен на

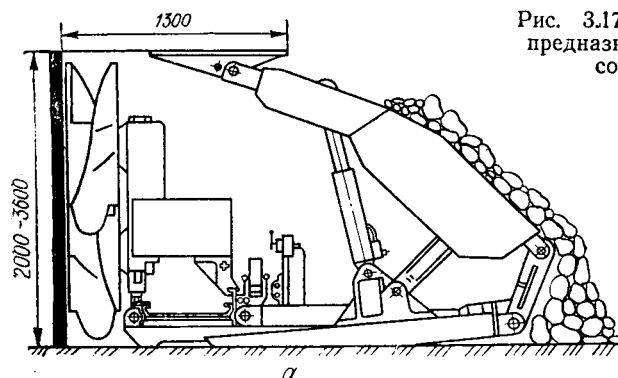
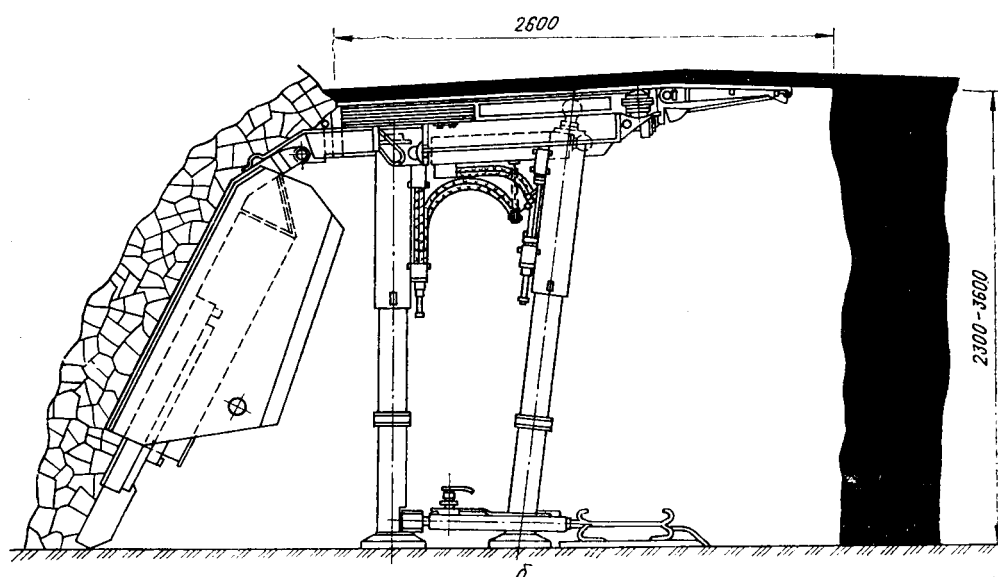


Рис. 3.17. Схемы механизированных крепей, предназначенных для обслуживания комплексов машин пятой группы условий.



пециальной раме. Передвижение секций осуществляется перемещением их осков в отсеки рамы конвейера.

Крепи комплексов 1ОКП и 2ОКП имеют разные типоразмеры. Крепь комплекса 2ОКП70 имеет более широкую область по углу падения и большую несущую способность секций. Это достигается за счет установки двух гидродомкратов на каждой секции, служащих для их выравнивания посредством оковых выдвижных бортов. Кроме того, каждая секция крепи имеет по два гидродомкрата передвижения вместо одного у 1ОКП. Они позволяют

разворачивать секцию в плоскости пласта. Рабочее сопротивление стойки 2ОКП70 составляет 1800 кН, а 1ОКП — 800 кН. Секции крепи 2ОКП70 снабжены противоотжимными щитами, обеспечивающими устойчивость угольного забоя. Поддерживающий козырек перекрытия более развит. Комплекс 1ОКП применяется в лавах, перемещается по простиранию при угле падения до 12° , а комплекс 2ОКП70 — до 35° . Разумеется, масса секции крепи 2ОКП70 больше и составляет 6200 кг. Имеются и другие отличия в конструкциях этих крепей.

Крепь комплекса ЗОКП предназначена для пластов мощностью 2,0—3,6 м, т. е. самая высокая из имеющихся этого типа. Технологическая схема работы этой крепи не отличается от других типоразмеров комплекса ОКП. Предусмотрен противоотжимной щит. Концевые секции снабжены двухшарнирными козырьками и не имеют щитов. Заметим, что масса секции крепи меньше, чем у 2ОКП70 (3780 кг), и область применения по углам падения уже (до 20°).

Крепь комплекса КМ81 (см. рис. 3.17, б) оригинальной конструкции, может обслуживать пласты пологого (до 15°) падения мощностью 2,0—3,6 м. Перекрытие кровли сплошное, что достигнуто благодаря шпунтовому соединению верхняков секций. Нижнее основание секций отсутствует, все основные элементы секции расположены у кровли пласта. Шпунтовая связь, с одной стороны, обеспечивает повышение безопасности работ, а с другой — боковую устойчивость секций. Все препятствия на почве, в том числе и пережимы пласта, такая крепь преодолевает свободно.

Линейная секция состоит из перекрытия с поджимным козырьком, двух гидростоек двухстороннего действия, гидродомкрата передвижения секции, телескопического оградительного щита, предохраняющего рабочее пространство от проникновения пород из выработанного пространства, и гидроэлементов, включая гидрокоммуникации. Вслед за комбайном секции передвигаются поочередно. Вначале через одну передвигаются секции с наклоном передних стоек, а после этого подтягиваются секции, расположенные между ними. Лишь после передвижки конвейера есть возможность разгрузить наклонные стойки и поставить их перпендикулярно между кровлей и почвой пласта. Если уголь склонен к отжиму, то такая крепь и комбайн позволяют создать почвоуступный забой. При

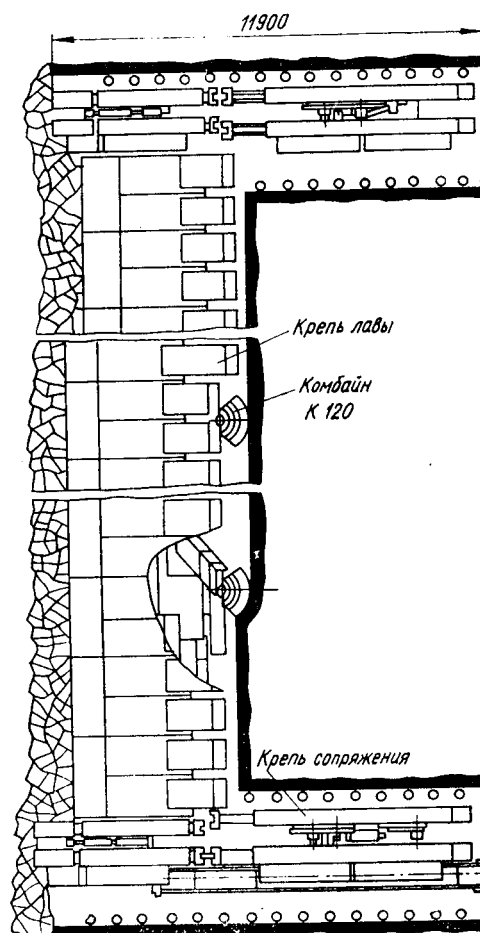


Рис. 3.18. Крепль комплекса КМ120.

крепких и вязких углях можно сделать потолкоуступный забой.

Крепль комплекса КМ130 предназначена для тех же условий по мощности пластов, что и крепь М81, но ее можно применять на трудноуправляемых кровлях. Поэтому секция такой крепи имеет две стойки, связанные между собой попарно поперечными гидродомкратами для управления положением стоек по падению пласта, более высокое сопротивление (720 кН/м^2), противоотжимной щит и другие отличительные элементы. По углу падения пласта эта крепь имеет более широкую область применения — до 35°. Техн

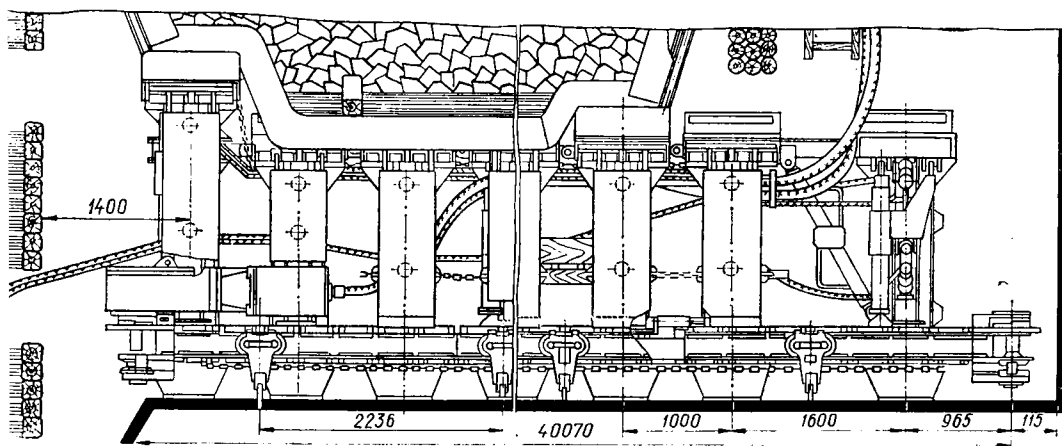


Рис. 3.19. Крепь агрегата 1АЩМ.

огическая схема передвижки секций отличается от схемы крепи комплекса КМ81.

Для лав на пластах мощностью 3,7—4 м (*шестая группа условий*) создана механизированная крепь, работающая в составе комплекса КМ120. При такой мощности пласта верхняя часть забоя аклонена на массив. Это достигается изменением положения верхней группы инеков комбайна К120.

Секция крепи (рис. 3.18) состоит из двух перекрытий с выдвижными носками, двух верхних оградительных частей перекрытия, двух оснований, двух ар траверс, соединяющих оградительную часть перекрытия с основаниями, двух гидравлических стоек, двух гидродомкратов передвижения секций и забойного конвейера, а также гидроэлементов. Носки перекрытий выдвигаются специальными гидродомкратами. Боковая устойчивость секций обеспечивается за счет применения боковых домкратов, воздействующих на секции через выдвижной щит оградительной части, а также благодаря большей ширине основания — 310 мм. Выдвижные консоли могут опираться на угольный забой, что также повышает устойчивость секции. Для монтажа такой секции (масса

14870 кг) необходимы специальные монтажные машины. Технологическая схема работы крепи не отличается от рассмотренной у крепи комплекса ОКП. Опытнo-промышленные образцы комплекса КМ130 проверены на шахтах Кузнецкого бассейна.

Таким образом, для отработки пластов мощностью 0,8—5 м при углах падения 0—35° в СССР серийно выпускается более десяти типов комплексов очистных машин, в составе которых работают механизированные крепи различных конструкций. Из этих пластов в нашей стране подземным способом получают около 80% всего добываемого угля. В перспективе это соотношение сохранится.

3.5. МЕХАНИЗИРОВАННЫЕ КРЕПИ ДЛЯ ЛАВ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ С УГЛАМИ ПАДЕНИЯ $\alpha=35-90^\circ$

Если лавы располагаются по падению, а перемещаются по простиранию, то для транспортировки по лаве добытого угля используются силы гравитации. Следовательно, конвейер в этом случае не нужен, а погрузка угля на него как процесс отпадает. Это обстоятельство учитывается при создании крепей. Забойный конвейер,

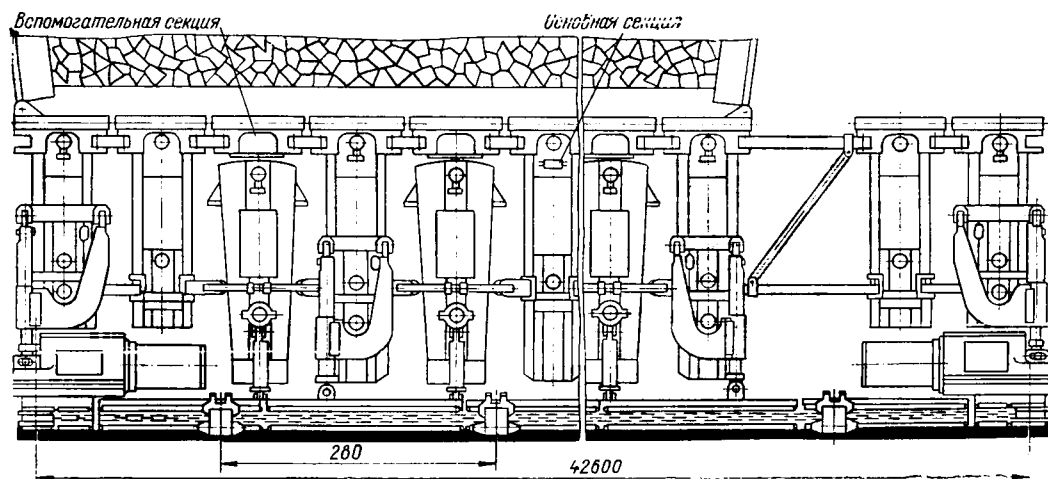


Рис. 3.20. Крепь агрегата 1АНЩ.

выполняющий в лавах с углами падения $0-35^\circ$ роль основной конструкции, отсутствует. Поэтому механизированная крепь для пластов крутонаклонного падения сама должна иметь основную базу.

В последние годы наиболее распространены лавы, перемещаемые по падению пластов, оснащенные фронтальными выемочно-доставочными машинами типа конвейер-стругов и щитовыми механизированными крепями, работающими в составе агрегатов АЩМ, АНЩ и др. Щитовые агрегаты, построенные по технологической схеме, к сожалению механизмируют очистные процессы лишь на 30 % по трудоемкости.

Рассмотрим вначале механизированные крепи агрегатов АЩМ и АНЩ, а затем крепи, предназначенные для лав, перемещаемых по простиранию пластов.

Механизированная крепь агрегата 1 АЩМ (рис. 3.19) поддерживающего типа работает совместно с выемочно-доставочной машиной фронтального действия. Секции крепи связаны между собой гибкими связями, расположенными у почвы пласта. В комплект крепи на 40-метровую лаву входят 29 основных секций, 4 секции подвески,

2 якорные и по одной кутковой, коневой и фартуковой. Следовательно, всего 38 секций. Каждая секция имеет две гидравлические стойки двойной подвижности, основание, называемое рамой, перекрытие и телескопическое ограждение. Ограждение развито, подвижная часть его жестко связана с основанием — рамой секции, а выдвижная часть — шарнирно соединена с верхняком секции. Связь перекрытия секции между собой осуществлена цепями у кровли пласта. На подвижную часть ограждения подвешен двухрядный накатник из бревен укладывают конвейерную ленту или металлическую сетку с запасом и с таким расчетом, чтобы при колебаниях мощности пласта гибкое перекрытие препятствовало выпадению мелких кусков пород в рабочее пространство лавы. При монтаже щитовой крепи на накатник и гибкое перекрытие насыпают родную подушку высотой, равной двукратной мощности пласта. Она смягчает удары пород, падающих из выработанного пространства. В исходном положении секции крепи расперты между кровлей и почвой, а конвейер-струг придвинут к забою. Затем специальными домкратами работающий к

эьер-струг прижимают к забою и, таким образом, делают зарубку на глубину 0,7 м, равную ходу этих домкратов. После зарубки производят отбой той части пласта, которая осталась, например, у почвы. Домкратами качания выемочно-доставочная машина движется в данном случае к почве пласта. Зачистив отбитый таким образом уголь, домкратами качания конвейер-струг отводится в верхнее исходное положение. Затем снимается распор всех стоек секции, а у крепи «Днепр П» изгружается только один ряд, и вместе с конвейером-стругом, под действием собственной массы и давления пород, находящихся на накатнике, агрегат опускается к угольному забою. После этого производят распор всех секций крепи. В процессе движения агрегата специальными фартуками защищают рабочее пространство от падения пород в углеспускную печь. Таким образом, шарнирная рама конвейер-струга, соединенная посредством ленточных рам с секциями механизированной крепи, связывает всю крепь.

Механизированная крепь агрегата АНЩ (рис. 3.20) отличается областью применения и конструктивным исполнением, агрегат предназначен для работы пластов мощностью 0,7—1 м. Крепь агрегата АНЩ принципиальной схемой копирует схему крепи «Днепр», впервые широко испытывавшуюся на пластах крутого падения, имеет основные и вспомогательные секции. Основные секции соединены между собой по основаниям в блок двумя рядами связей: жесткими — по заднему ряду стоек и гибкими рессорными — переднему ряду. Блок основных секций связан с конвейер-стругом и передвигается фронтально. Передвигается крепь в два этапа. На первом этапе снимают распор со всех вспомогательных секций, подтягивают их к конвейер-стругу, служащему в данном случае рабочей рамой, после чего делают распор этих секций крепи. При необходи-

мости возможно посекционное передвижение вспомогательных секций, что делает схему более гибкой. На втором этапе разгружают основные секции и включением домкратов подачи конвейер-струга на складывание производят фронтальную передвижку подтягиванием блока основных секций и их распор.

Механизированная крепь фронтального агрегата АКЗ. Агрегат АКЗ создан применительно к принципиально другой технологической схеме отработки пластов, т. е. к лаве, перемещаемой по простиранию. Эта схема повсеместно применяется на пластах пологого, наклонного и крутонаклонного падения. Успешная работа агрегатов АКЗ на пластах крутого падения Кузбасса позволяет полагать, что и в этих условиях можно избежать вредного действия силы гравитации, разумеется, при нали-

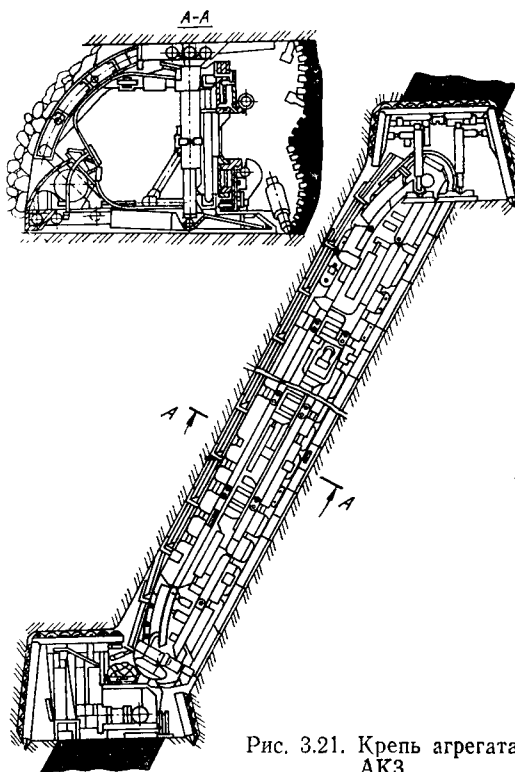


Рис. 3.21. Крепь агрегата АКЗ.

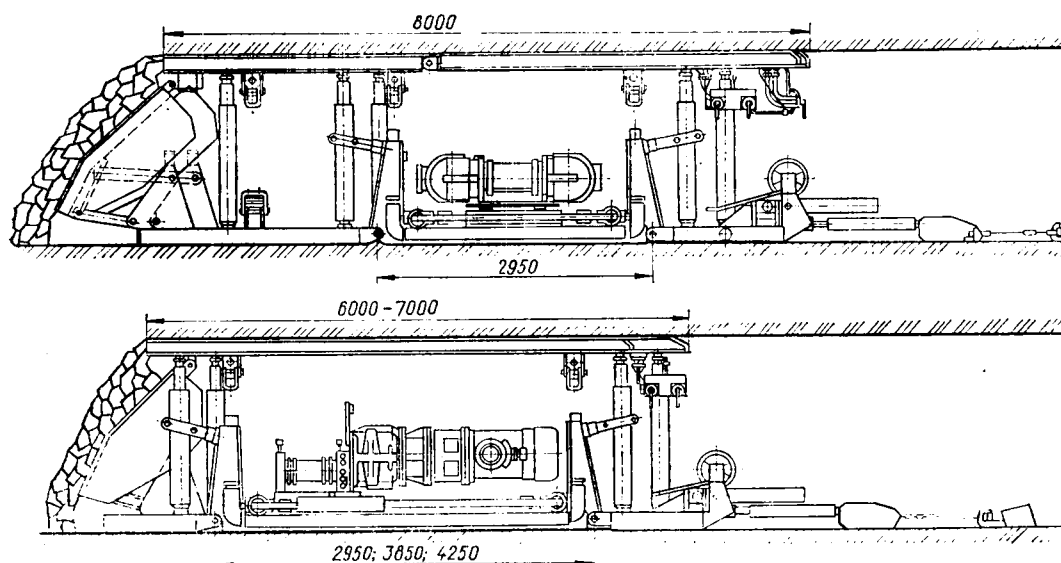


Рис. 3.22. Крепь сопряжения КСШ5.

чий разумных конструктивных решений всего комплекса вопросов. Агрегат АКЗ позволяет интегрировать все процессы, выполняемые в лаве и на ее сопряжениях. Такой подход к созданию горных машин отвечает требованиям 90-х годов.

В состав агрегата входят механизированная крепь, отбойно-доставочный орган, штрековые крепи сопряжения, скребковый перегружатель на колесном ходу, энергопоезд, три насосные станции, станция оросительной системы, пульт управления и подъемное устройство для доставки обслуживающего персонала и бригад рабочих-ремонтников.

Крепь (рис. 3.21) состоит из одностоечных оградительно-поддерживающих секций, связанных друг с другом основаниями и передними стенками. В целом вся крепь представляет собой ограниченно гибкий в плоскости пласта и перпендикулярной ей плоскости остов. На нем смонтирован исполнительный выемочно-доставочный орган агрегата. Он представляет собой кольцевую фронтальную действия много-

струговую установку, состоящую из круглозвенной тяговой цепи, на которой закреплены резцовые каретки консольные скребки. Кольцевая цепь приводится в движение двумя приводами, расположенными по концам агрегата. На крутом падении в лаве, расположенной по падению, скребки притормаживают отбитый уголь, тем самым уменьшая пылеобразование.

Управление всеми машинами агрегата осуществляется дистанционно пультом, установленного на штреке. Имеется также и местное управление машинами. Агрегат предназначен для отработки пластов крутого падения мощностью 1,6—2,5 м (длина лавы может достигать 120 м).

Таким образом, для отработки пластов крутонаклонного и крутого падения ($\alpha \geq 35^\circ$) пока серийно выпущено немного механизированных комплексов. Разумеется, они не могут охватить все имеющиеся в СССР горно-геологические условия, которые при таких условиях падения отличаются непостоянством параметров, склонностью пластов к выбросам, большой температурой

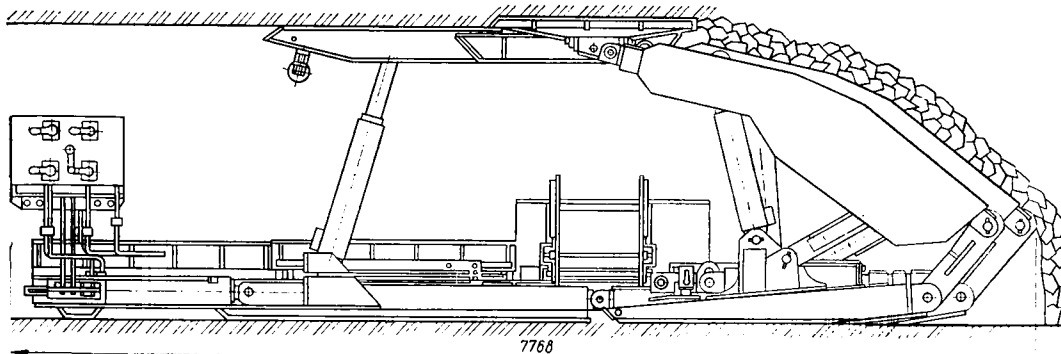


Рис. 3.23. Крепь сопряжения Т6К.

кружающих пород, наличием большого количества геологических нарушений, зон с перемятыми породами и других сложностей. Работы по созданию механизированных крепей и другого буровозведения для отработки пластов крутого падения продолжаются.

3.6. МЕХАНИЗИРОВАННЫЕ КРЕПИ СОПРЯЖЕНИЙ ЛАВ

Стремление заменить тяжелый ручной труд, выполняемый на сопряжениях лав, привело к созданию механизированных крепей сопряжения. Имеется несколько более или менее отработанных их конструкций. В качестве примера рассмотрим следующие крепи.

Крепь сопряжения КСШ5 (рис. 3.22) предназначена для выполнения ряда основных процессов, в частности, для поддержания кровли в сопрягаемой части лавы с подготовительной выработкой, обеспечения возможности выноса головок забойного конвейера в прилегающие выработки, удержания забойного конвейера от сползания и передвижения головок конвейера по мере подвигания лавы. Крепь устанавливается в штреках трапецевидной и другой форм сечения размером до 10 м² при углах падения пласта до 35°. Высота подрывки почвы при этом не должна превышать 300 мм. Конструкция крепи рамного типа. Две наружные

рамы образуют опережающую часть, а внутренняя рама-секция — отстающую часть. Опережающая часть состоит из двух оснований, соединенных цепями, четырех гидравлических стоек и двух верхних, соединенных поперечными рессорами.

Отстающая рама-секция передвигается совместно с приводной головкой конвейера. Высоту установки приводных головок конвейера регулируют при помощи стоек и верхних опережающих рам, а также ползунов и направляющих труб. Подъем головок при необходимости производится цепями, соединенными с ползунами и подвесками, укрепленными на верхних, укрепленными на верхних. От сползания конвейер удерживают домкраты, соединенные с балкой, закрепленной на вентиляционном штреке. Система управления позволяет управлять как отдельными стойками, так и группой стоек и домкратов. Гидросистема крепи сопряжения подключается к гидросистеме механизированной крепи лавы. Для условий лав Донбасса разработаны и другие конструкции крепей сопряжения, которые поставляются заводами-изготовителями совместно с системами очистных машин. Широко применяемые в шахтах СССР комплексы ОКП и их модификации имеют собственные крепи сопряжения, например Т6К.

Крепь сопряжения Т6К механиз-

рует процессы крепления и управления кровлей на сопряжении с конвейерной выработкой, а также служит для размещения и передвижения головки забойного конвейера и перегружателя. Подготовительная выработка для этой крепи должна иметь трапециевидное сечение определенного размера. Например, ширину по верху не менее 2320 мм, по низу — не менее 3180 мм, высоту — 1850—2500 мм, нижнюю подрывку — до 500 мм, а допускаемое удельное давление на почву — до 0,47 МПа.

Крепь (рис. 3.23) состоит из штречевой секции, секции сопряжения и концевой секции. Концевая секция является первой лавной секцией. Остальные две секции имеют передние и задние перекрытия, передние и задние траверсы, соединяющие шарнирно основания с перекрытиями, две гидростойки, гидродомкраты и элементы управления гидроприводом крепи. Конструкция концевой секции имеет некоторые отличия от лавной крепи, например удлиненный козырек и приставку в связи со смещением этой секции в сторону завала на 350 мм. Все секции крепи сопряжения снабжены выдвижными кожухами для перекрытия межсекционного пространства. Крепь сопряжения Т6К имеет в качестве базы раму, которая связывает ее с конвейером лавы. Передвигается крепь так: вначале вместе с головкой конвейера и перегружателем выдвигается рама, затем к ней подтягиваются секции крепи. Крепь изготавливается серийно.

3.7. НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ

Технологические системы шахт развиваются по закономерностям, обусловленным непрерывно усложняющимися требованиями общества и возможностями развития систем машин. Обычно развитие машин совершенствует технологические процессы. Поэтому, рас-

сматривая направления совершенствования механизированных крепей, с одной стороны, надо учитывать направления развития технологических систем, а с другой — геомеханические процессы, протекающие в среде, в которой совместно работает крепь, как основа систем очистных машин. При этом не следует забывать, что природу этих процессов крепь или другая машина изменить не может. Задача состоит в том, чтобы полнее использовать объективные законы природы при создании новых технологий и машин, а также при их применении.

Обобщая отечественный и зарубежный опыт создания и применения крепей, а также научно-технические работы в этой области, можно выделить несколько основных направлений совершенствования механизированных крепей.

1. Созданные и широко внедренные на шахтах СССР крепи с шарнирным многозвенником в секциях получают все большее распространение не только в нашей стране, но и за рубежом, где они называются щитовыми крепями. Следовательно, основное схемное решение, заложенное советскими учеными и конструкторами в секцию крепи, продолжает оставаться перспективным.

2. Соппротивление секций механизированных крепей возрастает. Так, если в 60-е годы оно составляло 300—400 кН/м², то к началу 80-х годов уже 700—1000 кН/м². Это достигнуто за счет увеличения диаметра стоек до 170—220 мм, рабочего давления до 35 МПа и прочности всех элементов крепи. Разумеется, это увеличило массу и сложность секций.

3. Прослеживается тенденция при способлении секций механизированных крепей для работы на пластах с углами падения 0—30° и даже 50°, т. е. стремятся к расширению области применения одной конструкции крепи. Это достигается за счет применения раз-

личных направляющих балок, отдельных оснований и других мер повышения поперечной устойчивости секций.

4. Возрастают усилия передвижки секций по разным причинам. Достигается это, например за счет использования поршневых полостей домкратов. В некоторых крепях усилия уже возросли до 500 кН.

5. Защита межсекционных зазоров все более совершенствуется, например за счет установки телескопических устройств с управляемыми гидродомкратами, металлическими и стеклопластиковыми сетками и т. п.

6. Большинство крепей снабжаются управляемыми со стороны забоя консольными частями перекрытий. При этом поджимные патроны и другие

элементы размещают так, чтобы не загромаждать свободные проходы для обслуживающего персонала.

7. Начали совершенствовать гидропривод секций за счет применения командных гидроблоков с плоскоповоротными гидрораспределителями, многоканальными рукавами, клапанными исполнительными блоками, модульных систем управления и др. Рабочее давление жидкости доведено до 35 МПа.

8. Общие компоновочные схемы развиваются в направлениях совершенствования и агрегатирования, комплектирования крепей и приспособления их к более сложным условиям работы. Все самые совершенные системы очистных машин — агрегаты имеют фронтальные механизированные крепи.

Глава 4

ИНДИВИДУАЛЬНЫЕ КРЕПИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

4.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

В настоящее время в СССР свыше 67 % добываемого в шахтах угля получают в забоях с помощью комплексов оборудования с механизированными крепями. XXVI съезд КПСС поставил задачу к концу одиннадцатой пятилетки по Минуглепрому СССР довести уровень комплексно-механизированной добычи угля до 74 %. Следовательно, комплексы оборудования по добыче угля с индивидуальной крепью очистных забоев будут применяться и в дальнейшем.

Механизированные крепи пока используются в относительно благоприятных горно-геологических условиях при мощности пластов от 0,8 до 5 м. Если же в лаве, например, применяется широкозахватный комбайн, мощность пласта составляет меньше 0,75 м, выемочный столб имеет малые размеры, сильную геологическую нарушенность, сложную гипсометрию или другие рез-

копеременные параметры пласта и вмещающих пород, то целесообразнее применять комплексы оборудования по добыче угля с индивидуальной крепью очистного забоя.

Современные металлические индивидуальные крепи очистных забоев достигли высокого уровня совершенства. Деревянную крепь в настоящее время разрешается применять в угольных шахтах лишь на пластах крутого и крутонаклонного падения, в сложных горно-геологических условиях лав и на их сопряжениях.

4.2. КЛАССИФИКАЦИЯ ИНДИВИДУАЛЬНЫХ КРЕПЕЙ

Обычно индивидуальная металлическая крепь очистного забоя представлена стойками и верхняками. *Стойка* — основной элемент лавной крепи. Она, как и у механизированной крепи, является конструкцией, оказывающей сопротивление сближающимся боковым породам. *Верхняк*, как индивиду-

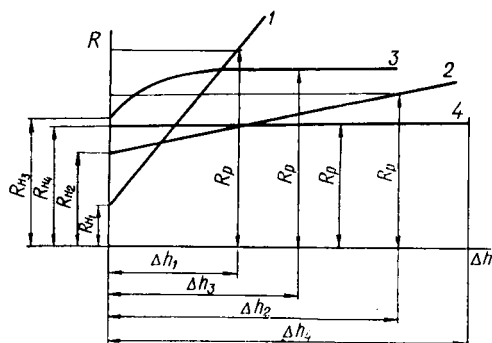
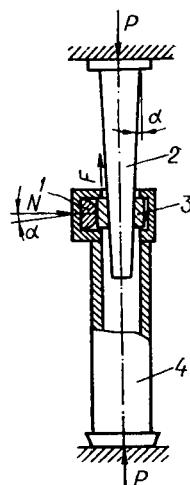


Рис. 4.1. Характеристики стоек крутонарастающего (1), пологонарастающего (2), комбинированного (3) и ровного (4) сопротивления.

альной, так и механизированной крепи, служит жесткой, упругой или податливой балкой, передающей усилия от стойки к породам кровли и от пород кровли на стойку.

Стойки индивидуальной крепи классифицируются по следующим признакам: виду рабочей характеристики, принципу работы, назначению. Стойка индивидуальной металлической крепи имеет такие параметры: начальный распор, начальное сопротивление, номинальное (рабочее) сопротивление, раздвижность и просадку (податливость). Начальным распором так же, как и у стойки механизированной крепи, называют начальное усилие R_n , создаваемое в стойке при ее установке. При нагружении стойки сближающимися боковыми породами появляется начальное сопротивление, численно большее, чем R_n , но меньшее, чем R_p — рабочее, или номинальное, сопротивление. Если в стойке срабатывает податливый элемент, то начинается просадка выдвижной части стойки. Ход просадки, иначе податливость стойки Δh_c , у разных стоек различен. Стойка, не содержащая в конструкции податливого элемента, называется *жесткой*. У такой стойки рост сопротивления R не связан с ее укорочением. Обычно началу просадки выдвижной части стойки соответствует значение начального рабочего сопро-

Рис. 4.2. Принцип работы стойки трения.



тивления. Следовательно, видов рабочей характеристики в системе координат $R-\Delta h_c$ может быть четыре (рис. 4.1): крутонарастающего, пологонарастающего комбинированного и постоянного сопротивления.

По принципу работы современные металлические стойки разделяются на гидравлические и стойки трения. Гидравлические стойки по конструкции разделяют на стойки с внутренним и стойки с внешним питанием рабочей жидкостью.

Каждая стойка с внутренним питанием представляет собой силовой раздвижной цилиндр с расположенным внутри насосом, раздвигается приводом путем покачивания рукоятки. При этом жидкость из выдвижной части перекачивается под поршень стойки. Затем, когда стойка, будучи распертой, начинает воспринимать внешнее нагружение, жидкость из-под поршня через предохранительный клапан при его срабатывании вновь возвращается в полость выдвижной части стойки. Если такую стойку требуется разгрузить, то ее поршневую полость соединяют с полостью выдвижной части, т. е. специальным разгрузочным клапаном обеспечивают перелив жидкости из одной полости в другую. Следовательно, у стоек с внутренним питанием гидросистема замкнута, автономна.

Гидравлическая стойка с внешним питанием отличается отсутствием насоса, рабочая жидкость к ней подается от внешней централизованной насосной станции по гибкому рукаву высокого давления. Запитка стойки рабочей жидкостью при ее раздвижении осуще-

ствляется пистолетом-краном, находящимся в руках рабочего.

Принцип работы у стоек трения, конструкции которых бывают разнообразными, иной. Если у гидравлических стоек используется упругая энергия рабочей жидкости, то у стоек трения — трение, возникающее между поверхностями выдвижной части стойки и деталями замка, установленного на ее корпусе. Например (рис. 4.2), выдвижная часть стойки 2, имея угол конусности α , входит в корпус 4, а колодка 3 замка стойки прижимается клином 1, создавая усилия N . Когда на выдвижную часть стойки начинают действовать силы P , то при наличии усилий N возникают силы трения F . Если $P > F$, то стойка будет проседать. Стойка может и не укорачиваться, если $F_{\text{п}} > Nf$. Очевидно, что при просадке выдвижной части $F_{\text{дв}} = Nf$ ($F_{\text{п}}$, $F_{\text{дв}}$ и f_0 , f — соответственно силы и коэффициенты трения покоя и движения). Поскольку $f_0 > f_1$, то стойка, начав просадку при $P_1 > F_{\text{п}}$, окончит ее при достижении равенства

$$P_2 = P_1 - \Delta P = F_{\text{дв}}.$$

Если выдвижная часть стойки имеет угол конусности α , то по мере проседания выдвижной части возрастают силы трения и нормального давления. Иначе говоря, сопротивление стойки сближающимся кровле с почвой при этом возрастает. Следовательно, конусность определяет крутизну основной характеристики. У различных по конструкции стоек уклон выдвижной части изменяется от 1 : 100 до 1 : 200 (крутонарастающее сопротивление); от 1 : 200 до 1 : 700 (пологонарастающее сопротивление) и менее 1 : 700 (комбинированное сопротивление).

Стойки индивидуальной забойной крепи по назначению разделяются на стойки постоянной крепи, посадочные стойки и стойки временной крепи. Стойки временной крепи должны иметь не-

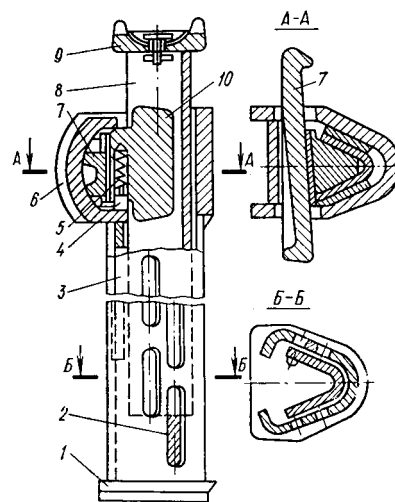


Рис. 4.3. Стойка ТУ.

большую массу, быстро приводиться в действие, быть надежными в работе. Стойки постоянной крепи обычно используются в течение нескольких циклов очистных работ, а затем перемещаются вслед за продвижением забоя. Посадочные стойки, или тумбы, предназначены для осуществления обрушения пород кровли, используются для временного поддержания пород на сопряжениях лавы.

4.3. СТОЙКИ

На шахтах в угольной промышленности СССР применяются стойки типов: ТУ, ТЖ, ТПК, М, ГСУ, ГВТ, ГСК, ГВС, ОКУМ и «Спутник». Стойки трения призабойные типов ТУ, ТЖ, ТПК, М отличаются конструкцией, а также формой сечения выдвижных частей. Например, стойки типов ТУ и ТЖ, изготавливаемые Дружковским машиностроительным заводом (Донбасс), имеют уголковую выдвижную часть (ТУ — стойка трения, уголковая) или желобчатую (ТЖ — стойка трения, желобчатая).

Стойки ТУ (рис. 4.3) имеют комбинированное сопротивление, предназна-

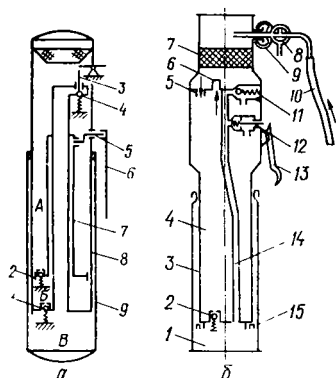


Рис. 4.4. Схема гидравлических стоек с внутренним (а) и внешним (б) питанием.

чены для крепления призабойного пространства на пластах пологого падения мощностью 0,5—1,3 м. Выпускаются шести типоразмеров с рабочим сопротивлением 150—200 кН. Масса стоек 12,8—31,2 кг, податливость 360—612 мм. Стойка ТУ состоит из корпуса 3, выдвижной части 8 и деталей замка. Желобчатый корпус стойки имеет нижнюю опору 1, а с противоположной стороны сварной корпус замка 6. Клинья 2 осуществляют установочный распор стойки. Опора 9 приспособлена для установки под металлический верхняк. В корпусе замка 6 имеется вкладыш 10, горизонтальный клин 7, пружина 5 и штырь 4. Если вкладыш 10 зажмет выдвижную уголковую часть стойки. При этом возникнут силы трения F . Для разгрузки стойки ТУ достаточно нанести удар по клину 7 с обратной стороны клина.

Стойки ТЖ имеют такие же характеристики, как и стойки ТУ, замки с самозатяжным устройством. Они предназначены для крепления призабойного пространства на пластах пологого падения мощностью 1,21—1,88 м. К корпусу желобчатого профиля с одной стороны приварен замок, а с другой — нижняя опора. Выдвижная часть трубчатого сечения имеет опору, вставля-

ется в корпус стойки. В корпусе замка имеются ползун, проставка, горизонтальный клин и пружина. Если клин забить, то проставка усилием N зажмет трубу выдвижной части. Начальное сопротивление стойки $R_n = 50$ Н. По мере увеличения внешней нагрузки P выдвижная часть проседает, увлекая за собой ползун, проставку и клин. При повороте клина и после проседания выдвижной части на 6—8 мм происходит самозатяжка стойки. Затем стойка работает в режиме постоянного сопротивления. Номинальное сопротивление стоек 250 кН, а масса их изменяется от 39 до 44,6 кг.

Стойки ГСУ (гидравлические стойки «Украина») с замкнутой гидросистемой выпускаются шести типоразмеров для пластов пологого падения мощностью от 0,65 до 2 м. Каждый типоразмер гидростоек комплектуется сменными насадками для лучшего приспособления к резкоизменяющейся мощности пласта. Стойки ГСУ и ГСК (гидравлическая стойка Карагандинская) с внутренним питанием (рис. 4.4, а) устроены следующим образом. В цилиндре 9 вмонтирована выдвижная часть 8 с рабочей полостью А, заполненной жидкостью. Внутри выдвижной части 8 установлен подвижной поршень 7, приводимый в движение кривошипным механизмом 5 путем качания съемной рукоятки 6. При движении поршня 7 вверх открывается клапан 2, перепуская жидкость из полости А в полость В. При движении поршня 7 вниз клапан 2 закрывается, но открывается клапан 1, пропуская в полость В жидкость, которая поднимает выдвижную часть 8 вместе с кривошипным механизмом. При внешнем нагружении силами P увеличивается давление жидкости в полости В до тех пор пока не сработает клапан 4. Затем стойка, благодаря срабатыванию клапана 4, работает в режиме постоянного сопротивления до тех пор, пока

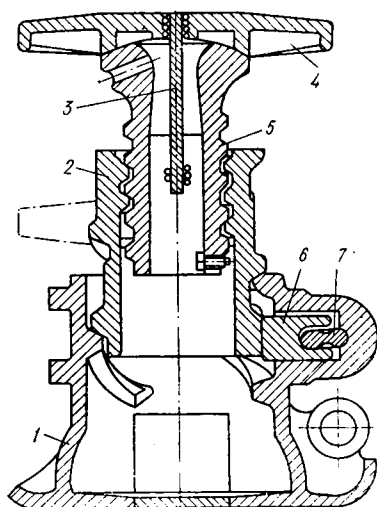


Рис. 4.5. Посадочная стойка ОКУМ.

не исчерпается ее податливость. Разгрузка стойки осуществляется открыванием клапана 4 с помощью разгрузочного устройства 3. Жидкость при этом переливается из полости В в полость А. Жидкость в стойку заливается через сетчатый фильтр. Для работы описанного двухступенчатого насоса полость А должна быть постоянно соединенной с атмосферой посредством специального отверстия, закрытого пробкой, пропускающего воздух и очищающего его от угольной пыли.

Стойки ГВТ гидравлические с внешним питанием (см. рис. 4.4, б) выпускаются девяти типоразмеров для пластов мощностью от 0,6 до 2,1 м. Распор стоек осуществляется подачей жидкости от насосной станции по шлангу с помощью пистолет-крана. Рабочая жидкость здесь такая же, как и у гидропривода механизированных крепей. В принципе установку и распор стойки можно производить и от сети сжатого воздуха. Рабочие камеры 1, 4 здесь так же, как и у стоек, например ГСУ, расположены в корпусе стойки 15 подвижной части 3. Жидкость находится в камере-резервуаре 4. Сжатым воздухом,

например, подаваемым по гибкому рукаву 10 через трехходовой кран 8, патрубков 9, сетчатый фильтр 7, клапан 5, вытесняется часть рабочей жидкости из резервуара и направляется через клапан 2 в камеру 1. После окончания раздвижности и распора стойки сжатый воздух выходит через клапан 6, фильтр 7 и патрубок 9 в атмосферу до выравнивания давления в полости камеры-резервуара 4 с атмосферным. Следовательно, усилие распора зависит от давления сжатого воздуха. Если стойка нагружается внешними силами P , то может сработать предохранительный клапан 11, т. е. стойка начнет работать в режиме постоянного сопротивления. Для разгрузки стойки рычагом 13 приводят в действие клапан 12. При этом рабочая жидкость из полости 1 поступает по трубке 14 через клапан 12 в камеру-резервуар 4. При срабатывании предохранительного клапана 11 жидкость тоже поступает в камеру-резервуар 4. Таким образом, и у этих стоек рабочая жидкость циркулирует внутри их, т. е. не попадает в шахтную атмосферу.

Стойки ОКУМ (обрезная крепь усовершенствованная), в отличие от рассмотренных, являются посадочными, т. е. служат для полного или частичного обрушения кровли или поддержания ее на сопряжениях. Они устанавливаются по прямой линии или в шахматном порядке в обрезном ряду, имеют увеличенное рабочее сопротивление. Стойки ОКУМ выпускаются трех групп по рабочему сопротивлению и податливости для пластов мощностью от 0,45 до 2,0 м.

Сопротивление и податливость стоек ОКУМ составляют по группам соответственно: I группа $R = 1000$ кН, $\Delta h_c = 20-40$ мм; II группа $R = 1500$ кН, $\Delta h_c = 60-80$ мм; III группа $R = 1000$ кН, $\Delta h_c = 100-440$ мм. I группа обслуживает пласты мощностью 0,45—0,87 м, II — 0,75—1,31 м, III — 1,1—2,0 м. Всего выпускается семь

типоразмеров стоек ОКУМ. Масса стоек колеблется от 95,2 до 364 кг. Стойка ОКУМ (рис. 4.5) состоит из литого корпуса 1, в верхней части которого вмонтирован замок, представленный колодкой 6 и клином 7. В литой корпус вставлены основной тормозной винт 2 с регулировочным винтом 5. Насадка — тарелка 4, служащая для контакта с кровлей, установлена свободно и канатом 3 удерживается от возможного соскальзывания по сферической поверхности винта 5. Угол конусности тормозного винта 2 по ряду $3^{\circ}-2^{\circ}15'-1^{\circ}20'$.

Следовательно, рабочее сопротивление стойки (несущая способность) по ряду может составлять 1000—1500—2000 кН. Проворотом винта 2 с поднятием его до касания насадки 4 с кровлей ломиком, установленным одним концом в паз на винте 2, устанавливается распор стойки. При ударе кувалдой по клину 7 колодка 6 прижимается к рабочей поверхности тормозного винта 2. Следовательно, начальный распор стойки зависит от усилия проворота, прикладываемого рабочим с помощью лома, и силы удара его по клину 7. Затем силы внешнего нагружения, преодолев силы трения, могут провернуть винт 2, обеспечив податливость 40—140 мм. Регулировочный винт 5 имеет резьбу, не допускающую проворотов. Упорные винтовые поверхности винта 2, соприкасаясь с соответствующими поверхностями корпуса 1, также рассчитаны на проворот выдвигной части стойки. Три упорные поверхности выполняют роль трехзаходной упорной резьбы и воспринимают основную часть внешней нагрузки стойки. Тормозные витки служат для торможения проворота винта 2.

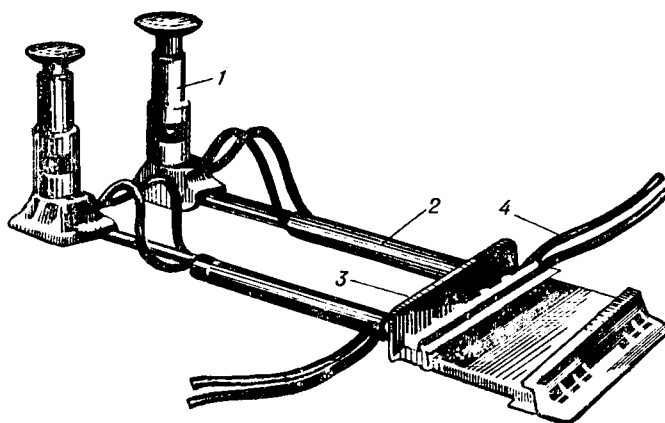


Рис. 4.6. Крепь «Спутник».

Для передвижения посадочной стойки по бокам корпуса приварены рукоятки-скобы, в переднем ребре есть специальное отверстие.

Гидрофицированная посадочная крепь «Спутник» (рис. 4.6) включает гидравлические посадочные стойки 1 с внешним питанием, гидродомкраты передвижения 2, гидрораспределители рабочей жидкости 3 и трубопроводы 4 для подвода и отвода жидкости в насосную станцию. Гидродомкраты шарнирно укрепляются к переходным балкам конвейера. В зависимости от типов выемочных машин изготавливается несколько модификаций крепи «Спутник». Один из вариантов можно применять на пластах наклонного и крутонаклонного падения. Крепь «Спутник» используется в лавах для отработки пластов мощностью от 0,6 до 1,8 м, механизмирует не только процесс передвижки посадочных стоек, но и забойного скребкового конвейера.

Крепь «Спутник» не является чистой индивидуальной, ей присущи некоторые качества механизированной крепи поэтому ее лучше использовать в сочетании с гидравлическими стойками типов ГВТ и ГВС и в тех условиях, где применение комплектов оборудования технически и экономически целесообразно.

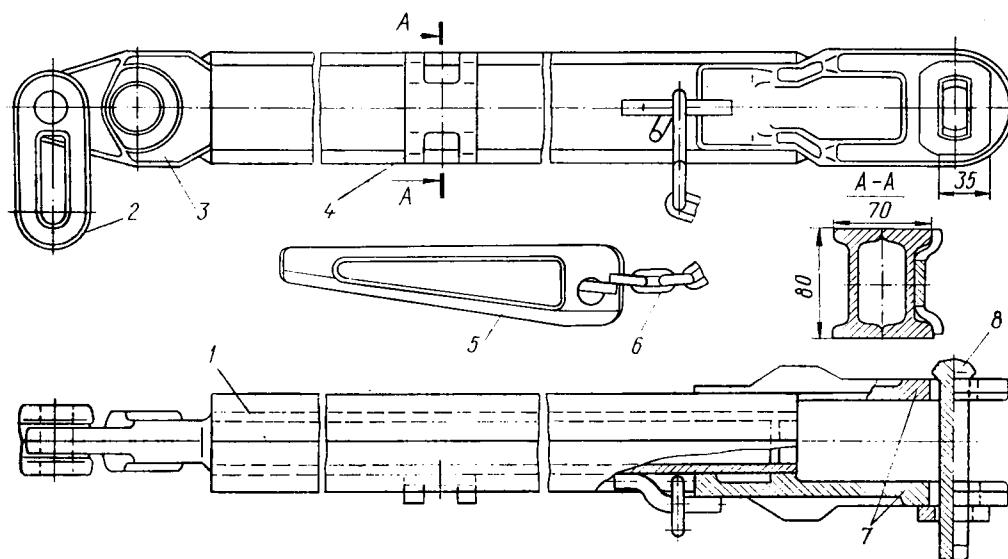


Рис. 4.7. Верхняк типа В20Б.

Сравнивая принципы работы и конструкцию различных стоек, нельзя не отметить следующее. У стоек трения, отличающихся меньшей стоимостью, не стабильна характеристика $R - \Delta h_c$, зависящая от факторов внешней среды. Поэтому разброс величин рабочего сопротивления составляет $\pm 20-50\%$. Начальный распор стоек трения небольшой — $10-30$ кН, вследствие чего до набора стойкой рабочего сопротивления проходит много времени, что невыгодно с точки зрения поддержания пород в безопасном состоянии. На установку стоек трения также требуется много времени. Гидравлические стойки, хотя и имеют большую стоимость, обладают следующими существенными преимуществами: малым разбросом величин рабочего сопротивления — $\pm 5-10\%$, относительно большими значениями начального распора — $80-100$ кН, независимостью рабочей характеристики от внешних факторов, например запыленности атмосферы, ее влажности, быстротой установки (на $20-40\%$ меньше времени, чем для установки стоек трения), на-

дежной дистанционной разгрузкой. Вместе с тем гидравлические стойки имеют недостатки: они дороже стоек трения в $4-7$ раз, характеризуются повышенными требованиями к эксплуатации и ремонтам, малой подвижностью (у малых типоразмеров на $15-20\%$ меньше, чем у стоек трения). Несмотря на это гидравлические стойки повсеместно вытесняют стойки трения, так как лучше поддерживают породы кровли. Там, где мощность пласта меньше $0,7$ м, целесообразнее применять стойки трения, главным образом вследствие их большей подвижности.

При сравнении конструкций гидравлических стоек можно отметить, что стойки внешнего питания более просты конструктивно, обладают повышенной надежностью, меньшей стоимостью, одинаковым начальным распором, поскольку запитываются от одной насосной станции. Следует подчеркнуть, что лишь у этих стоек установочный распор равен рабочему сопротивлению, т. е. стойки внешнего питания имеют идеальную характеристику постоянного сопротивления, что способствует

наиболее благоприятному протеканию геомеханических процессов вокруг забоя и наилучшему поддержанию пород в безопасном состоянии. Стойки внешнего питания не лишены недостатков. При их применении по забою должны быть проложены рукава высокого давления, они требуют централизованной станции, надежных пистолетов-кранов. Это усложняет эксплуатацию стоек внешнего питания по сравнению со стойками внутреннего питания.

4.4. ВЕРХНЯКИ

Верхняки призабойной индивидуальной крепи служат для равномерной передачи усилий опускающейся кровли на стойку. Верхняки, как перекрытия, не должны допускать вывалов пород кровли в рабочее пространство лавы. Следовательно, верхняки, соприкасаясь непосредственно с кровлей, передают усилия на стойки от сближающихся вмещающих пород после установки стоек.

В настоящее время в угольных шахтах применяют металлические шарнирные верхняки, а также распилы или переклады из дерева. Деревянные верхняки, переклады или деревянные подкладки под металлическими стойками являются элементами, резко увеличивающими податливость системы кровля — стойка — почва. Применение их не соответствует основной характеристике металлических стоек, поэтому не должно практиковаться в шахтах.

В СССР серийно изготавливается три типа шарнирных верхняков: В20Б, В15Б (Дружковский машиностроительный завод) и М71С (Кисилевский машиностроительный завод). Верхняки рекомендуется применять на пластах пологого падения мощностью 0,7—2,3 м с узкозахватной выемкой угля и креплением лав преимущественно гидравлическими стойками индивидуальной крепи. Длина верхняков по осям шарниров должна быть увязан-

ной с величиной захвата выемочной машины. Она составляет 800 мм для комбайнов с захватом 0,4 и 0,8 м; 1000 мм для комбайнов с захватом 0,4—0,8 м; 1000 мм для комбайнов с захватом 0,5 и 1,0 м; 1260 мм — для выемочных машин с захватом 0,63 м и для стругов. Рассмотрим в качестве примера шарнирный металлический верхняк типа В20Б (рис. 4.7), предназначенный для работы с металлической стойкой, рабочее сопротивление которой 200 кН. Верхняк представляет собой балку 1, сваренную из двутавровых профилей. К одному концу балки приварена проушина 3, с шарнирно укрепленной серьгой 2. Ко второму концу приварены две штампованные щеки 7, в них вставлен палец 8. К балке 1 на цепочке 6 подвешен распорный клин 5. Накладка 4 приварена в том месте балки 1, где контактируют шипы верхней опоры стойки, удерживая ее от соскальзывания. На проушину 3 щеками 7 надевается последующий верхняк, затем в серьгу 2 вставляется клин, укрепляющий верхняк консольно под забоем. Консольная навеска без установки стоек используется для временного поддержания кровли.

Отраслевые технологические и проектно-конструкторские институты работают над созданием и совершенствованием индивидуальных крепей для пластов мощностью менее 0,7 м. В ДонУГИ, например, создана гидравлическая посадочная стойка с двойной раздвижностью, разработаны металлические верхняки, трудоемкость обслуживания которых в процессе крепления лав существенно меньше, и др. Попытки применения облегченных индивидуальных крепей с максимальным использованием новых прочных материалов (пластмасс, металлических сплавов и др.) пока не дали желаемых результатов. В лавах пластов крутого падения еще преобладает индивидуальная деревянная крепь разового пользования, исключительно трудоемкая

в возведении. Металлические индивидуальные стойки имеют слабую антикоррозионную защиту. Есть и другие технические вопросы, требующие принципиально новых решений применительно к индивидуальным крепям. При этом задачу совершенствования индивидуальных крепей следует решать в комплексе проблем, связанных с совершенствованием техники добычи угля.

4.5. ВЫБОР ИНДИВИДУАЛЬНОЙ КРЕПИ ДЛЯ УСЛОВИЙ КОНКРЕТНОЙ ЛАВЫ

Металлическую индивидуальную крепь для конкретного забоя выбирают с учетом требуемых геометрических и силовых параметров, заранее зная назначение и условия применения крепи. Деревянная крепь приготавливается на центральных лесных складах, обычно обслуживающих группу шахт, с учетом в основном геометрических параметров и условий применения. Чтобы сконструировать элементы лавной крепи, надо детально изучить условия и особенности забоя, работу и параметры выемочной машины, конвейера и другого оборудования.

Для правильного выбора типоразмеров металлических призабойных и посадочных стоек необходимо иметь следующие сведения: мощность пласта m и ее колебания $\pm \Delta m$ в пределах поля; суммарное сближение вмещающих пород в пределах поддерживаемого крепью рабочего пространства; высота (толщина) верхняка с учетом его деформации (для дерева); величина минимального запаса податливости стойки, необходимой для ее разгрузки; иметь паспорт крепления лавы.

Минимальную высоту стойки при использовании металлического верхняка толщиной h_m определяют по выражению:

$$H_{\min} = m - \Delta m - h_m - \alpha l_2 - \Theta.$$

Максимальную высоту стойки для рассматриваемого случая можно определить так:

$$H_{\max} = m + \Delta m - h_m - \alpha l_1,$$

где m — средняя вынимаемая мощность пласта в пределах поля, м; Δm — максимальное отклонение мощности от среднего значения, м; h_m — высота шарнирного верхняка, м; α — коэффициент сближения пород на каждый метр ширины забоя (для шахт Донбасса $\alpha = 0,04-0,15$); l_1 и l_2 — соответственно расстояния от забоя до первого и до последнего ряда призабойной крепи, м; Θ — запас раздвижности стойки для вывода ее из работы, м (ориентировочно $\Theta = 0,03-0,05$).

Такая же методика выбора высотных размеров и посадочных стоек, однако в формулах отсутствует высота верхняков, поскольку эти крепи устанавливаются непосредственно между кровлей и почвой пластов. Кроме того, надо учитывать факторы, ограничивающие применение данного типа стоек на данной шахте. Например, экспериментально установлено, что гидравлические стойки с учетом принципа их работы нельзя применять на пластах наклонного и крутого падения, в лавах с буровзрывной выемкой, наличием агрессивных вод и в некоторых других случаях. Посадочную стоечную крепь не следует использовать при наличии ложной кровли, слабой почвы и др. Стойки трения ТУ не рекомендуется применять при узкозахватной выемке в случаях, когда замки «смазываются» угольной пылью, влагой и т. п. Гидравлические стойки с внешним питанием лучше использовать для крепления мест сопряжений лавы, особенно при выносе головок конвейера на штреки и работе без ниш. Следовательно, опыт применения той или иной крепи на данной шахте также необходимо учитывать при выборе индивидуальной крепи.

Глава 5

ВЫБОР СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

5.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Методика выбора комплекса должна способствовать полному и безопасному использованию потенциальных возможностей всех машин в условиях данной лавы при минимальном расходе трудовых, материальных, денежных и других ресурсов. Единая комплексная методика инженерных расчетов при выборе машин позволяет правильно вооружить трудовой коллектив участка, а следовательно, выявить его потенциальные возможности и др. Основные положения методики покажем на примерах решения конкретных задач.

5.2. ВЫБОР ВЫЕМОЧНОЙ МАШИНЫ

В составе очистных механизированных комплексов в качестве выемочной машины применяются разные типы комбайнов или стругов. Задача заключается в том, чтобы применительно к данным горно-геологическим условиям выбрать одну, наиболее эффективную машину. На выбор выемочной машины влияет много факторов, а именно: сопротивляемость угля резанию, мощность пласта, угол падения, газоносность, водообильность, устойчивость непосредственной кровли, прочность почвы, геологическая нарушенность, наличие внезапных выбросов угля, газа и др. В свою очередь, каждый фактор, например сопротивляемость угля резанию $\bar{A}_p$, зависит от физико-механических свойств угля, его структуры, текстуры, трещиноватости, напряженно-деформированного состояния, параметров крепи, способа выемки и др. Решая задачу о выборе выемочной машины, в начале по методике, разработанной в ИГД им. Скорин-

ского, рекомендуется определить способ выемки угля. Способ выемки (комбайновый или струговый) выбирается так. Современные струговые установки, например типа СО75, СН75, могут производить выемку углей лишь при $\bar{A}_p \leq 180$ кН/м. Следовательно, если в условиях данной лавы $\bar{A}_p > 180$ кН/м, то струги применять не следует. Основное количество угля в СССР добывают узкозахватными комбайнами. Исполнительные органы комбайнов отделяют уголь от массива и грузят его на забойный конвейер (углы падения пластов 0 — 35°). По конструкции они разделяются на баровые, шнековые, барабанные на вертикальных и горизонтальных осях вращения, буровые и комбинированные. Каждый тип исполнительного органа имеет преимущества и недостатки, свою область применения. *Баровые* органы применяются в основном в широкозахватных комбайнах, которые в настоящее время применяются ограниченно. Они используются в составе комплексов очистных машин, работают с индивидуальными крепями и забойными конвейерами.

После определения способа выемки угля выбирают тип исполнительного органа. При выборе типа исполнительного органа комбайна учитывают такие технологические требования: обеспечение области применения по сопротивляемости угля резанию ($\bar{A}_p$), минимальной и максимальной мощностям пласта в пределах намечаемого к отработке выемочного поля (пласта), углу падения и другим переменным естественным параметрам среды; обеспечение высшей производительности по выемке угля при соблюдении требований безопасности работ; минимальный уровень пылеобразования; максимальный

выход крупных фракций угля; всемерное снижение затрат электроэнергии на отделение и погрузку 1 т угля; машинное производство концевых процессов в лаве с наименьшими затратами времени или обеспечение выемки угля в лаве без ниш; автоматическое регулирование параметров, скорости резания, высоты исполнительного органа и др. Разумеется, не все требования уже сегодня можно удовлетворить, особенно это касается автоматизации, радио- и дистанционного управления. Однако работы в этом направлении ведутся. Уже созданы, например, образцы комбайнов с радиоуправлением, внедряются также другие достижения научно-технического прогресса. На данном этапе развития техники и технологии в угольной промышленности при выборе машин полностью учитывают первые шесть требований.

В нашей стране на шахтах в большинстве лав пластов пологого падения применяются комбайны со *шнековыми исполнительными органами*, вращающимися на горизонтальных осях. Это комбайны 2К52, 2К101, 1К 103, 1ГШ68, КШ1КГ, КШЗМ и др. Исполнительные органы этих комбайнов просты по конструкции, надежны в работе, способны самозарубываться в пласт, легко регулируются по мощности пласта, хорошо приспособляются к неровностям почвы и кровли, имеют высокую производительность и др. Однако такие исполнительные органы можно применять лишь при $\bar{A}_p \leq 300$ кН/м. При большей $\bar{A}_p$ их производительность снижается.

Барабанные исполнительные органы, вращающиеся на вертикальной оси (комбайны МК 67, КА 80 и др.), способны эффективно разрушать угли с $\bar{A}_p \leq 400$ кН/м, более устойчивы на конвейере, дают больший выход крупной фракции угля, способны фронтально самозарубываться в пласт, у них меньше удельная энергоемкость разрушения угля и др. При использовании

барабанных исполнительных органов образуется меньше пыли. Однако их конструкция, особенно узла регулировки по мощности пласта, более сложна, имеются некоторые затруднения с погрузкой на конвейер отбитого угля и др.

Буровые исполнительные органы имеют комбайны БКТ, БК52 и др. Принцип их работы — *щелевое разрушение*, поэтому при их использовании увеличивается выход крупных сортов угля, уменьшается пылеобразование, они разрушают любой по крепости уголь. Вместе с тем, они имеют ряд недостатков, а именно: сложность конструкции, невозможность фронтальной самозарубки, ограниченная производительность и др.

Комбинированные исполнительные органы, состоящие, например из бара, штанги и дисков (комбайн ВНК), буровой коронки и шнека (комбайн БШ), имеют сложную конструкцию.

Принцип работы угольных стругов серийного производства — *щелевое резание угля*. Исполнительные органы выемочных машин (комбайнов и стругов) независимо от их типа режущим инструментом тоже производят щелевое резание угля, но сплошное. Сплошное резание обеспечивает более высокую производительность, но снижает сортность добываемого угля, увеличивает пылеобразование. Щелевое резание, наоборот, снижает производительность, но повышает сортность угля и уменьшает пылеобразование.

Эффективность работы выемочной машины зависит не только от типа исполнительного органа, энерговооруженности, принятой скорости подачи, но и от режущего инструмента, его параметров и других факторов. Следовательно, по рассматриваемой методике, после выбора способов выемки угля и обработки забоя (тип исполнительного органа) устанавливают параметры резания: толщину и ширину среза, шаг резания, число резцов в линии

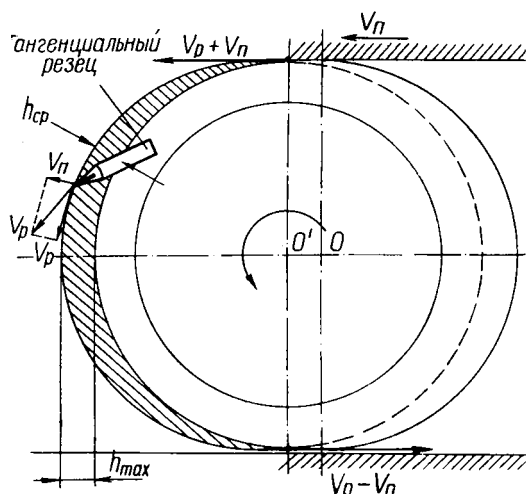


Рис. 5.1. Форма среза угля резцом исполнительного органа комбайна.

резания, количество линий резания и геометрические размеры исполнительного органа.

Форма среза, снимаемого резцами, например, шнековых (барабанных) исполнительных органов (рис. 5.1), серповидная. Резец, вращаясь на шнеке вокруг горизонтальной оси со скоростью V_p , совершает поступательное движение со скоростью V_n и делает в угольном пласте серповидный срез, толщина которого вначале $h=0$, а затем $h=\max$ и в конце полуоборота снова $h=0$. С увеличением толщины среза h , при прочих равных условиях, удельная энергия отделения угля уменьшается и приближается к величине, зависящей от свойств данного пласта и типа исполнительного органа. Исследованиями установлено, что при площади среза S , равной 15—25 см² в большинстве условий расход энергии уже не снижается. На удельную энергию разрушения угля также влияет расстояние между срезами — шаг t (рис. 5.2). Оптимальное значение этого расстояния $h < t < 3h$.

Площадь сечения среза в установив-

шемся режиме работы в общем случае будет $S = ht$. Приняв $t/h = 2$, найдем наименьшую рациональную глубину среза при известной S . Например, при $S = 20$ см² толщина среза $h = \sqrt{S/2} = 3,2$ см, откуда $t = 2h \approx 6,4$ см.

Однако такой шаг при работе, например в условиях крепких и вязких углей шахт Западного Донбасса, завышенный и приводит к образованию больших «гребешков» между срезами. Они соприкасаются с пассивными элементами исполнительного органа, создавая излишнюю динамическую нагрузку на комбайн в целом. Поэтому в таких условиях лучше уменьшить шаг t и увеличить h .

Толщину среза h определяют по формуле:

$$h = V_n / n n_a,$$

где V_n — скорость подачи, см/мин; n — частота вращения исполнительного органа, об./мин; n_a — число активных резцов в линии резания.

Из формулы следует, что толщину среза можно увеличить как повышением скорости подачи, так и уменьшением числа резцов в линии резания или частоты вращения органа.

На комбайне в лапе частоту вращения обычно не изменяют, поскольку для этого требуется каждый раз заменять пары шестерен. Толщина среза ограничивается вылетом резца l_p с одной стороны, и мощностью привода — с другой. Обычно обеспечивают $h \leq 0,7 l_p$, тогда пассивная часть исполнительного органа не соприкасается с углем. Число активных резцов в линии резания тоже ограничено, поскольку возможная потеря одного резца при работе в лапе ведет к соприкосновению пассивной части исполнительного органа с углем. Обычно в одной линии резания два резца. Если в пласте появляются твердые включения или по другой причине повышается сопротивление резанию, то это приводит к росту динамических нагрузок

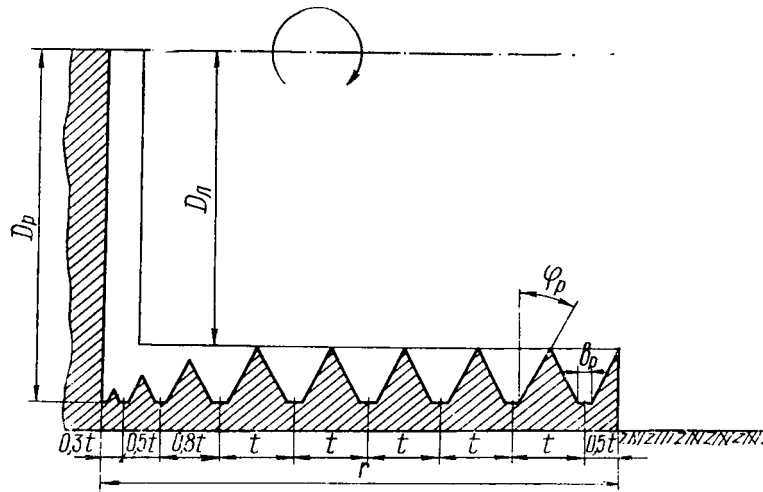


Рис. 5.2. Изменения шага t по ширине захвата r .

на комбайн. В таких случаях, как известно, снижают скорость подачи, следовательно, уменьшают толщину среза h . Для облегчения среза в кутке при выемке полосы угля две-три соседние линии резания должны быть с меньшим шагом, т. е. $0,3$; $0,5$ и $0,8 t$ (см. рис. 5.2).

По имеющимся данным, оптимальные параметры резания достигаются при $S_{\text{ср}}$, равном $15-25 \text{ см}^2$ для шнековых и барабанных исполнительных органов, при $50-80 \text{ см}^2$ — для отбойных резцов стругов, при $2-3,5 \text{ см}^2$ — для цепных исполнительных органов. На крепких и вязких углях $S_{\text{ср}}$ следует уменьшать на $20-50 \%$.

Максимальную толщину серповидного среза (подача за один оборот исполнительного органа при резании одним резцом в одной линии резания) h_{max} (см. рис. 5.1) определяют по выражению:

$$h_{\text{max}} = \pi/2 \cdot h_{\text{ср}}.$$

Средняя толщина среза для шнековых и барабанных резцов с горизонтальной осью вращения при работе с полным диаметром определяется так

$$h_{\text{ср}} = 3,33 D_n (V_n / V_p n_a),$$

где D_n — диаметр исполнительного органа по резцам, м; V_n — скорость подачи, м/мин; V_p — скорость резания, м/мин; n_a — число активных резцов в линии резания (1—3).

Если известно $S_{\text{ср}}$, принятое по указанным выше рекомендациям, то $h_{\text{ср. опт}}$ для шнековых и барабанных органов определяют по формуле:

$$h_{\text{ср. опт}} = 0,9 \sqrt{(1 + S_{\text{ср}} / k_{\text{ш}}) - 1}.$$

Коэффициент $k_{\text{ш}}$ составляет для вязких углей $0,7-1,0$, для хрупких — $1,0-1,3$. Расчеты показывают, что при $A_p \leq 180 \text{ кН/м}$, $h_{\text{ср. опт}}$ составляет $3,0-5,0 \text{ см}$, а при выемке угля с $A_p \geq 180 \text{ кН/м}$ для достижения $h_{\text{ср. опт}}$ равного $3,0-5,0 \text{ см}$ мощность привода комбайна должна быть $200-320 \text{ кВт}$, что в условиях, например тонких пластов, пока невозможно.

Среднюю толщину среза за один проход струга по лаве при условии обеспечения заданной производительности Q устанавливают так:

$$h_{\text{ср}} = 1,67 (Q / V_p m \gamma),$$

где m — мощность пласта, м; γ — плотность угля, т/м³; V_p — скорость резания, м/с.

Скорость резания для струга V_p определяется по скорости движения цепи конвейера V_k из соотношений

$$V_p/V_k = 2 \div 3 \text{ при } V_p > V_k;$$

$$V_p/V_k \leq 0,5 \text{ при } V_p < V_k.$$

И, наконец, рассмотрим вопросы о том, как определить число линий резания n_d и какой должна быть рациональная схема резания, т. е. как лучше расставить резцы на исполнительном органе.

Для барабанных и шнековых органов с горизонтальной осью вращения, разрушающих уголь с поверхности забоя, n_d определяется по формуле:

$$n_d = 100r/t_{\text{ср. опт}},$$

где r — ширина захвата, м; $t_{\text{ср. опт}}$ — средняя оптимальная ширина среза, см.

Для комбайнов МК 67 и других, имеющих вертикальные оси вращения, а также стругов

$$n_d = 100m/t_{\text{ср. опт}},$$

где m — максимальная вынимаемая мощность пласта, м; $t_{\text{ср. опт}} = S_{\text{ср}}/h_{\text{ср}}$ — средняя оптимальная ширина среза, см.

Современные радиальные и тангенциальные резцы имеют ширину среза $t_{\text{ср}}$ равную 4,5—7 см. Среднее расстояние между соседними линиями резания для барабанных и шнековых органов с горизонтальной осью вращения определяют по формуле

$$t_{\text{ср}} \geq 100r/(n_d - 1),$$

а для барабанных органов с вертикальной осью вращения и стругов по формуле

$$t_{\text{ср}} \geq 100m/(n_d - 1).$$

Диаметр барабанного или шнекового исполнительного органа с горизонтальной осью вращения выбирают в зависимости от горно-геологических условий залегания пласта из расчета полной выемки угля. Иногда оставляют пачку (часть) угля у кровли в расчете на то, что она самообрушится или разрушится под действием сил горного давления. На пластах с вынимаемой мощностью $m \geq 1,0$ м применяют, как правило, двухшнековые исполнительные органы. При этом пласт условно разделяют на две части (пачки) — верхнюю, толщиной m_v , и нижнюю, толщиной m_n . Каждая пачка вынимается отдельным исполнительным органом. Если комбайн работает по челноковому принципу, то диаметр органа по резцам равен $D_p = m_{\text{max}}/2$. Значение диаметра принимается по нормальному ряду унифицированных шнеков (выбирается ближайшее большее значение). При односторонней работе комбайна для обеспечения лучшей погрузки отбитого угля на конвейер с почвы пласта m_n должно быть больше m_v . При этом $D_n \geq m_n$, а $D_v \geq m_v$, они также выбираются по унифицированному ряду.

На тонких пластах можно применять одношнековые комбайны, но диаметр шнека при этом не должен превышать минимальной мощности пласта, т. е. $D_p \leq m_{\text{min}}$. Высоту струга принимают на 5—10 см меньше от m_{min} . Разумеется, верхняя пачка угля должна «уходить», поскольку в противном случае работоспособность машин снижается. Ширина захвата у отечественных узкозахватных комбайнов составляет: 0,63 м для пластов мощностью $m = 1,2$ —2,5 м; 0,8 м — для пластов с $m \leq 1,2$ м. Для пластов же с $m = 2,5$ —5 м допускается ширина захвата 0,5 м.

Итак, мы последовательно рассмотрели методику выбора выемочной машины для лавы, десять горно-технических параметров которой известны.

Пример 1. Выбрать эффективную выемочную машину для работы в условиях: пласт C_5 шахты «Терновская» производственного объединения «Павлоградуголь», выемочный столб в которой намечается подготовить на месте будущей лавы № 511. По данным действующей лавы № 509, а также скважин № 6232, 5889, 2377, 1398 $m_{\min}=0,75$ м; $m_{\max}=0,95$ м; $A_{\min}=210$ кН/м; $A_{\max}=380$ кН/м; в лаве сближение пород за цикл $\Delta h_n=50$ мм; сближение почвы $\Delta h_n=0$; $\alpha_{\min}=0^\circ$; $\alpha_{\max}=6^\circ$; лава перемещается по восстанью; ниши (длина 6,6 м) закреплены индивидуальной крепью под деревянный брус толщиной 150 мм; в нише сближение пород $\Delta h_{n \max}=100$ мм. При минимальной скорости подвигания лавы около 1,6 м/сут максимальное общее сближение пород у границы рабочего пространства имеет место в нише возле сборного штрека и составляет $h_n=205$ мм, непосредственная кровля пласта неустойчивая, способна к вывалообразованиям, почва склонна к размоканию, вмещающие породы — волнистой гипсометрии с $f=1-2$ по М. М. Протодяконову, а f угольного пласта равно 3, т. е. угольный пласт крепче боковых пород.

Шахта по газу сверхкатегорная, пласт C_5 — опасен по пыли, не склонен к выбросам, уровень обслуживания комплексов — высокий. Шахта многие годы работает ритмично, выполнен установленный государственный план угледобычи.

Решение. 1. Выбор способа выемки угля. В данных условиях $A_{ср}=295$ кН/м, т. е. больше 180 кН/м. Кроме того, непосредственная кровля неустойчива и склонна к вывалообразованиям, следовательно, принять строгую выемку угля нельзя.

2. Выбор способа обработки (разрушения) пласта. При $A_{\max}=380$ кН/м приемлемы барабанные с вертикальной осью вращения буровые или комбинированные исполнительные органы выемочных машин. Однако для пласта C_5 с его параметрами в данном выемочном поле и, в частности, при $m_{\min}=0,75$ м из серийных комбайнов можно применить МК 67. Комбайн К101 менее подходит по сопротивляемости угля резанию и устойчивости его на конвейере.

3. Параметры резания угля барабанным исполнительным органом с вертикальной осью вращения.

а) Определим среднюю оптимальную толщину среза

$$h_{ср. опт} = 0,9(\sqrt{1 + S_{ср}/k_{ш}} - 1) = 0,9(\sqrt{1 + 10/1} - 1) = 2,07.$$

Средняя площадь среза в этих условиях $S_{ср}=10$ см², $k_{ш}=1$.

б) Определим среднюю ширину среза:

$$t_{ср} = S_{ср}/h_{ср. опт} = 10/2,07 \approx 5.$$

в) Число линий резания для барабанов с вертикальной осью вращения составит:

$$n_{л} = 100m/t_{ср} = (100 \cdot 0,95)/5 = 19,$$

а с учетом их сближения в кутках — 23.

г) Среднее расстояние между соседними линиями резания

$$t_{ср} \geq 100m/(n'_{л} - 1) = (100 \cdot 0,95)/(23 - 1) = 4,3.$$

д) Число резцов в кутковых линиях резания у кровли и почвы принимаем равным трем, а на остальных — двум. Следовательно, резцов на исполнительном органе комбайна должно быть 48.

4. Геометрические размеры исполнительного органа

а) Полезная ширина захвата исполнительного органа комбайна МК67 по зубкам, как следует из технической характеристики этого комбайна, составляет 850 мм.

б) Минимальная высота исполнительного органа комбайна, при заходе его в нишу с целью подготовки к выемке полосы угля в обратном направлении, должна быть равной

$$h_{н. о. \min} = m_{\min} - (h_n + h_{бр}) = 750 - (205 + 150) = 395,$$

где $h_n=205$ мм — общее максимальное сближение пород в нише при минимальной скорости подвигания лавы, равной 1,6 м/сут; $h_{бр}$ — толщина бруса крепи сопряжения в нише, под которой должен проходить исполнительный орган комбайна.

Комбайн МК67 первого типоразмера машиностроительной промышленности не выпускается. Второй же типоразмер комбайна МК67, изготавливаемый серийно, имеет минимальную высоту исполнительного органа 770 мм, а максимальную, с учетом всей высоты регулирования, равной 260 мм, — 1030 мм. Следовательно, в нише надо делать присечку (подрывку) пустых пород на 375 мм, иначе исполнительный орган комбайна не будет проходить, даже если переставить индивидуальную крепь ниши и удалить деревянные бруссы. Разумеется, присечка пород в нише, которая выполняется в основном буровзрывным способом, повышает зольность добываемого здесь угля.

в) Свободные проходы на тонких пластах (точнее пролазы) для обслуживающего комбайн персонала зависят от размеров элементов

крепю, рабочего пространства, комбайна и конвейера. Они могут быть установлены после выбора эффективных для данных условий механизированной крепи и конвейера.

Вывод. Для условий лавы № 511 из имеющихся серийных выемочных машин наиболее приемлем комбайн МК67М, в будущем намечается заменить его более прогрессивным комбайном КА80 или К103. Комбайны МК67 на данной шахте работают эффективно.

5.3. ВЫБОР ТРАНСПОРТНОЙ МАШИНЫ

Выемочная машина и забойный конвейер — транспортная машина (рис. 5.3) — технологически взаимосвязаны, причем жестко, т. е. при остановке конвейера останавливают комбайн, и наоборот. Каким же требованиям должен удовлетворять современный забойный конвейер? Прежде всего при устройстве конвейера создается простор для использования всех очистных технологически взаимосвязанных машин комплекса. Его минутная производительность должна быть большей или равной максимальной минутной производительности комбайна, т. е. $Q_{\text{конв}} \geq Q_{\text{комб макс}}$. Уголь от комбайна при любых режимах его работы отбирается. Конвейер должен иметь прочную и надежную конструкцию, чтобы служить основанием и направляющей для движения комбайна, балкой при перемещении секций крепи и собственном передвижении без разборки, например в условиях, когда головки его вынесены на штреки, а почва пласта волнистая. Разумеется, чем больше длина конвейера, а в некоторых случаях она до-

стигает 300 м, тем меньше его надежность. Кроме того, конвейер снабжен желобом для механизированной укладки комбайнового кабеля и рукава оросительной системы, различными балками, погрузочными лемехами, устройствами против сползания и другими сцепными устройствами. Следовательно, конвейер в лаве выполняет много функций. Если длина лавы изменяется, например в связи с изменениями углов падения и по другим причинам, то конвейер должен быть приспособленным к быстрому изменению длины без больших трудозатрат. Что же касается геометрических размеров става конвейера, например при работе на тонких пластах, то желательно иметь минимальную ширину и высоту его и, разумеется, без уменьшения производительности. Современные выемочные машины требуют конвейеров производительностью 250—500 т/ч. Чем меньше высота става конвейера $h_{\text{конв}}$, тем выше погрузочная способность любого исполнительного органа комбайна или струга. Чем меньше ширина конвейера, тем меньше бесстоечное пространство, т. е. лучше решаются вопросы крепления забоя и др.

Приводные головки конвейера должны иметь минимальные габариты, небольшую массу и такую конструкцию, которая позволяла бы просто и надежно закреплять вмещающие породы на сопряжениях лав со штреками. К сожалению, пока компоновка головок конвейеров и их габариты не позволяют уменьшить трудоемкость всех работ на сопряжениях лав без выноса их на штреки. Возможно, что при использовании гидродвигателей или других систем габариты головок конвейеров уменьшатся. Ненадежным узлом современных забойных конвейеров является тяговый орган. Именно на этот орган на шахтах Донбасса приходится 46—50 % всех аварий общего их количества с конвейерами. Цель — наиболее слабое место забойного конвейера. В лавах умеренной длины ($l=150$ м)

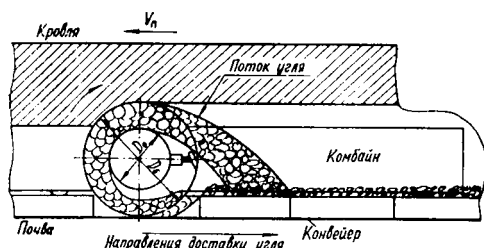


Рис. 5.3. Схема отбойки и погрузки угля на конвейер.

в первые 2—3 месяца работы частота порывов цепи конвейера небольшая, а затем увеличивается и через 6—9 месяцев работы эксплуатация цепи становится экономически нецелесообразной.

Теперь скребковые конвейеры стали практически единственным средством транспортировки угля в лавах. Их применяют на пластах мощностью от 0,55 м и выше при углах падения до 35°. Чаще всего конвейеры транспортируют уголь в направлении сверху вниз, но могут подавать его и по восставанию при углах падения, не превышающих 15°. В комплексно-механизированных лавах преобладают конвейеры типов СП63М, СПМ87Д, СПЦ и др.

Основные параметры забойного скребкового конвейера следующие: ширина и высота решетчатого става, скорость движения цепи, длина конвейера, число и мощность приводов. В определенных пределах производительность конвейера можно изменять за счет скорости движения тягового органа, мощности привода и длины конвейера. Габаритные же размеры става связаны с конкретной выбранной выемочной машиной. Навесное оборудование к конвейеру, тип кабелеукладчика и другое тоже зависят от типа выемочной машины. Средства передвижки конвейера, устройства для удерживания его от сползания определяются, в основном, конструкцией механизированной крепи.

Таким образом, правильно выбрать забойный конвейер — значит, с одной стороны, хорошо подогнать его к особенностям выемочной машины, а с другой — учесть горно-технические особенности лавы: мощность и угол падения пласта и их колебания, направления доставки угля, способ поддержания штреков, условия работы на сопряжениях лавы, наличие воды, способы замены тягового органа, передвижки головок и др.

Порядок выбора конвейера следующий. Вначале устанавливают максимальную минутную производительность выемочной машины. Для этого используется выражение

$$Q_{\max}^{\text{комб}} = mrV_{\text{п max}} \gamma,$$

где $V_{\text{п max}}$ — максимально возможная скорость подачи комбайна в лаге, м/мин; γ — наибольшая плотность добываемого угля в целике, т/м³.

Затем надо узнать, в какую сторону происходит отбор угля конвейером, т. е. совпадает ли направление доставки угля с направлением движения комбайна. Если работа комбайна челноковая, то в одном случае эти направления совпадают, а в другом нет. Следовательно, скорость движения тягового органа конвейера при челноковой работе комбайна не всегда равна относительной скорости V_0 . Эта скорость равна $V_0 = V_{\text{конв}} \pm V_{\text{п}}$. Знак «минус» ставится в том случае, когда направления совпадают. Разумеется, отбор угля конвейером будет лучшим, если направления $V_{\text{п}}$ и $V_{\text{конв}}$ не совпадают.

Для учета относительной скорости движения цепи конвейера введен коэффициент $k_{\text{конв}}$, представляющий собой отношение

$$k_{\text{конв}} = V_{\text{конв}}/V_0.$$

При определении часовой производительности конвейера учитывается неравномерность загрузки желоба конвейера вследствие прерывной схемы работы тягового органа — цепи и скребков. Обычно коэффициент неравномерности загрузки желоба $k_{\text{н}}$, как следует из практики, составляет 1,5—1,6. Если доставка угля в лаге производится снизу вверх, то это, как показывает опыт, уже при $\alpha = 10^\circ$ существенно снижает производительность конвейера. При $\alpha = 20^\circ$ под влиянием силы гравитации уголь начинает скатываться вниз. Это оценивается коэффициентом

k_y , учитывающим угол подъема грузов конвейером. Например, при доставке угля вниз при $\alpha=10^\circ$ $k_y=1,5$, а при $\alpha=5^\circ$ $k_y=1,3$. Если уголь доставляют вверх, то при $\alpha=10^\circ$ $k_y=0,7$, а при $\alpha=20^\circ$ $k_y=0,3$. Поэтому при $\alpha \geq 10-20^\circ$ эффективность использования конвейера для доставки угля снизу вверх резко снижается.

Все простои конвейера, например вследствие отказов его тягового органа и по другим причинам, обычно оцениваются коэффициентом готовности k_r . Простои же конвейера по зависящим и по независящим от него причинам оцениваются k_r — коэффициентом готовности процесса транспортировки угля из лавы (k_r всецело зависит от длины лавы, уровня организации работ, срока службы тягового органа и др.). С учетом этих факторов необходимая часовая производительность конвейера должна составлять не менее

$$Q_{\text{конв}} \geq k_{\text{конв}} k_n k_y k_r^{\text{ТР}} Q_{\text{тах}}^{\text{комб}} \cdot 60.$$

Если конвейер работает совместно со стругом и допустимая скорость струга V_n^c равна скорости движения тягового органа при совпадающих направлениях, то отделяемый стругом уголь будет до конца лавы ссыпаться на один и тот же скребок. При этом конвейер будет засыпан углем. Вот почему при выборе скорости резания стругом V_p скорость движения тяговой цепи конвейера $V_{\text{конв}}$ должна соответствовать соотношению $V_p/V_{\text{конв}}=2-3$, например при $V_p > V_{\text{конв}}$.

Зная расчетную для заранее выбранной выемочной машины часовую производительность, по технической характеристике конвейера выбирают $Q_{\text{конв}}$ и устанавливают нужный вариант его сборки. Если $Q_{\text{конв}}$ и $V_{\text{конв}}$ выбираемого конвейера больше, чем требуется, то производится повторный расчет на сходимость часовых производительностей конвейера и комбайна с учетом рассмотренных выше четырех поправоч-

ных коэффициентов. Затем после расчета приемной способности рассчитывают длину конвейера $L_{\text{конв}}$ по формуле

$$L_{\text{конв}} = P / \{1,1[2g_0 \cos \beta f + g(\cos \beta \omega \pm \sin \beta)]\}$$

где P — тяговое усилие привода, Н; g_0 — масса 1 м тягового органа, кг; g — масса транспортируемого материала на 1 м желоба конвейера, кг; f — коэффициент сопротивления движению тягового органа; ω — коэффициент сопротивления движению угля; β — угол наклона конвейера; 1,1 — коэффициент, учитывающий прочие сопротивления движению тяговому органу, например, на криволинейных участках головки.

Для современных конвейеров с двух- и трехцепными тяговыми органами, рабочая ветвь которых передвигается по направляющим, а холостая ветвь — открытая снизу (СП 63М и др.) $f=0,5$ $\omega=0,8$.

Тяговое усилие P определяется по выражению

$$P = 102N\eta/V_{\text{конв}},$$

где N — суммарная мощность двигателей конвейера; η — к. п. д. привода равный 0,80—0,85.

Масса материала на 1 м конвейера составляет

$$g = Q_{\text{тах}}^{\text{комб}} / 3,6V_0.$$

При расчете допустимой длины конвейера можно увеличить его длину на 20—25 %, поскольку полная загрузка конвейера возможна лишь кратковременно, например, когда комбайн находится в противоположном конце лавы. Перегрузка двигателей конвейера в этот период не будет длительной.

Пример 2. Выбрать забойный конвейер для лавы, горно-технические условия которой указаны в предыдущем примере. Лава оснащена

комбайном МК67 с возможной заменой его комбайном КА80. Дополнительные данные: длина лавы 160 м. В случае выноса приводных головок конвейера на штреки и применения комбайна КА80 ниш на сопряжениях лав не будет. Подрывка пород при прохождении штреков — нижняя. Для передвижки головок конвейера будут использованы гидродомкраты крепей сопряжения, а става — гидродомкраты секций крепи лавы и другие устройства.

Решение. 1. Определим максимальную минутную производительность комбайна МК67 в лаве № 511 на пласте С₅:

$$Q_{\max}^{\text{МК67}} = m r V_{\text{п max}} \gamma = 0,95 \cdot 0,8 \cdot 3 \cdot 1,3 = 3.$$

2. Определим относительную скорость движения тягового органа конвейера и значение коэффициента $k_{\text{конв}}$.

Работа комбайна челноковая, следовательно, в одном и другом случаях относительная скорость будет соответственно равна

$$V_{\text{о I}} = V_{\text{конв}} + V_{\text{п}} = 4,8 + 2 = 6,8;$$

$$V_{\text{о II}} = V_{\text{конв}} - V_{\text{п}} = 4,8 - 2 = 2,8.$$

Коэффициент, учитывающий это,

$$k_{\text{конв I}} = V_{\text{конв}} / V_{\text{о I}} = 4,8 / 6,8 = 0,7;$$

$$k_{\text{конв II}} = V_{\text{конв}} / V_{\text{о II}} = 4,8 / 2,8 = 1,7.$$

По приемной способности для обеспечения $Q_{\max}^{\text{МК67}} = 3$ т/мин = 180 т/ч необходим специальный забойный конвейер типа СП63М со скоростью движения тягового органа $V_{\text{конв}} = 0,8$ м/с. По технической характеристике конвейера СП63М уже при скорости движения цепи равной 0,8 м/с обеспечивается производительность 260 т/ч, что больше требуемого по приемной способности — 180 т/ч.

Компоновка при сборке конвейера СП63М должна включать специальные промежуточные балки, предназначенные для обеспечения свободного прохода свисающего двигателя и корпуса комбайна МК67.

3. Определим коэффициент неравномерности загрузки желоба. Лава перемещается по восстанию пласта под углом до 6°. Следовательно, выемочная машина на направляющих все время прижимается «на завал». В таких условиях коэффициент неравномерности загрузки желоба конвейера составляет $k_{\text{н}} = 1,5$.

4. Определим значение коэффициента $k_{\text{у}}$.

Доставка угля осуществляется в общем по горизонтали. Периодами, при неровной гипсометрии, на подъем и спуск $\pm 5^\circ$. Следовательно, $k_{\text{у}} = 0,9$.

5. Надежность процесса транспортировки угля в лаве оценивается $k_{\text{г}}^{\text{тр}}$. По данным сосед-

ней лавы № 509, $k_{\text{г}}^{\text{тр}} = 0,6$ м для конвейера с тяговым органом, срок службы которого достигает 1 год при длине лавы 160 м. Примем значение $k_{\text{г}}^{\text{тр}} = 0,6$ и для лавы № 511.

6. Часовая производительность конвейера в лаве № 511 с учетом ее особенностей должна быть не меньше

$$Q_{\text{конв}} > k_{\text{конв}} k_{\text{н}} k_{\text{у}} k_{\text{г}}^{\text{тр}} Q_{\max}^{\text{комб}} \cdot 60 = \\ = 1,7 \cdot 1,5 \cdot 0,9 \cdot 0,6 \cdot 3 \cdot 60 \geq 248.$$

Следовательно, конвейер СП63М со скоростью движения цепи 0,8 м/с по уточненной приемной способности пригоден.

7. Определим возможную длину конвейера:

$$L_{\text{конв}} = P / \{1,1[2g_0 \cos \beta f + g(\cos \beta \omega \pm \sin \beta)]\} = 9750 / \{1,1[2 \cdot 20 \cos 5^\circ \cdot 0,5 + \\ + 62(\cos 5^\circ \cdot 0,8 - \sin 5^\circ)]\} = 140.$$

$$P = 102 N_{\eta} / V_{\text{конв}} = (102 \cdot 2 \cdot 45 \cdot 0,85) / 0,8 = 9750.$$

Тяговое усилие привода конвейера при двух двигателях конвейера СП63М (вариант сборки № 2) $P = 9750$ кг. Масса 1 м тягового органа $g_0 = 20$ кг/м.

Масса транспортируемого материала на 1 м желоба конвейера

$$g = Q_{\max}^{\text{комб}} / 3,6 V_{\text{конв}} = 180 / (3,6 \cdot 0,8) = 62.$$

Если рассчитанную длину конвейера увеличить на 20—25 %, то $L_{\text{конв}}$ будет равно 175 м. Следовательно, лава № 511 длиной 160 м вполне может быть оснащена конвейером СП63М (вариант сборки № 2), т. е. с двумя двигателями на одной приводной головке и обязательной установкой специальных промежуточных балок, применяемых только для комбайнов МК67.

Вывод. Из выпускаемых забойных конвейеров для условий лавы № 511, оснастить которую намечается комбайном МК67 второго типоразмера, наиболее приемлем конвейер СП63М (вариант сборки № 2) длиной 160 м. При освоении серийного производства более совершенных комбайнов, например КА80, возможна замена этого конвейера новым, например, конвейером более высокого технического уровня — СП202.

5.4. ВЫБОР МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ И КОМПЛЕКСА МАШИН

В очистном комплексе оборудования объединены конструктивно и технологически не только выемочная и доставочная машины, но и механизированная крепь. В составе комплекса есть возможность, хотя и не всегда, применять различные виды механизированных крепей, их типоразмеры, изготовление которых освоено отечественной машиностроительной промышленностью.

Крепь — сложное металлоемкое и дорогое инженерное сооружение — должна эффективно работать, с одной стороны, в природной механической системе «кровля — почва», а с другой — в технологической системе «выемочная машина — транспортная машина — крепь лавы — крепь сопряжения — другое оборудование». Разумеется, механизированная крепь — это прежде всего безопасность всех машин и обслуживающего персонала.

Выбор механизированной крепи лавы зависит от многих факторов: естественных, горно-технических, технологических, эргономических и экономических.

Параметры среды, т. е. количественное выражение естественных факторов — это мощность пласта и ее изменения, угол падения и его колебания, водоносность, газоносность, опасность по пыли, выбросам угля, газа, пород, геологическая нарушенность и др. *Горно-технические факторы*: устойчивость вмещающих пород, управляемость непосредственной и основной кровлями, наличие труднообрушаемых пород основной кровли и др. *Технологические факторы*: длина лавы, скорость ее продвижения, порядок выполнения производственных процессов, проветривание забоя, надежность работ, взаимная увязка всех машин комплекса и др. *Эргономические факторы*: удобство работы, зазоры между машинами, свобод-

ные проходы, высотные размеры, расходы сил рабочих, эстетичность в обслуживании, безопасность, привлекательность и др. *Экономические факторы*: производительность труда, качество добываемой продукции, себестоимость 1 т угля, стоимость машин, долговечность, ремонтпригодность, затраты материально-сырьевых ресурсов, прибыль и др.

Все эти факторы применительно к конкретной лаве должны быть глубоко проанализированы и сформулированы в виде конкретных технико-экономических требований, предъявляемых к комплексу машин в целом и его механизированной крепи в частности. Столь серьезный подход к выбору механизированной крепи — основе комплекса машин — объясняется тем, что крепь — это прежде всего безопасность работ.

Каждый фактор или группа факторов, действующих в лаве, должен быть учтен тем или иным параметром крепи. Параметр крепи — это количественное выражение того или иного требования. Например, если в конкретной лаве при отработке выемочного поля определенной длины мощность пласта изменяется от $m_{\min}$ до $m_{\max}$, то и крепь необходимо приспособить к этим изменениям. Количественно это учитывается минимальным размером высоты секции $H_{\min}$ и $H_{\max}$, а также раздвижностью (телескопичностью) стоек секции l_p . Следовательно, высота секции H и раздвижность ее стоек l_p — это параметры секции крепи. По данным исследований и опыту работы соседней лавы, в покрывающих породах установлено наличие труднообрушаемых пород кровли, очередная осадка которых, независимо от сопротивления секции крепи, вызовет режим работы «заданная деформация». Следовательно, секция крепи, даже если ее высота $H_{\min}$, должна иметь запас раздвижности меньше размера самоупадки блоков пород. Если такого запаса раздвижности не будет, то возможна посадка секции «на жестко» с

разрушением перекрытий, оснований и других узлов. По эргономическим соображениям высота свободного прохода (пролаза) для обслуживающего персонала должна быть не менее 400 мм. Следовательно, выбирая высоту $H_{\min}$, это требование нельзя не учитывать. Снижение высоты пролаза менее 400 мм делает перемещение человека по крепи исключительно трудным и неудобным. О постоянной работе человека в такой крепи в течение смены не может быть и речи.

Опыт показывает, что рост технико-экономических показателей работы очистного забоя достигается в тех случаях, когда нагрузки на лаву возрастают. Разумеется, рост добычи не должен сопровождаться снижением качества получаемой продукции и других показателей. Если крепь не удовлетворяет хотя бы одному из рассмотренных требований, сформулированных с учетом объективных особенностей лавы, то экономическая эффективность всего комплекса машин снижается.

Методика выбора рациональной крепи для конкретного забоя состоит в следующем. Вначале по данным разведочных скважин, материалам соседней лавы, собранным при проведении подготовительных выработок, и другим материалам устанавливают в пределах намечаемого выемочного поля $m_{\min}$ и $m_{\max}$. Затем для случая $m_{\min}$ чертят поперечное сечение лавы с изображением наиболее выступающих точек выемочной машины и конвейера. При этом форма ступенчатого опускания или прогиба слоев непосредственной кровли, а также поднятия почвы изображаются на тот период, когда суммарное сближение пород будет максимальным $\Delta h_{\max}$, например после выходного дня или вынужденных простоев лавы, исчисляемых сутками. Место с $\Delta h_{\max}$ может находиться как в середине лавы, так и по ее краям.

Следует изобразить также контуры исполнительных органов выемочных

машин, причем в полностью сдвинутом и раздвинутом положениях. Дело в том, что исполнительный орган комбайна в ряде случаев при вырубке полосы угля должен заходить в нишу без перебивки (перестановки) крепи ниши. Разумеется, высота сдвинутого исполнительного органа должна позволять ему пройти в крепи ниши, например под шпальными брусами. Конечно, при этом учитываются все детали крепи ниш и особенности ее крепления. Далее, на чертеж наносят контуры поперечного разреза секции крепи, в первом приближении приемлемой для условий данной лавы, обращая особое внимание на высотные размеры исполнительного органа комбайна по резцам, расстояние между наиболее выступающими точками узлов комбайна и перекрытий секции, свободного прохода, а также на запас раздвижности стоек и «жёсткий» размер секций крепи. Кроме того, на чертеж наносят все размеры, характеризующие ширину проходов, дорог, пространств и т. п. В частности, указывают размер от забоя до кромки перекрытия, полезный захват исполнительного органа комбайна, ширину бесстоечного пространства, расстояние между осями стоек, длину перекрытия (ширину поддерживаемой и ограждаемой частей призабойного пространства), зазор между лемехом и забоем, ширину конвейера и его навесных приспособлений и т. п. В деталях обдумывают варианты удобного перемещения персонала, обслуживающего комбайн, как во время работы машины, так и в период замены ее узлов, ремонтов и т. п. На рис. 5.4 в качестве примера показано поперечное сечение лавы, оборудованной комплексом КМ88.

Опыт показал, что комбайн, перемещающийся по конвейеру, став которого в связи с переменной гипсометрией почвы не является абсолютно ровным, не должен иметь жесткого направления в движении, т. е. направляющие лапы

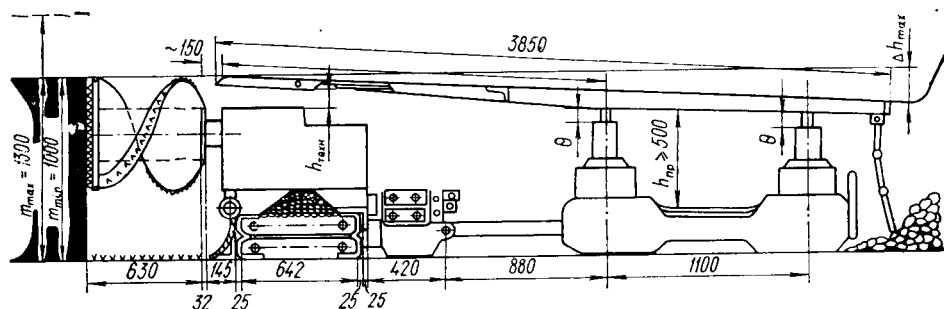


Рис. 5.4. Поперечное сечение лавы, оборудованной комплексом КМ88.

имеют определенную свободу при скольжении их по конвейеру. Механизированная крепь элементами домкратов обычно подвижно соединена со ством конвейера. Следовательно, все машины комплекса как в вертикальной плоскости, так и в плоскости пласта имеют ограниченную свободу относительного передвижения. При этом важно, чтобы исполнительный орган выемочной машины в случае необходимости мог, с одной стороны, производить выемку угля ниже опорной поверхности конвейера на 100 мм, в противном случае возможно оставление земника угля в почве пласта. С другой стороны, резцы исполнительного органа не должны повреждать концы перекрытий секций, лемехов конвейера и другие детали машин.

Корпус комбайна, исполнительный орган и другие выступающие элементы его конструкции, даже в случаях посадки секции «на жестко», должны позволять комбайну проходить по лаве. Чтобы избежать работы крепи в режиме «на жестко», надо, с одной стороны, иметь запас раздвижности стоек с учетом возможного нажима труднообрушаемой основной кровли, а с другой стороны — секция крепи должна иметь для данных условий рациональное сопротивление. Следовательно, H_{min} секций крепи должна быть проверена в продольных сечениях лавы над конвейером на предмет удовлетворения технологическому зазору $h_{техн}$, размеру сво-

бодного прохода для людей, высота которого $h_{прох} \geq 400$ мм, с таким расчетом, чтобы раздвижность Θ удовлетворяла особенностям взаимодействия боковых пород и крепи. Требуемые значения $h_{техн}$, $h_{прох}$ и Θ должны быть соблюдены по всей лаве, в том числе и на концевых секциях, расположенных у сопряжений лавы с подготовительными выработками.

Если, например, высота свободного прохода для людей больше 500 мм, а запас раздвижности стоек $\Theta = 200$ мм и ее достаточно для самозаклинки блоков основной кровли, а $h_{техн} = 0$, то комбайн по лаве без специальных мер пропустить трудно. Для этого, в частности, необходимо разгрузить каждую секцию крепи, выпустить (обрушить) породы кровли, затем вновь распереть секцию, увеличив таким способом $h_{техн}$.

Соблюдение размеров по ширине лавы тоже очень важно. Недодвижка секций крепи, а это часто бывает при зажатии их вмещающими породами, ведет к искривлению лавы и нарушению ритма ее работы. Минимальная, но еще рабочая, высота секции крепи определяется по выражению

$$H_{min} = m_{min} - \Delta h_{max} - \Theta.$$

Жесткий размер секции крепи, т. е. когда ее стойки полностью сжаты (обычно это транспортное положение секций), должен быть меньше H_{min} на

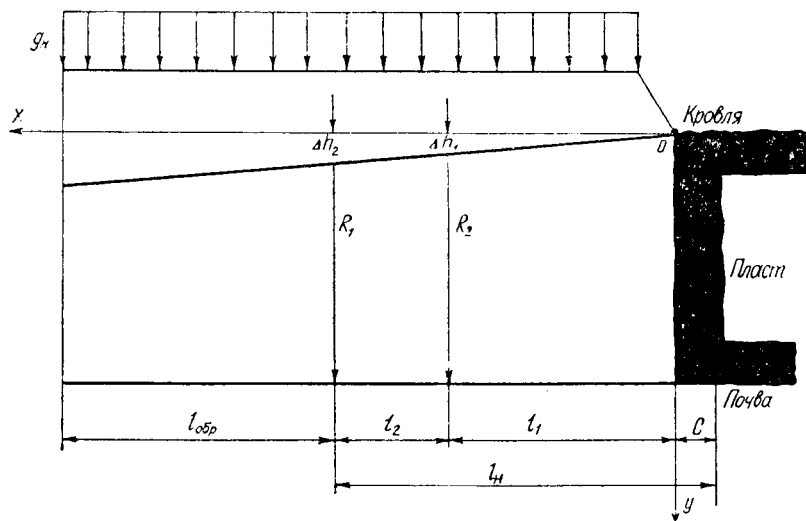


Рис. 5.5. Расчетная схема к определению сопротивления крепи.

величину Θ . Очевидно, что, определив $H_{\min}$ по указанному выражению, особое внимание обращается на соблюдение $h_{\text{техн}}$ и $h_{\text{прох}}$. Если технологического зазора нет или он меньше 140 мм, а свободный проход $h_{\text{прох}} \leq 400$ мм, то $H_{\min}$ должно быть соответственно увеличено.

Максимальная рабочая высота секции крепи $H_{\max}$ определяется следующим образом:

$$H_{\max} = m_{\max} - \Delta h_{\min},$$

где $\Delta h_{\min}$ — минимальное суммарное сближение пород (обычно оно не превышает сближения пород за цикл очистных работ $\Delta h_{\text{ц}}$).

Если $H_{\min}$ и $H_{\max}$ секций крепи для данной лавы выбраны неправильно, то для обеспечения прохода секции подрубывают вмещающие породы, а для осуществления распора приспособляют различные подкладки, например из лесоматериалов и т. п.

После определения размеров всех машин комплекса и их взаимоувязки проверяют приемлемость сопротивления секций крепи для конкретных

условий. Если сопротивление крепи не соответствует рациональному взаимодействию с боковыми породами, то надежность работы конкретной лавы снижается, и наоборот. К сожалению, пока не для всех классов и групп условий разработаны инженерные методы расчета сопротивления крепи.

Рассмотрим в качестве примера метод расчета сопротивления крепи, предложенный проф. Борисовым А. А. Заметим, что его можно применять для ориентировочных расчетов сопротивления крепи применительно к породам первого класса по ВУГИ в случаях, когда мощность непосредственной кровли составляет 4—8 м, а осадки основной кровли не проявляются.

Механическая система в этом случае (рис. 5.5) будет в равновесии относительно точки O при условии, что моменты сил относительно точки O будут равны нулю, т. е. $M_{q_n} - MR_1 - MR_2 = 0$.

Зная размеры блока пород непосредственной кровли, поддерживаемого крепью, можно записать

$$q_n [(l_n + l_{\text{обр}})^2 / 2] = R_1 (l_n - l_2) + R_2 l_n,$$

где q_n — равномерно распределенная нагрузка на крепь, кН/м²; l_n — максимальная поддерживаемая крепью ширина призабойного пространства лавы, м; $l_{обр}$ — шаг посадки непосредственной кровли, м; l_2 — расстояние между стойками в секции крепи, м. Значение q_n определяется из условия

$$q_n = \gamma_{ср} h_n,$$

где h_n — мощность непосредственной кровли пласта, м.

Опытом работы лав и исследованиями сближения пород в условиях пород первого класса по классификации ВУГИ доказано, что в большинстве случаев соблюдается следующая зависимость между реакциями крепи и конвергенцией пород над первым и вторым рядами стоек

$$R_1/\Delta h_1 = R_2/\Delta h_2.$$

Следовательно, уравнение совместной деформации стоек для устойчивых и средней устойчивости боковых пород будет иметь вид

$$\Delta h_1/(l_n - l_2) = \Delta h_2/l_n.$$

Преобразовав последние две зависимости и выразив R_2 через R_1 , получим:

$$R_2 = \frac{q_n(l_n + l_{обр})^2 l_n a}{2[l_n^2 + (l_n - l_2)^2]} + P,$$

где a — расстояние между осями соседних секций по длине лавы, м; P — распор стойки, необходимый для прижатия слоев непосредственной кровли к основной (равен установочному распору стойки), кН.

Аналогично для R_1 получим:

$$R_1 = \frac{q_n(l_n + l_{обр})^2 (l_n - l_2) a}{2[l_n^2 + (l_n - l_2)^2]} + P.$$

Расчеты сопротивления крепи по этому методу применяются при $8m \geq h_n \geq 4m$, не учитывают динамики процессов в системе крепь — боковые породы,

трещиноватости пород, вдавливания опорных элементов секций в кровлю, почву и др. Поэтому они ориентировочны, но для выбора крепи приемлемы.

Определив требуемое сопротивление крепи для условий конкретной лавы, можно установить допустимые размеры площадей опор из условия недопустимости вдавливания их в породы почвы и кровли.

Вдавливание перекрытий и оснований секций крепи зависит от фактических значений реакций R_ϕ , площади их контактирования с боковыми породами F_ϕ , состояния пород, наличия воды и др. При установке секции крепи после ее передвижки опорные поверхности как бы штампуют кровлю и почву со смятием выступов пород, сжатием угольного штыба под основаниями и др. Зоны повышенных концентраций напряжений, вызванных вначале установочным распором секций, а затем выходом их на рабочее сопротивление имеют место именно над перекрытиями и под основаниями. Чтобы избежать вдавливания элементов крепей в породы, необходимо соблюдать следующие условия:

$$R_{\phi \max} \leq (\sigma_{кр}/n) F_{кр};$$

$$R_{\phi \max} \leq (\sigma_{поч}/n) F_{поч},$$

где $\sigma_{кр}$, $\sigma_{поч}$ — пределы сопротивления пород кровли и почвы вдавливанию $F_{кр}$, $F_{поч}$ — контактные площади перекрытия (кровли) и основания (почвы) секции; n — коэффициент запаса прочности.

Ориентировочно, для донецких глинистых сланцев средней устойчивости в сухих забоях значения σ можно принять равными $\sigma_{кр} = 5-6$, а $\sigma_{поч} = 2-5$ МПа. Коэффициент запаса прочности n для этих же условий равен 4-6. Столь существенный запас вызывает: большую изменчивость в параметрах несущей способности пород и др.

Определив требуемые для данного забоя высотные и широтные размеры

секции крепи в увязке с размерами выбранных ранее выемочной и транспортной машин, мощностью пласта и другими горно-техническими параметрами лавы, установив нужное сопротивление секций и проверив их по условию недопустимости вдавливания в боковые породы, можно сравнительно оценить качество взаимодействия намечаемой к выбору крепи с кровлей, используя критерии $k_{ш}$, k_d , $k_{с.к}$ и $k_{к.к}$. Сущность критериев понятна из выражений:

$$k_{ш} = R_{заб}/R_{зав}; \quad k_d = (R_{н.р} + R_{р.п})/2R_{раз}; \\ k_{с.к} = VR_{заб}/(S + d); \quad k_{к.к} = (B - A)/A,$$

где $k_{ш}$ — критерий, учитывающий форму эпюры реакции перекрытия секции по ширине лавы; k_d — критерий, учитывающий неравномерность распределения реакции по длине лавы двух рядом стоящих секций; $k_{с.к}$ — критерий, учитывающий размеры, скорость крепления обнаженной комбайном кровли и реакцию перекрытия крепи у забоя; $k_{к.к}$ — критерий, учитывающий степень закрепления кровли у груди забоя; $R_{заб}$ — удельная реакция перекрытия крепи в полосе кровли у забоя шириной 0,5 м, кН/м²; $R_{зав}$ — удельная реакция перекрытия крепи в полосе кровли от конца верхняка у завала до места расположения равнодействующей реакции стоек секции, кН/м²; $R_{н.р}$ — активный начальный удельный распор (подпор) перекрытия секции в период ее передвижки на новое место, кН/м²; $R_{р.п}$ — удельная реакция перекрытия в момент после установочного распора секции, кН/м²; $R_{раз}$ — конечное усредненное удельное сопротивление наметенной к передвижке соседней секции крепи перед ее разгрузкой, кН/м²; V — скорость передвижки секций вдоль лавы, м/мин; S — расстояние от исполнительного органа комбайна до элемента крепи, закрепившего свежеснабженную кровлю в полосе шириной до 1 м от забоя, м; d — длина участка обнажаемой кровли, которая по разным при-

чинам не может быть закреплена (например, над исполнительным органом комбайна и др.), м; A — площадь кровли, образованная после выемки угля в бесстоечном пространстве, не поддерживаемая секцией крепи, м²; B — площадь кровли в бесстоечном пространстве, поддерживаемая перекрытием секции с учетом вероятности его контактирования, м².

Используя численные значения критериев и входящих в них параметров, можно дать сравнительную количественную оценку той или иной крепи.

Следует помнить, что технические ошибки при выборе механизированной крепи нельзя исправить за счет, например, лучшей организации очистных работ. Экономический эффект от ожидаемого внедрения той или иной крепи необходимо рассчитывать заранее. Оптимальное решение о выборе той или иной машины, системы машин и технологии работ не может быть принято без учета и знания влияния экономических факторов, действующих на производство в целом. Подземное производство, как известно, специфично и безопасность труда должна обеспечиваться прежде всего. Поэтому, выбирая механизированную крепь и комплекс очистных машин, в целом придерживаются соответствующих требований, которые изложены в ПБ и ПТЭ, являющихся отраслевыми директивными документами. Во всех случаях, когда в условиях конкретной лавы можно применять несколько комплексов оборудования или механизированных крепей, рациональный тип и типоразмер машины выбирают на основе технико-экономического сравнения вариантов. В качестве критерия может служить минимум приведенных и эксплуатационных, и капитальных затрат. Для этой цели должны быть использованы материалы отраслевой методики определения экономической эффективности новой техники и совершенствования производства в угольной промышленности.

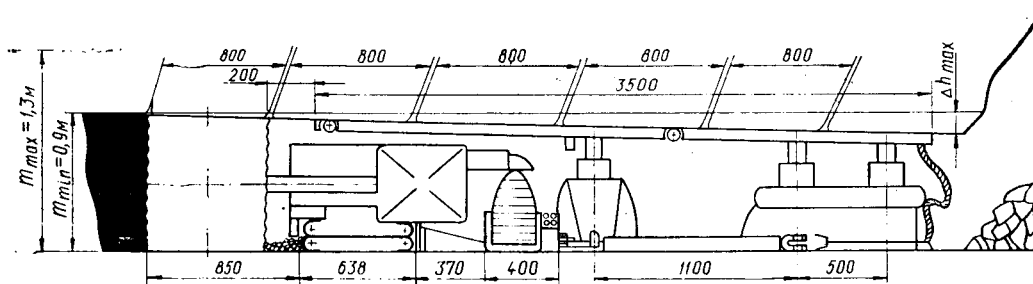


Рис. 5.6. Поперечное сечение лавы № 511 шахты «Терновская» (Западный Донбасс), оснащенной комплексом «Донбасс».

Пример 3. Для условий примера 1 с дополнениями, изложенными в примере 2, и с учетом принятых в этих примерах технических решений подобрать рациональную механизированную крепь. Дополнительные данные: по опыту работы соседней лавы № 509 не установлено осадки основной кровли. Характер разрушения непосредственной кровли — блоковый. Размер блока по ширине равен ширине захвата комбайна.

Решение. 1. Установим минимальное и максимальное значения мощности пласта в пределах намечаемого к отработке выемочного столба.

По данным примера 1 $m_{\min}=0,75$ м, $m_{\max}=0,95$ м.

2. Начертим в выбранном масштабе поперечное сечение лавы № 511 в месте, где имеется максимальное сближение пород с учетом особенностей возможного их разрушения (рис. 5.6).

3. Нанесем на чертеж контуры выбранных ранее комбайна и конвейера, а также секции, предварительно намеченной к выбору механизированной крепи.

Для условий данной лавы можно применить крепи комплексов «Донбасс» и КМК97Д. На шахтах Западного Донбасса предпочтение отдают крепи комплекса «Донбасс», поскольку она лучше приспособлена для работы в сложных условиях залегания пластов.

4. Определим минимальную рабочую высоту секции крепи с соблюдением требуемых высот свободного прохода и технологического зазора.

$$H_{\min} = m_{\min} - \Delta h_{\max} - \theta = 750 - 205 - 45 = 500.$$

При такой высоте секции крепи высота свободного прохода равна

$$h_{с.п} = H_{\min} - d_d - h_n = 500 + 108 + 100 = 292,$$

где d_d — диаметр домкрата, мм; h_n — толщина перекрытия, мм.

Такая высота не удовлетворяет требованиям эргономики. Следовательно, минимальная рабочая высота секции крепи в месте, где расположен свободный проход требуемого размера для людей, должна быть равна

$$H_{\min} = h_{с.п} + d_d + h_n = 500 + 108 + 100 = 708.$$

Если учесть, что прогиб пограничного контура непосредственной кровли, разрушаемой на блоки, в этом месте достигнет $\Delta h_{\max}=205$ мм, то у забоя минимальная мощность пласта должна быть 913 мм. В действительности же она равняется 750 мм, следовательно, для обеспечения нужного по высоте прохода для людей надо делать присечку вмещающих пород на высоту 163 мм.

Технологический (вертикальный) зазор между корпусом комбайна и перекрытием крепи при высоте комбайна от почвы пласта $h_{комб}=625$ мм и высоте (толщине) перекрытия $h_n=100$ мм в этом случае составит

$$h_{техн} = h_{\min} - h_{комб} - h_n = 913 - 625 - 100 = 188 \text{ мм.}$$

Этого зазора обычно достаточно для прохода корпуса комбайна с учетом изменений гипсометрии вдоль лавы. Однако, как показал опыт, если в лаве происходят вывалы пород непосредственной кровли, то возможно «хаткообразование», т. е. опускание конца перекрытия секции крепи у забоя вследствие расположения шарнира в перекрытии над свободным проходом для людей и других особенностей конструкции. В результате проход комбайна по лаве становится невозможным, поэтому каждую такую секцию разгружают с выпуском пород кровли и вновь устанавливают в требуемое положение. Следовательно, если в лаве № 511 не делать присечку вмещающих пород, то крепь комплекса «Донбасс» применять невозможно.

5. Максимальную высоту секции крепи определим по формуле

$$H_{\max} = m_{\max} - \Delta h_{\min} = 950 - 50 = 900.$$

По технической характеристике механизированной крепи комплекса «Донбасс», выпускаемой Дружковским машиностроительным заводом им. 50-летия Советской Украины, минимальная (жесткая) высота секции составляет 560, а максимальная — 1120 мм, раздвижность стоек (двойная гидравлическая) — 560 мм. Следовательно, для лавы № 511 высотные размеры серийно выпускаемой крепи вполне приемлемы, но при условии ведения небольшой подсежки вмещающих пород.

Свободный проход для персонала, обслуживающего комбайн, обеспечивается по секциям крепи лишь при минимальной их высоте, равной 708 мм. По ширине прохода ограничений нет, поскольку расстояние между осями стоек в этом месте составляет 1100 мм.

Минимальная высота рабочего пространства в нише должна быть

$$H_n = h_{n. \text{о min}} + h_{\text{бp}} + h_{\text{техн}} = 770 + 150 + 150 = 1070,$$

где $h_{n. \text{о min}}$ — высота исполнительного органа комбайна МК67 в смещенном положении, мм; $h_{\text{бp}}$ — толщина шпального бруса, мм; $h_{\text{техн}}$ — высота технологического зазора в нише, мм.

Следовательно, при $m_{\min} = 750$ мм в нише надо делать подрывку пород на 320 мм. Только при этом условии в нишу без перекрепления ее зайдет исполнительный орган комбайна МК67.

6. Определим ожидаемое сопротивление секций крепи в лаве № 511.

Условия лавы отнесены к первому классу по классификации ВУГИ. Осадки основной кровли бурно не проявляются, периодических нажимов на крепь в лаве № 509 не зафиксировано. По методике автора и сотрудников в условиях шахт Западного Донбасса рабочее сопротивление секции крепи можно определить, допуская, что блоки пород взаимодействуют с перекрытием крепи каждый в отдельности, т. е. трения между блоками нет, а за крепью со стороны выработанного пространства в предельном случае может зависнуть лишь один блок. Тогда общее количество блоков над крепью составит

$$n = (l_n/r) + 2,$$

где l_n — длина перекрытия крепи, м; r — ширина захвата комбайна, м.

Масса пород в одном блоке, приходящаяся на одну секцию,

$$Q = rh_n \gamma a,$$

где h_n — мощность непосредственной кровли, м; γ — плотность пород, т/м³; a — расстояние

между осями соседних секций по длине лавы, м.

Если система кровля — крепь находится в равновесии, то справедливо выражение

$$\sum MQ_n - MR_1 - MR_2 = 0.$$

Подставив значения моментов, получим

$$Q_1 r/2 + Q_2^{3/2} \cdot 2 + \dots + Q_n [(2n-1)/2] \cdot 2 - R_1(l_1 + r) - R_2(l_n + r) = 0.$$

После преобразований и перестановки выражение будет иметь вид

$$R_1(l_1 + r) + R_2(l_n + r) = Q_1 r/2 [1 + 3 + \dots + (2n-1)].$$

Записав правую часть в виде арифметической прогрессии, получим

$$R_1(l_1 + r) + R_2(l_n + r) = Q_n(rn^2/2).$$

Если отношения реакций секций крепи пропорциональны отношению сближений пород

$$R_1/R_2 = \Delta h_1/\Delta h_2,$$

то, решив систему уравнений, запишем

$$R_1 = (Q_n rn^2 \Delta h_1) / \{2[\Delta h_2(l_n + r) + \Delta h_1(l_1 + r)]\} + P;$$

$$R_2 = (Q_n rn^2 \Delta h_2) / \{2[\Delta h_2(l_n + r) + \Delta h_1(l_1 + r)]\} + P.$$

По этим выражениям можно ориентировочно определить реакции стоек секции при $8m \geq h_n \geq 4m$, но для этого надо знать Δh_1 и Δh_2 . Натурные измерения этих величин выполнены в лаве № 509, они составляют $\Delta h_1 = 0,040$ м; $\Delta h_2 = 0,033$ м. Если $\gamma_{\text{ср}} = 2,4$ т/м³, $h_n = 3$ м, $l_n = 3,3$ м, $r = 0,8$ м, $l_1 = 1,7$ м, $a = 1,3$ м, то масса одного блока пород

$$Q = rh_n \gamma a = 0,8 \cdot 3 \cdot 2,4 \cdot 1,3 = 7,5$$

а количество блоков над рабочим пространством забоя

$$n = (l_n/r) + 2 = (3,3/0,8) + 2 = 6,15.$$

Требуемое сопротивление стоек призабойной части секции крепи

$$R_1 = \frac{Q_n g r n^2 \Delta h_1}{2[\Delta h_2(l_n + r) + \Delta h_1(l_1 + r)]} + P = \frac{7,5 \cdot 9,8 \cdot 0,8 \cdot 6,15^2 \cdot 0,04}{2[0,033(3,3 + 0,8) + 0,04(1,7 + 0,8)]} + 260 = 452.$$

Таблица 5.1. Критерии и параметры оценки взаимодействия комплексов машин

Комплекс	Критерии и параметры													
	$k_{ш}$	$R_{заб}$	$R_{зав}$	k_d	$R_{н.р}$	$R_{р.п}$	$R_{раз}$	$k_{с.к}$	S	d	V	$k_{к.к}$	B	A
«Дон- басс» КМК 97Д	0,06	70	1200	0,5	800	0	1200	5,0	20	0,8	1,5	0,9	1,9	0,2
	0,05	28	550	0,3	320	0	530	3,2	12	0,8	1,5	0,62	2,1	0,8

Посадочная часть секции крепи должна иметь сопротивление не менее

$$R_2 = \frac{Q_n g r n^2 \Delta h_2}{2[\Delta h_2(l_n + r) + \Delta h_1(l_1 + r)]} + P =$$

$$= \frac{7,5 \cdot 9,8 \cdot 0,8 \cdot 6,15^2 \cdot 0,033}{2[0,033(3,3 + 0,8) + 0,04(1,7 + 0,8)]} + 520 = 712.$$

Призабойная часть секции крепи «Донбасс» имеет 2 стойки, а посадочная — 4. Следовательно, согласно расчету, нагрузка на каждую стойку призабойной части секции будет составлять 226 кН, а на стойку посадочной части — 170 кН. Примерно такие же реакции стоек были зафиксированы натурными измерениями в лаве № 509. В технической характеристике каждая стойка крепи «Донбасс» имеет сопротивление 300 кН.

Таким образом, рабочее сопротивление стоек механизированной крепи комплекса «Донбасс» соответствует условиям лавы № 511.

7. Проверку на вдавливание опорных элементов секций для крепи комплекса «Донбасс» делать не следует, поскольку эта крепь имеет самые большие опорные поверхности из всех пригодных для этих условий крепей.

8. Качество взаимодействия механизированной крепи комплекса «Донбасс» оценим в

сравнении с крепью комплекса КМК97Д, которая тоже применяется в шахтах Западного Донбасса. Значения критериев оценки и входящих в них параметров определены по проектным данным имеющихся в технической характеристике машин и сведены в табл. 5.1.

Сопоставляя критерии, нетрудно заметить, что комплекс «Донбасс» и его механизированная крепь, в частности, лучше взаимодействуют с боковыми породами по сравнению с комплексом КМК97Д. Поэтому первому отдается предпочтение для случаев отработки пластов склонных к вывалообразованиям и другим сложностям. Как видно из таблицы, особенно выделяются значения второго, третьего и четвертого критериев оценки. Это объясняется, в основном, особенностями конструкций механизированных крепей рассматриваемых комплексов машин. Следовательно, комплекс «Донбасс» в условиях лавы № 511 обеспечит более надежную работу по добыче угля.

В одиннадцатой пятилетке начато серийное производство комплекса КМ103, представляющего собой техническое усовершенствование комплекса КМ101. Механизированная крепь этого комплекса отличается от крепи комплекса «Донбасс» рядом новых технических решений: в частности, секции снабжены четырьмя стойками, часть перекрытий, обращенных к угольному забою, управляется специальными подпорными домкратами, передвижка секций осуществляется с подпором по заряженной схеме и др.

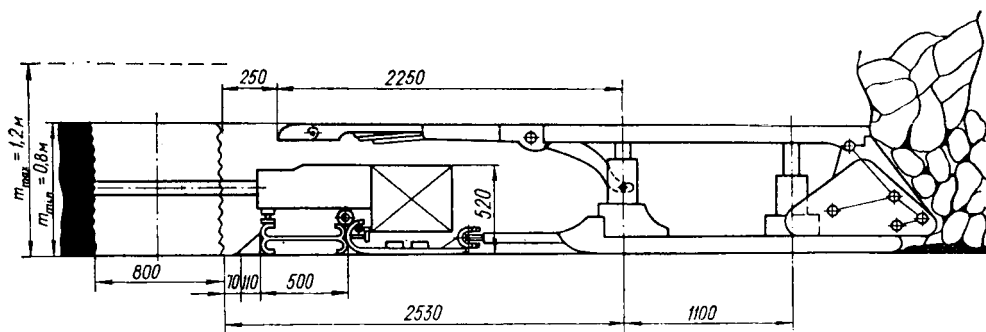


Рис. 5.7. Поперечное сечение лавы № 511 шахты «Терновская», оснащенной комплексом КД8

Все это повысит надежность работы крепи в условиях слабых вмещающих пород. Поперечное сечение лавы № 511, оснащенной, например, комплексом КД80, изображено на рис. 7. Этот комплекс позволит уменьшить прирост пустых пород.

Выводы. До освоения серийного производства комплексов КД80 или КМ103 для условий решаемого примера приемлем комплекс «Донбасс» второго типоразмера. Все машины

этого комплекса — комбайн МК67, скребковый конвейер СП63М, механизированная крепь — более полно раскрывают, как показали расчеты и передовой опыт, свои потенциальные возможности именно в таких условиях. Решив вопрос о рациональном техническом вооружении трудового коллектива, в данном случае лавы № 511, можно приступать к проектированию технологии и организации процессов, выполняемых в лаве и на ее сопряжениях.

Глава 6

ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ, ВЫПОЛНЯЕМЫЕ В ОЧИСТНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ ЗАБОЯХ И НА ИХ СОПРЯЖЕНИЯХ

6.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Стремление комплексно механизировать и затем комплексно автоматизировать производственные процессы добычи угля привело к созданию большого количества типов машин и их комплексов. В настоящий период отечественные машиностроительные заводы серийно выпускают такие комплексы очистных машин: КМ103, КМ88, КМ, КМТ, ОКП, КМ120, КМ130, ЦМ, АНЩ и др. В создание и освоение комплексов вложили труд многие крупные ученые, а также коллективы институтов, а именно: ИГД им. А. А. Сковородина, Гипроуглемаш, онУГИ, Донгипроуглемаш, ПНИИ, НИИ и др. Большая заслуга принадлежит Министерству угольной промышленности СССР и УССР, направляющим техническое и социальное развитие своих предприятий.

Сущность и особенности производственных процессов, выполняемых в очистных забоях и на их сопряжениях, целиком зависят от конструкции средств выемки угля, погрузки его, транспортировки по лаве, крепления боев, управления боковыми породами, механизации труда на сопряжениях, организации работ, в частности, монтажно-профилактических и т. п. Следовательно, на данном этапе развития

горного дела при изучении производственных процессов нельзя отдельно рассматривать технику, технологию и организацию работ, поскольку они тесно взаимосвязаны. Управление технологическими процессами должно также входить в технологию работ как ее неотъемлемая часть.

В современном механизированном очистном забое ведутся следующие производственные процессы: выемка (отбойка), погрузка и зачистка угля, транспортировка угля, передвижки секций механизированной крепи и забойного конвейера (на пластах с углами падения $\alpha \leq 35^\circ$, где требуется навалка угля), работы по обеспечению безопасности обслуживающего персонала, по устранению аварийных ситуаций, ремонтно-профилактические, а на сопряжениях лав — концевые процессы и операции. Уже перечень выполняемых в лаве работ свидетельствует о сложности технологической схемы добычи угля.

Максимальное упрощение технологии очистных работ достигается в случаях интеграции производственных процессов благодаря органическому объединению всех машин в единый агрегат. Уровень компоновки процессов во времени и пространстве предопределяет вид технологии очистных работ — поточная или поточно-циклическая. По-

точно-циклическая технология отличается от поточной необходимостью создания перерывов в работе по выдаче угля из лавы, например для выполнения концевых процессов, передвижки головок конвейера, сокращения штрекового конвейера, выпуска пород для исключения аварийных ситуаций и др. На данном этапе развития технических средств очистной добычи угля поточная технология пока не внедрена, но проводятся интенсивные научные и проектно-конструкторские работы в этом направлении.

Работы в очистном забое и на его сопряжениях имеют вероятностный характер, что объясняется непостоянством процессов, протекающих в системе «человек — машина», а также объекта труда. Скорость и качество выполнения таких лавных рабочих процессов, как выемка угля, передвижка секций механизированной крепи, передвижка конвейера, а также концевых процессов и операций, точно прогнозировать и программировать трудно. Следовательно, точно рассчитать ожидаемые нагрузки на забой и другие технико-экономические показатели пока невозможно. Современный очистной забой, таким образом, представляет собой сложную вероятностную подсистему, являясь частью еще более сложной, тоже вероятностной, системы «шахта». Поэтому вопросы ритмичности работы таких подсистем и систем являются важными для угольной промышленности. В связи с переходом горных работ на большие глубины и отработкой тонких и весьма тонких пластов со сложными условиями залегания, ритмичность работы лав и шахт становится архиважной для всего народного хозяйства страны. Рассмотрим сущность основных производственных процессов, выполняемых в современных очистных забоях, а затем вопросы сложения их в оптимальную технологическую схему.

6.2. ВЫЕМКА И ПОГРУЗКА УГЛЯ

6.2.1. Основные понятия и термины

Вывемка угля, точнее отбойка его от массива пласта и погрузка, может производиться различными способами. Из истории угольной промышленности известно, что вначале уголь отделяли от массива ручными инструментами, затем применяли для этой цели взрывчатые вещества, позже — врубовые машины, а в настоящее время почти повсеместно применяют комбайны и режущие струги. Ученые разрабатывают новые способы отделения угля, например с использованием сил горного давления, электрогидравлического эффекта и др. Одновременно идет поиск не традиционной технологии разработки угля, например подземной газификации, перевода угля в пастообразное состояние, превращение в нефть и др. Существующая технология добычи угля в забоях еще имеет колоссальные резервы и задача угольщиков состоит в том, чтобы выявить и использовать эти резервы.

Термин *добыча угля* имеет более широкий смысл, чем *вывемка угля*, и означает совокупность основных и вспомогательных процессов, выполняемых в очистном забое и на его сопряжениях с целью отбойки угля от пласта, погрузки его на транспортное средство и выдачи угля в прилегающую выработку. Следовательно, термин *добыча угля* распространяется на все работы, производимые в очистном забое. Термин же *разработка угля* имеет еще более широкий смысл, чем *добыча угля*, и включает в себя все основные и вспомогательные подземные и поверхностные работы, выполняемые на шахте с целью добычи угля, выдачи его на поверхность и передачи угля непосредственно потребителю или обогатительной фабрике, а также работы по вскрытию и подготовке новых запасов.

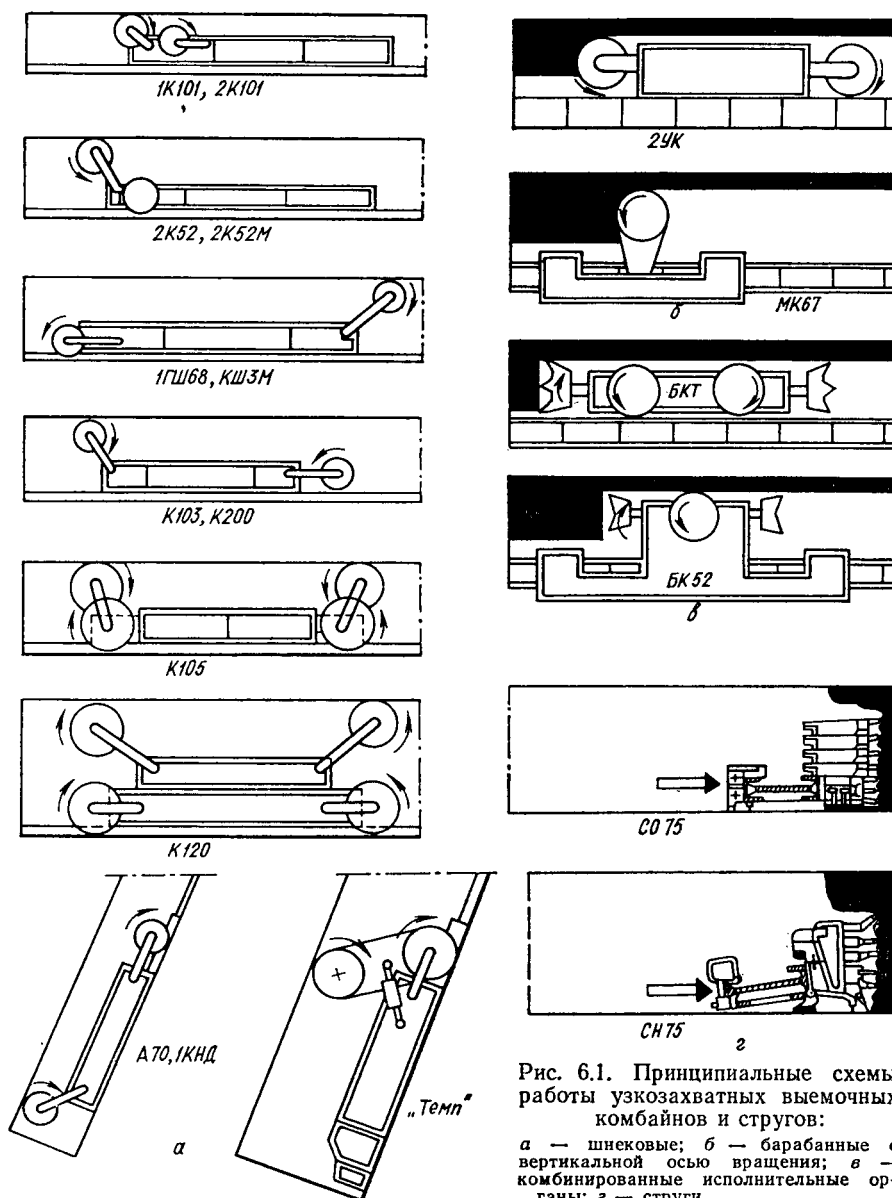


Рис. 6.1. Принципиальные схемы работы узкозахватных выемочных комбайнов и стругов:
 а — шнековые; б — барабанные с вертикальной осью вращения; в — комбинированные исполнительные органы; г — струги.

6.2.2. Схемы работы выемочных машин и основные способы выемки угля

В настоящее время выемку угля в СССР ведут преимущественно узкозахватными комбайнами и в небольшом

количестве стругами, принципиальные схемы которых приведены на рис. 6.1. Комбайны со шнековыми исполнительными органами типов 1К101, 2К52, ГШ68, КШЗМ, К103, К105, К120 и др. относительно просты по конструкции, способны отделять уголь от массива

пласта при изменяющейся его мощности, имеют простую регулировку положения исполнительных органов, высокую производительность, производят самозарубку в угольный пласт, погружают большую часть отделенного угля на забойный конвейер и т. д. Однако недостатки этих комбайнов состоят в том, что они могут эффективно применяться на пластах с сопротивляемостью резанию до 300 кН/м, дают большой выход штыбов класса 0—6 мм.

Крепкие и вязкие угли с сопротивляемостью резанию до 400 кН/м способны разрушать комбайны, имеющие барабанные исполнительные органы с вертикальной осью вращения. Например, такие комбайны, как МК67М, КА80 и др. отделяют уголь от массива пласта с относительно небольшими энергозатратами, улучшают сортность добываемого угля, достаточно устойчивы на конвейере. Недостатками этих комбайнов являются: некоторые затруднения с погрузкой отбитого угля на забойный конвейер, сложность узла регулировки исполнительного органа по мощности пласта, сложность самозарубки в угольный пласт и др.

Буровой, точнее комбинированный, исполнительный орган имеют комбайны БКТ, БК52, БШ и др. Такие органы позволяют комбайну отделять уголь любой сопротивляемости резанию, увеличивают выход крупных фракций угля, уменьшают пылеобразование и т. д. Основные недостатки таких комбайнов: сложность конструкции, невозможность производить фронтальную самозарубку и др.

На тонких пластах крутого падения применяют комбайны А70, 1КНД, «Темп» и др. Они имеют барабанные исполнительные органы с горизонтальной осью вращения. Приоритет в создании и применении таких комбайнов принадлежит СССР.

В годы десятой пятилетки на пластах пологого падения начали применять в промышленных масштабах струги раз-

личной конструкции, например СО75 СН75, УСТ2А и др. По принципу работы струги разделяются на *статические* и *динамические*. Первые разрушают уголь с поверхности забоя строганием. Статические усилия на резцы струг передаются с приводов, расположенных на концах забойного конвейера, посредством гибких тяговых органов — цепей. Струг, по сравнению с комбайном, более прост по конструкции, по лаве перемещается быстрее, отбивает уголь в виде стружки толщиной до 150 мм. Динамические струги отделяют уголь от массива пластов тоже режущим инструментом, но взаимодействием этого инструмента с угольным пластом носит динамический характер. Эти струги пока находятся в стадии создания.

Струги более экономичны в эксплуатации, благодаря простоте конструкции работают в отжатой части пласта и поэтому обеспечивают большой выход крупных фракций и меньшую удельную энергоемкость выемки угля. Персонал обслуживающий струги, меньше перемещается по лаве, что весьма важно на тонких пластах.

Струговая выемка угля не вызывает существенной динамики геомеханических процессов, что важно для обеспечения целостности пород в зоне опорного давления, при решении ряда вопросов, связанных с предупреждением внезапных выбросов угля и газа, и других случаях. Вместе с тем, струговой выемке угля присущ существенный недостаток — ограниченная область применения. Струги современной конструкции нельзя применять для отработки пластов с неустойчивыми кровлями, крепкими и вязкими углями, при наличии прочной спайки верхней или нижней пачек угольного пласта с вмещающими породами, при сложной геометрии. Вопросы крепления забоев струговых лав решаются сложнее. Поэтому в СССР проводятся научные и проектно-кон-

рукторские работы по совершенствованию как струговой, так и комбайновой выемки угля.

6.2.3. Проектирование, расчет и анализ скорости подачи очистного комбайна

Процесс выемки угля в любых горно-технических условиях очистного забоя, независимо от типа выемочной машины, подчиняется некоторой сложной закономерности функционирования. Опыт и исследования показывают, что на ход выемки угля влияет множество управляемых и неуправляемых факторов. Критериями оценки хода выемки угля могут быть: производительность лавы в тоннах за единицу времени, производительность труда рабочих в тоннах за единицу времени, трудоемкость работ по процессу и другие показатели. Сложнейшие физико-механические явления, непрерывно протекающие в боковых породах и краевой части угольного пласта, с которой при выемке угля взаимодействуют машина и человек, влияют на ход выемки и пока малоуправляемы.

В настоящее время можно полностью управлять скоростью подачи выемочной машины, шириной ее захвата, длиной лавы и выемочного столба, другими геометрическими параметрами очистного забоя и его сопряжений с подготовительными выработками. В какой-то мере можно изменять физическое состояние самого угольного пласта. Другие количественные и качественные характеристики забойных машин в лаве изменять труднее. Численность и уровень подготовки обслуживающего персонала, материально-техническое обеспечение работ, газоснабжение, режим и организацию производственных процессов и другие факторы, в том числе социально-психологические, в определенных пределах тоже можно регулировать. Скорость подачи выемочной машины — основной

параметр, определяющий ее производительность, — зависит от мощности двигателя, сопротивляемости угля резанию, параметров режущего инструмента, особенностей машины, уровня квалификации обслуживающего персонала и многих других факторов. Точно учесть влияние всех факторов в данном очистном забое на скорость подачи машины пока невозможно. В настоящее время лучшей для расчета скорости подачи комбайна считается методика, рекомендуемая Минуглепромом СССР в соответствии с ОСТ 12.47.001—73. Она разработана в ИГД им. А. А. Скочинского на основе положений создаваемой теории резания угля.

Основными зависимостями, отражающими сущность этой методики, являются

$$V_{\pi} = V_{\pi, \text{пр}} K_{\text{вп}};$$

$$V_{\pi} = V_{\pi, \text{тяг}} K_{\text{вп}}.$$

Приведем расшифровку обозначений. $V_{\pi, \text{пр}}$ — это скорость подачи комбайна, рассчитанная по установленной мощности привода при известных сопротивляемости пласта резанию A_p и мощности пласта m . В табл. 6.1 приведены результаты расчетов V_{π} и другие параметры ряда комбайнов, определенные с учетом коэффициента отжима угля $K_{\text{от}}$, рассчитанного по формуле

$$K_{\text{от}} = 0,48 + (r - 0,1m)/(r + m).$$

Для действующего очистного забоя лучше определять V_{π} по фактическим значениям $K_{\text{от. ф}}$, измеренным непосредственно в забое. Пересчет значений производится по формуле

$$\bar{A}_{p, \text{ф}} = \bar{A}_p (K_{\text{от. ф}}/K_{\text{от}}).$$

Скорость подачи комбайна $V_{\pi, \text{тяг}}$, рассчитанная по допустимому тяговому усилию, определяется по выражению

$$V_{\pi, \text{тяг}} = (V_{\pi, \text{пр}}/F_{\pi})[F_{\text{тяг}} - 1,4G(0,2 + 0,016z)], \quad (6.1)$$

Таблица 6.1. Количественные характеристики некоторых выемочных комбайнов

Тип комбайна	Тип резцов и их число в линии резания	Ширина заката, м	Вынимаемая мощность пласта m , м	Масса комбайна, т	Скорость подачи $V_{п.пр}$, м/мин, рассчитанная по мощности привода, при сопротивляемости угла резанию, кН/м				Составляющая сил резания в направлении подачи (кН) при сопротивляемости резанию, кН/м				Технически допустимая скорость подачи $V_{п.доп}$, м/мин	Расчетный коэффициент готовности комбайна
					100	200	300	400	100	200	300	400		
1К101	И90В, $m_p=2$	0,8	0,8—1,2	9,7	4,5—3,9	2,7—1,8	1,5—1,0	—	3,1	3,5	3,7	—	4,5	0,84
		0,63	0,8—1,45	10,0	10,0	10—5,6	7,0—3,9	5,6—3,1	2,5	4,6	5,0	5,8	10,0	0,84
2К101	ЗР180, $m_p=1$	0,8	0,8—1,45	10,5	10,0—8,0	7,7—4,3	5,3—2,9	4,2—2,3	3,2	4,8	5,4	6,3	6,0	0,84
МК67	УМК90, $m_p=2$	0,8	0,8—1,2	9,4	6,0	4,6—3,7	3,2—2,3	2,6—1,7	4,4	5,7	6,6	7,3	6,0	0,77
2К52М	И90В, $m_p=1$	0,63	1,0—1,7	10,5	5,5	5,3—3,4	4,0—2,2	3,2—1,9	4,4	5,2	5,6	6,1	5,5	0,84
1ГШ68	И90МБ, $m_p=2$	0,63	1,1—2,5	16,0	6,0	6,0—5,4	6,0—2,8	4,6—2,0	5,2	7,4	9,1	10,6	6,0	0,87
2ГШ68	ЗР180, $m_p=2$	0,63	1,1—2,5	17,0	10,0	10—8,2	9,0—5,4	7,5—3,1	5,2	7,6	10,8	13,6	10,0	0,87
КШ1КГ	И79Б, $m_p=3$	1,63	1,6—3,2	13,5	4,1—2,2	1,7—0,8	0,8—0,4	—	5,2	5,9	6,6	—	6,0	0,14
					6,0—4,1	3,1—1,4	1,8—0,8	1,1—0,4	6,2	6,9	7,9	8,5	4,4	
КШЗМ	И79Б, $m_p=3$	0,50												
		0,63	1,6—3,2	24,0	5,5	3,6	2,0	1,4	6,4	8,3	9,4	10,3	5,5	0,90

где F_n — составляющая силы резания в направлении подачи комбайна (определяется по данным табл. 6.1); $F_{гип}$ — тяговое усилие подающей части, кН; G — масса комбайна, т; α — угол падения пласта при перемещении лавы по простиранию, град.

Рассчитанная по выражению (6.1) скорость подачи сравнивается с технической допустимой, соответствующей тяговому усилию. $K_{вп}$ — коэффициент увеличения скорости подачи с учетом вязкоупругих свойств углей ($K_{вп}=1,0$ для вязких углей, 1,15 для хрупких и 1,3 для весьма хрупких углей — антрацитов).

Если в табл. 6.1 нет нужных значений m и A_p , то величины $V_{п.пр}$ и F_n можно найти путем линейной интерполяции имеющихся значений.

Скорость $V_{п.пр}$ по m интерполируется по формуле

$$V_{п.пр} = V_{п.пр_1} - [(m - m_1)/(m_2 - m_1)](V_{п.пр_1} - V_{п.пр_2}),$$

где m — заданное значение вынимаемой мощности пласта, м; m_1 и m_2 — соответственно, меньшее и большее табличные значения вынимаемой мощности пласта, м; $V_{п.пр_1}$ и $V_{п.пр_2}$ — табличные значения скорости подачи комбайна, соответствующие m_1 и m_2 , м/мин.

Для двух соседних значений A_p (A_p^I — меньшее, A_p^{II} — большее) определяются $V_{п.пр}^I$ и $V_{п.пр}^{II}$ соответственно $V_{п.пр}^I$ и $V_{п.пр}^{II}$.

Интерполяция $V_{п.пр}$ по сопротивляемости пласта резанию производится по выражению

$$V_{п.пр} = V_{п.пр}^I - [(A_p - A_p^I)/(A_p^{II} - A_p^I)](V_{п.пр}^I - V_{п.пр}^{II}).$$

При заданном значении сопротивляемости пласта резанию составляющая силы резания в направлении подачи комбайна интерполируется так

$$F_n = F_n^I - [(A_p - A_p^I)/(A_p^{II} - A_p^I)](F_n^I - F_n^{II}),$$

где $F_{\text{п}}^I$, $F_{\text{п}}^{II}$ — составляющие силы резания в направлении подачи комбайна, соответствующие $A_{\text{р}}^I$ и $A_{\text{р}}^{II}$, кН.

Значения $V_{\text{п.пр}}$ и $F_{\text{п}}$, приведенные в табл. 6.1, рассчитаны для вязких углей при различных значениях $\bar{A}_{\text{р}}$ в неотжачной зоне.

Разумеется, $\bar{A}_{\text{р}}$ представляет собой средневзвешенные по объему значения сопротивляемости угля резанию, прослоек и включений, содержащихся в пласте. Расчетные значения $\bar{A}_{\text{р}}$ можно определить, пользуясь «Классификацией по сопротивляемости резанию углей и угольных пластов основных бассейнов СССР» (М., ИГД им. А. А. Скочинского, 1970) или другими материалами.

Если по каким-либо соображениям определение $V_{\text{п.пр}}$ по табл. 6.1 не удовлетворяет, то можно воспользоваться имеющимися в специальной литературе эмпирическими формулами, выведенными учеными ИГД им. А. А. Скочинского, на основе которых и выполнены расчеты. Например, при выемке комбайном вязких углей в шахтах Донбасса:

$$V_{\text{п. пр}} = 1/E \{ 1/K_{\text{от}} (33/\bar{A}_{\text{р}} - 0,063) [dP_{\text{д}} - (30 + 0,1\bar{A}_{\text{р}})] - [10,4 - 1070/(560 - \bar{A}_{\text{р}})] \}, \quad (6.2)$$

а при выемке хрупких углей

$$V_{\text{п. пр}} = (0,006 S_{\text{ср. доп}} V_{\text{р}} n_{\text{р. р}}) / r m, \quad (6.3)$$

где $E = (3,33 \Phi_{\text{и}} t_{\text{ср}}) / n_{\text{а}} V_{\text{р}}$ и $d = 102 \eta_{\text{и}} / n_{\text{р. р}} V_{\text{р}}$ — параметры, характеризующие конструкцию выемочного комбайна; $\Phi_{\text{и}}$ — диаметр барабана исполнительного органа выемочной машины, м; r — полезный захват комбайна, м; $t_{\text{ср}}$ — среднее расстояние между линиями резания, см; $n_{\text{а}}$ — число активных резцов в линии резания, шт.; $V_{\text{р}}$ — скорость резания, м/с; $\eta_{\text{и}}$ — к. п. д. трансмиссии исполнительного органа; $n_{\text{р. р}}$ — число одновременно режущих резцов исполнительного органа (для

шнековых, барабанных и дисковых исполнительных органов $n_{\text{р. р}}$ определяется по выражению

$$n_{\text{р. р}} = \left[0,5\pi + \arcsin \left(\frac{2m_i}{\Phi_{\text{и}}} - 1 \right) \right] / 2\pi,$$

m_i — часть мощности пласта, вынимаемая одним шнеком, м); $K_{\text{от}}$ — коэффициент отжима угля; $P_{\text{д}}$ — устойчивая мощность двигателя (составляет 0,60—0,85 P в час), кВт; $S_{\text{ср. доп}}$ — допустимое среднее сечение при отбивке выемочной машиной угля с заданной сопротивляемостью резанию, см² ($S_{\text{ср. доп}}$ определяется, например для шахт Донбасса, в которых добываются угли марок Г, Д, ПА, А, по формуле

$$S_{\text{ср. доп}} = (z_{\text{ср}} - 3\bar{A}_{\text{р}} K_{\text{от}} - 250) / (0,6\bar{A}_{\text{р}} K_{\text{от}}),$$

$\bar{A}_{\text{р}}$ — сопротивляемость угля резанию в целике, т. е. в неотжачной зоне; среднее значение силы резания $z_{\text{ср}}$, развиваемое приводом данного комбайна на зубках исполнительного органа, равно

$$z_{\text{ср}} = (1020 P_{\text{д}} \eta_{\text{и}}) / (V_{\text{р}} n_{\text{р. р}}).$$

Следовательно, по этим формулам рассчитываются возможные значения $V_{\text{п.пр}}$ с учетом конструктивных особенностей данной выемочной машины, физико-механических свойств пласта и его прослоек, а также действия сил горного давления, например, проявляющихся в отжиме угля.

Установив $V_{\text{п.пр}}$ и $V_{\text{п.тяг}}$, принимают скорость подачи, меньшую по абсолютному значению. Обычно для лав с $\alpha = 0-35^\circ$ $V_{\text{п.пр}} > V_{\text{п.тяг}}$. Разумеется, расчетное значение принятой скорости подачи не может быть большим паспортного, указанного в характеристике машины.

Пример. Определить возможную скорость подачи комбайна ИГШ68 при следующих данных: угольный пласт $m=1,6$ м, хрупкий, $\alpha=12^\circ$. Сопротивляемость угля резанию $\bar{A}_{\text{р}}=240$ кН/м. Мощность прослоек алевролита — 0,31 м с $\bar{A}_{\text{р}}=350$ кН/м, $K_{\text{от}}=0,73$.

Решение 1. Средневзвешенное значение A_p^1 пласта с учетом прослойка

$$A_p^1 = (240 \cdot 1,29 + 350 \cdot 0,31) / 1,6 = 262 \text{ кН/м.}$$

2. Расчетное значение $K_{от}$ определим из зависимости

$$K_{от} = 0,48 + (0,63 - 0,1 \cdot 1,6) / (0,63 + 1,6) = 0,69.$$

3. Рассчитаем фактическую сопротивляемость пласта резанию

$$\bar{A}_{p.ф} = 262 \cdot 0,73 / 0,69 = 277,2 \text{ кН/м.}$$

4. Скорость подачи комбайна $V_{п.пр}$ при $A_p = 200$ кН/м при мощности пласта 1,6 м определим по формуле

$$V_{п.пр} = 6,0 - [(1,6 - 1,1) / (2,5 - 1,1)] \times (6,0 - 5,4) = 5,8 \text{ м/мин.}$$

5. Скорость подачи $V_{п.пр}$ при $A_p = 300$ кН/м составит

$$V_{п.пр} = 6,0 - [(1,6 - 1,1) / (2,5 - 1,1)] \times (6,0 - 2,8) = 4,9 \text{ м/мин.}$$

6. Скорость подачи комбайна по установленной мощности привода при $A_p = 280$ кН/м будет

$$V_{п.пр} = 5,8 - [(280 - 200) / (300 - 200)] \times (5,8 - 4,9) = 5,1 \text{ м/мин.}$$

7. Составляющую силы резания в направлении подачи комбайна при $A_p = 280$ кН/м вычислим по формуле

$$F_n = 74 - [(280 - 200) / (300 - 200)] \times (74 - 91) = 88 \text{ кН.}$$

8. Скорость подачи комбайна по допустимому тяговому усилию составит

$$V_{п.тяг} = 5,1 / 88 [160 - 1,4 \cdot 160(0,20 + 0,016 \cdot 12)] = 4,2 \text{ м/мин.}$$

9. Поскольку $V_{п.тяг} < V_{п.пр}$, скорость подачи комбайна примем равной 4,2 м/мин.

10. В связи с тем, что уголь данного пласта хрупкий ($60 < A_p = 262 < 300$ кН/м), полученную скорость подачи следует увеличить на 15 %, т. е.

$$V_n = 4,2 \cdot 1,15 = 4,83.$$

Следовательно, в данных условиях скорости подачи комбайна 1ГШ68 можно доводить до 4,83 м/мин.

По формуле (6.3) допустимая скорость подачи комбайна 1ГШ68 в рассмотренных выше условиях определяется так:

$$V_{п.пр} = [(0,006 V_p n_{p.p}) / (r m_t)] \cdot [(z_{cp} - 3 \bar{A}_p K_{от} - 250) / (0,6 \bar{A}_p K_{от})].$$

Вначале определим $n_{p.p}$

$$n_{p.p} = \left[0,5 \cdot 3,14 + \arcsin \left(\frac{2 \cdot 1,25}{1,25} - 1 \right) \right] / (2 \cdot 3,14) = 19 \text{ (резцов).}$$

Затем рассчитаем среднее значение силы резания на зубках исполнительного органа машины

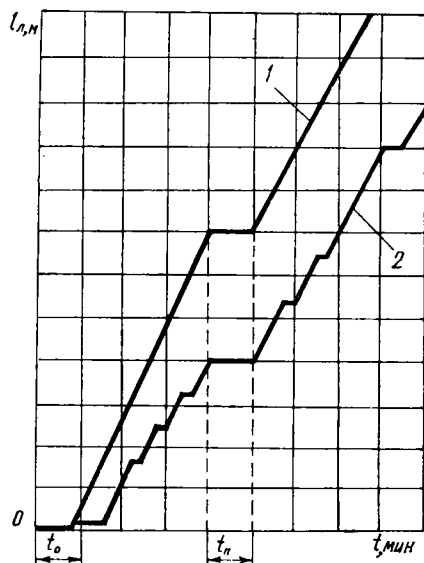
$$z_{cp} = (1020 \cdot 1 \cdot 110 \cdot 0,95) / (2,80 \cdot 19) = 2003,5,$$

тогда

$$V_{п.пр} = \frac{0,006 \cdot 2,8 \cdot 19}{0,63 \cdot 1,25} \times \frac{2003,5 - (3 \cdot 262 \cdot 0,73) - 250}{0,6 \cdot 262 \cdot 0,73} = 4,16.$$

Следовательно, по формуле (6.3) результат получился несколько ниже, что объясняется несовершенством методики, недостаточной точностью расчетов, колебаниями значений некоторых исходных данных и другими причинами. Такой результат приемлем для проектирования процесса выемки угля.

Кроме расчетного способа среднюю скорость подачи выемочной машины в лаве можно определить экспериментально на основе хронометражных исследований. Дело в том, что в реальной лаве подача (движение) комбайна, если рассматривать его в течение не одной минуты, а смены, вследствие случайных перерывов в работе, графически (рис. 6.2) описывается ступенчатой ломаной линией. Идеализированно же представление о движении комбайна в лаве можно получить, используя приведенные формулы. Поэтому для условий конкретной лавы лучше отдать предпочтение определению V хронометражным исследованием.



ис. 6.2. График изменения скорости подачи комбайна в лаве:
— идеализированный; 2 — фактический процесс;
 t_0 — планируемый перерыв в работе.

Закон изменения скорости подачи комбайна в лаве, имеющий вид $V_{\text{п}}(t) = dl_{\text{п}}(t)/dt$, свидетельствует о том, что клон функции $l_{\text{п}}(t)$ на различных участках графика может быть различным, т. е. на отдельных участках лавы комбайн движется с различной скоростью. Адекватно математически описать подачу комбайна в лаве в принципе можно, но надо хорошо разобраться в причинах перерывов в работе и изменениях скорости движения. Сведения, связанные с разбором и классификацией причин перерывов в работе выемочных машин, приведены в специальной литературе.

В общем виде все причины перерывов в работе можно разделить на группы: *горно-геологические, технические и организационные*. С другой стороны, все перерывы в работе комбайна бывают *случайными и регламентированными*. Случайные перерывы могут происходить по лавным и внелавным причинам. Кроме того, перерывы

в течение смены различают *устраняемые и неустраняемые*. В табл. 6.2 в качестве примера в целом представлены все возможные конкретные причины перерывов в работе выемочной машины.

Следовательно, подача комбайна по лаве, иллюстрируемая ломаной линией 2 (см. рис. 6.2), состоит из периодов работы комбайна и периодов его простоев. Частота возникновения перерывов на один цикл выемки угля в лаве носит вероятностный характер. Это значит, что, определяя фактическую $V_{\text{п}}$, следует применять методы расчетов, базирующиеся на теории вероятностей.

Многочисленные хронометражные исследования, проведенные в лавах шахт Донбасса, показывают, что длительность простоев комбайна по техническим причинам независимо от вида перерывов подчиняется гамма-распределению с плотностью

$$f(t) = [\lambda^n / \Gamma(\eta)] t^{\eta-1} e^{-\lambda t},$$

где $\Gamma(\eta)$ — гамма-функция; λ — интенсивность распределения перерывов; n — количество перерывов.

Длительность простоев комбайна по организационным внелавным причинам тоже подчиняется гамма-распределению, а по внутрилавным — экспоненциальному распределению с плотностью

$$f(t) = \lambda e^{-\lambda t}.$$

Длительность простоев комбайна по горно-геологическим причинам подчинена экспоненциальному распределению. Вероятность возникновения простоев комбайна по всем видам причин перерывов распределяется по закону Пуассона

$$P(m) = (\lambda^m / m!) e^{-\lambda}.$$

Скорость движения комбайна в лаве описывается нормальным законом

$$f(V) = \left(1/\sigma\sqrt{2\pi} \right) e^{-\frac{(V-\mu)^2}{2\sigma^2}}.$$

Таблица 6.2. Классификация причин перерывов в работе комбайна

Причины перерывов	Горно-геологические	Технические	Организационные
Внутри-лавные	Разборка вывала, завала, внезапное повышение выделения метана из пласта, появление очень твердого включения в пласте, падение крупной глыбы из кровли, протек воды и др.	Неисправность машины (порыв тяговой цепи, повреждение кабеля, порыв кабелеукладчика, поломка лыжи и др.), неисправность конвейера (порыв тяговой цепи, выход из строя турбомуфты, рассоединение рештаков и др.), неисправность механизированной крепи (порыв трубопровода рабочей жидкости, неисправность насосной станции, большие перетоки жидкости и др.)	Поздний приход рабочих, отсутствие необходимых материалов и запасных частей, большое отставание с передвижкой секций механизированной крепи, отсутствие эмульсии в гидросистеме крепи и др.
Внелавные	Завал или вывал на сопряжении лавы со штреком, перекрепление штрека, суфлярное выделение метана, отсутствие порожняка под лавой из-за поддутия почвы и др.	Порыв ленты на участковом конвейере, авария на внутришахтном транспорте, внезапное отключение электроэнергии, задержка подачи порожняка и т. п.	Остановка лавы инспектором вследствие нарушений ПТЭ и ПБ на участке, поздние приходы и ранние уходы рабочих, занятых на внелавных процессах и др.

Численная проверка правильности этих распределений, произведенная по критерию Пирсона χ^2 , а также графическим способом, дала удовлетворительные результаты.

Таким образом, стремление учесть многие факторы, влияющие на ход выемки угля в реальной лаве, в том числе простой комбайна и изменения его скорости, приводят к необходимости введения среднеквадратичного отклонения скорости подачи от ее среднего значения. Для этого надо знать значения интегральной функции $F(V_{\text{п}})$. По данным Э. И. Гойзмана, например для лав, оснащенных комплексами КМ87, среднеквадратичные отклонения скорости движения комбайна σ составляют 0,158—0,496.

Сопоставляя разные методы установления скорости подачи комбайна, можно утверждать, что для конкретного забоя, оснащенного определенным комплексом машин, лучше определять $V_{\text{п}}$ по хронометражным наблюдениям.

При проектировании же процесса выемки угля можно воспользоваться приведенной выше методикой, разработанной в ИГД им. А. А. Скопинского. Затем определенную тем или иным способом $V_{\text{п}}$ проверяют по скорости крепления призабойного пространства газовому фактору и приемной скорости конвейера, а в отдельных случаях и по тепловому фактору.

Рассматривая разные способы определения скорости подачи выемочной машины в лаве, горно-технические параметры, такие, например, как длина лавы, мощность пласта и другие, принимались постоянными величинами. Между тем исследованиями и опытами работы установлено, что длина лавы, мощность пласта существенно влияют на $V_{\text{п}}$. Например, с увеличением длины лавы обычно увеличивается перегрев двигателя комбайна, а следовательно учащаются его остановки. Вместе с тем, увеличение длины лавы снижает удельные простои выемочной машины.

на ее сопряжениях. Следует отметить, что чем больше длина лавы, тем выше усталость машиниста комбайна и его помощника, а следовательно, возможны более частые остановки комбайна. Чем длиннее лава, тем больше в ней остановок по причине отказов оборудования, технологически жестко соединенного с комбайном. По этим и другим причинам, например на шахтах производственного объединения «Павлоградуголь», скорость подачи комбайнов МК67, работающих в составе комплексов «Донбасс», достигает максимальных значений при длине лавы 200 м. Вероятно, такая длина лавы для шахт Западного Донбасса на сегодня является оптимальной с учетом этой точки зрения. В составе комплексов КМ87 и КМ88 работают комбайны 2К52М, ГШ68 и др. Скорость подачи этих комбайнов максимальна при длине лавы 170—220 м.

Влияние мощности пласта на скорость подачи, например комбайнов 2К52М и МК67, можно оценить по эмпирическим корреляционным выражениям:

$$V_{п\ 2К52М} = 2,58m^2 - 7,11m + 6,530 \text{ м/мин}$$

при $1,2 \text{ м} \leq m \leq 2,0 \text{ м};$

$$V_{п\ МК67} = 1,15m^2 + 3,03m - 0,508 \text{ м/мин}$$

при $0,7 \text{ м} \leq m \leq 1,3 \text{ м}.$

Анализ этих выражений показывает, что с увеличением мощности пласта от 1,2 до 1,4 м, скорость подачи, например комбайнов 2К52М падает, а затем, при дальнейшем росте мощности до 2 м, увеличивается. Это, вероятно, объясняется тем, что отжим угля, несмотря на увеличение общей площади разрушения пласта исполнительным органом, начинает влиять в большей мере именно при мощности 1,4—2,0 м. У комбайнов МК67 скорость подачи растет с увеличением вынимаемой мощности пласта и начинает стабилизироваться при $m=1,3$ м. Это

происходит потому, что в этом диапазоне мощности пласта начинает резко падать погрузочная способность исполнительного органа комбайна.

Непосредственные наблюдения за работой машинистов комбайнов в лавах, где достигаются суточные нагрузки 1000 т угля и больше, показывают, что на скорость подачи существенно влияет профессионально-техническое мастерство и отношение рабочих к делу. Количественные закономерности этого влияния могут быть установлены лишь при специальном изучении деятельности рабочих с обязательным учетом социально-психологических факторов.

Таким образом, во всех случаях рассчитанная скорость подачи комбайна для конкретной лавы должна быть скорректирована с учетом среднеквадратичного ее отклонения, например равного $\sigma=0,3$ от ее среднего значения. Иначе говоря, если $V_{п}$ колеблется в пределах $\pm 30\%$, то это явление для лавы вероятностной системы закономерное.

6.2.4. Особенности средств и способов выемки угля на весьма тонких пластах

В этих условиях выемка угля осуществляется комбайнами, стругами, бурошнековыми и другими машинами. Заслуживает внимания выемка угля на весьма тонких горизонтальных пластах широкозахватными комбайнами КЦТГ, положительный опыт работы которых накоплен, например, на шахте «Першотравнева» производственного объединения «Павлоградуголь» в Западном Донбассе.

Широкозахватные комбайны теперь применяются лишь на весьма тонких пластах в связи с тем, что узкозахватные комбайны в таких условиях на конвейере разместить невозможно по причине стесненности по высоте рабочего пространства. Попытки создать

высокопроизводительный узкозахватный комбайн, работающий с почвы весьма тонкого пласта по схеме «в лоб уступа», пока не увенчались успехом. Вопросы механизированного крепления рабочего пространства вслед за проходом широкозахватного комбайна также не получили удовлетворительного решения. Кроме того, механизировать передвижку конвейеров при этих комбайнах тоже не удалось. В основном по этим и другим причинам еще в 50-е годы начат переход к узкозахватной выемке угля. Вместе с тем, следует заметить, что сама по себе выемка угля широкозахватными машинами, в частности на весьма тонких пластах, имеет преимущества — высокую минутную производительность, меньший удельный вес простоев с учетом выполнения процессов, высокую концентрацию выемки в одном месте забоя, сохранение в неразрушенном состоянии блоков неустойчивых пород кровли и др. Учитывая это применительно к широкозахватной выемке, поиск в создании механизированных способов крепления забоев, передвижки средств доставки угля и выполнения концевых процессов должен быть продолжен, но уже на новой научно-технической основе.

Комбайн КЦТГ в отличие от других широкозахватных машин производит выемку угля, двигаясь «в лоб уступа», а погрузку отбитого угля на конвейер — через ряд стоек (рис. 6.3). Захват его составляет 1,5—1,6 м. Комбайном можно отрабатывать пласты угля с любой сопротивляемостью резанию, мощностью 0,55—0,75 м и с углами падения до 19°. На концах лавы, в нишах, комбайн разворачивают на 180° для выемки угля по челноковой схеме. Для удобства работ по развороту комбайна на пласте мощностью 0,55—0,60 м, в нишах, например на шахте «Першотравнева», производят подрывку пород кровли на 0,2 м. Следовательно, вынимаемая мощность

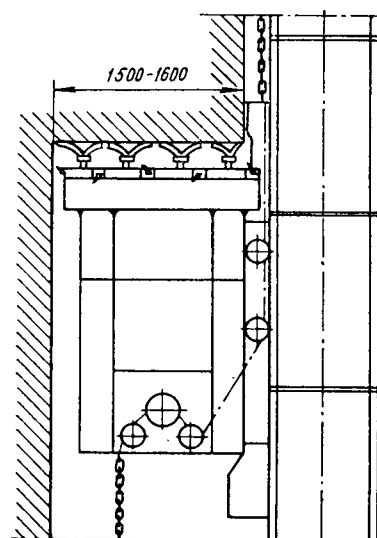


Рис. 6.3. Схема работы комбайна КЦТГ в лаве на весьма тонком пласте пологого падения.

в нишах составляет 0,75—0,80 м. При наличии определенного производственного опыта у машиниста и его помощника комбайн для выемки угля в обратном направлении в таких условиях разворачивают всего за 20—30 мин. Среднесуточная нагрузка на забой в условиях этой шахты составляет 350—400 т. Это хороший показатель для пласта мощностью 0,55—0,60 м. Однако трудоемкость очистных работ, особенно по возведению и переноске индивидуальной крепи, высокая.

Струговая выемка угля на весьма тонких пластах пологого падения, отличающаяся весьма малым захватом, составляющим всего 0,10—0,15 м, имеет свою область применения. Например на шахтах Восточного Донбасса, в частности производственного объединения «Ростовуголь», получены хорошие технико-экономические результаты работы лав, где применяются струговые установки. Более перспективным для выемки угля на весьма тонких пластах пологого падения являются струговые установки типа УСТ2А, позволяющие отрабатывать пласты мощности

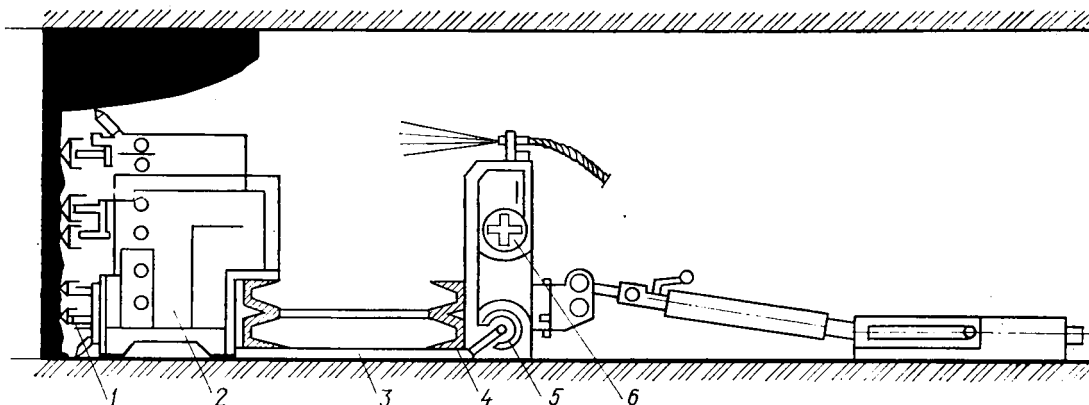


Рис. 6.4. Схема угольного струга типа УСТ2А.

0,57—1,0 м с углами падения до 25° сопротивляемостью угля резанию в неотжатой зоне до 150 кН. Верхняя часть угля не отбивается стругом, а должна обрушаться под действием собственной массы и сил горного давления. Для работы струга на сопряжениях лавы проходятся ниши длиной от 5—6,3 м. Если прилегающие к лаве выработки имеют ширину 4,75 м, то отходность в нишах отпадает, разумеется, при выносе приводов струга и конвейера в эти выработки.

Струг (рис. 6.4) состоит из корпуса, оснащенного режущими инструментами 1 двухстороннего действия. Корпус располагается на шарнирной плите 3, которая размещена под конвейером 4. Струг перемещается при помощи плиты 3, рабочей цепи 5 холостой 6 ветвей тяговой круглозвенной цепи калибра 23×86 . Оба привода струга установлены у головок конвейера. Скорость движения цепи — 0,88 м/с. Погрузка отбитого угля производится корпусом струга на забойный конвейер. Установки имеют практически постоянную скорость подачи струга по лаве, в данном случае равную 0,88 м/с. Толщина же снимаемой стружки колеблется от 0,03 до 0,15 м, зависит от угла падения, прижимающего конвейер и от сопротивления угля резанию и многих других факторов.

Управляет струговой установкой машинист, находящийся у пульта управления, размещенного возле нижней приводной головки. Помощник машиниста находится на другом конце лавы, у верхней приводной головки. Все члены сменной бригады, каждый на своем участке, наблюдают за работой струга. Следовательно, число рабочих ходов струга за сутки и толщина стружки являются переменными параметрами для конкретного забоя и определяют производительность стругового очистного забоя.

Бурошнековая выемка угля на тонких пластах пологого падения наиболее распространена во Львовско-Волынском бассейне. Сущность этого способа выемки состоит в бурении сдвоенных скважин и выдаче буровой угольной мелочи шнеками бурового става на конвейер, расположенный в подготовительной выработке (рис. 6. 5). Для бурения скважин необходимо иметь бурошнековую машину 4, шнековый бур 2, устройство (тельфер) для наращивания (снятия) бурового става 3, конвейер 1 и перегружатель угольной мелочи в вагонетки. Машина 4 должна быть правильно установлена относительно угольного пласта и расперта в выработке специальными домкратами. Бурошнековая установка конструк-

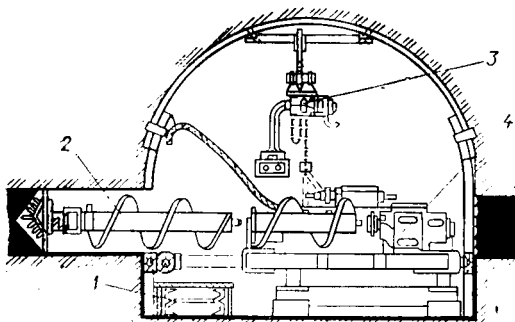


Рис. 6.5. Буршневская установка БУГЗМ.

ции, например, БУГЗМ в состоянии добывать уголь бурением на пластах мощностью 0,52—0,62 м с сопротивляемостью резанию до 250 кН/м при углах залегания до 15°. Длина свдвоенной скважины может достигать 30—50 м. Максимальная месячная добыча угля достигала на одной из шахт производственного объединения «Укрзападуголь» 2800 т. При этом потери угля в недрах, обусловленные, в основном, большими размерами междускважинных целиков и другими причинами, составляли 50—70 %.

Таким образом, выемку угля в массовом количестве на весьма тонких пластах пологого падения мощностью 0,55—0,70 м в определенных горно-технических условиях можно производить широкозахватными комбайнами, стругами и другими машинами, способными работать в длинных очистных забоях. Предпочтение следует отдавать тем способам и средствам, которые обеспечивают более высокий экономический эффект. Исследования показывают, что эффективность отработки весьма тонких пластов примерно в 2 раза ниже эффективности отработки пластов средней мощности. Это объясняется отсутствием средств комплексной механизации процессов добычи угля, а также рациональных для этих условий технологических схем. Запасы же угля в таких пластах, например на шахтах Донбасса, составляют свы-

ше 50 % всех запасов бассейна. Следовательно, проблема разработки весьма тонких пластов пологого падения актуальна для угольной промышленности СССР.

Выемка угля на весьма тонких пластах крутого падения может осуществляться узкозахватными комбайнами типа А70, «Поиск» и др. Принципиальной особенностью работы этих комбайнов является разрушение угля «лоб уступа» при движении снизу вверх по лаве. В направлении сверху вниз комбайн (рис. 6.6) опускается под действием составляющей собственной массы сразу же после окончания работ по выемке. Опережающий шнек (барбан) 3 комбайна в этом случае вынимает пачку угля у почвы пласта, отстающий шнек 1 — у кровли пласта. Корпус комбайна 2 при движении прижимается к почве, поскольку шнеки вращаются в направлении от почвы к кровле. Комбайн имеет копирующее устройство, копир которого постоянно прижат к кровле. Если мощность пласта изменяется, то копир соответственно перемещается, а совместно с ним распределитель-золотник следящего устройства. При этом рабочая жидкость поступает то в поршневую, то штоковую полости цилиндра, поднимая или опуская отстающий шнек. Такое устройство позволяет обслуживающему персоналу лишь периодически следовать за комбайном в лаве с целью непосредственной проверки работы копирующего устройства и других узлов комбайна. Комбайн А70 может вынимать уголь на пластах с углами залегания 35—90°, мощностью 0,4—0,8 м, ширина его захвата — 0,9 м. Сопротивляемость угля резанию должна превышать 300 кН/м. Крепление обнаженной кровли по всей лаве производится лишь после спуска комбайна в исходное положение. Следовательно, кровля у забоя размером примерно $120 \times 0,9 = 108 \text{ м}^2$ должна быть устойчивой в течение периода,

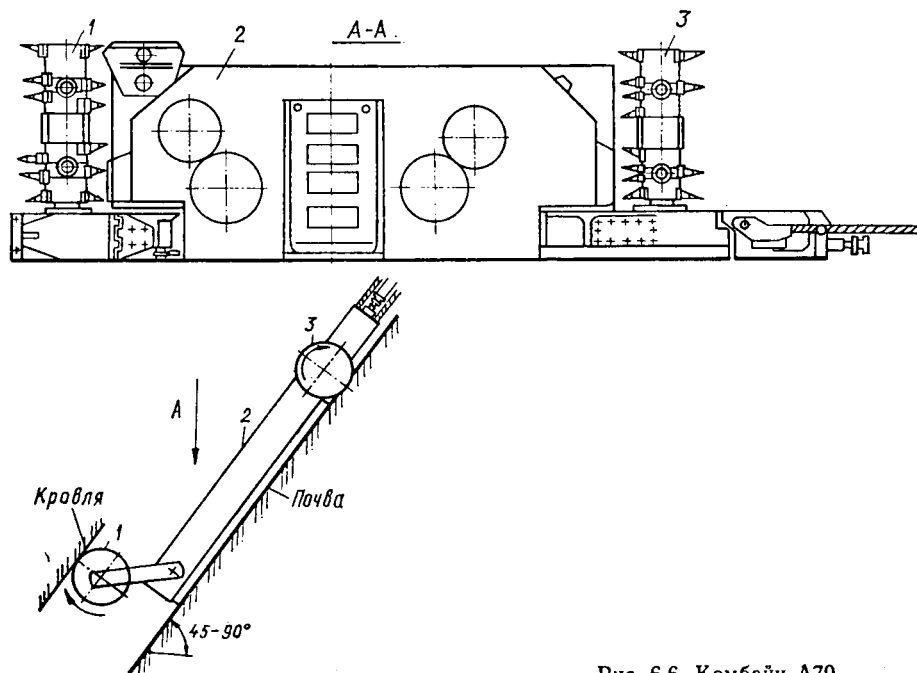


Рис. 6.6. Комбайн А70.

выемки угля и спуска комбайна в исходное положение. По этой причине комбайны типа А70 применяются лишь в ограниченном количестве лав, имеющих устойчивые вмещающие породы, т. е. склонные к вывалам, сползаниям и т. п.

На пластах мощностью 0,65—1,1 м с углами падения 30—45° для выемки угля могут применяться узкозахватные комбайны 1КНД. Эти комбайны имеют более мощное энерговооружение, чем А70, работают по той же схеме, на пластах наклонного падения применяются в комплексе с однобортными листами, покрытыми эмалью. При выемке угля и спуске комбайн специальными съёмными лыжами опирается на трубчатую направляющую, становленную на борту листов. Передвижка листов на новую дорогу после выемки угля осуществляется с изгибом става специальным гидроперевижником.

Кроме узкозахватных комбайнов на

весьма тонких пластах наклонного и крутого падения для выемки угля также применяют отбойные молотки, в ограниченном количестве струги и струготаранные установки, проводят буровзрывные работы. К сожалению, средства комплексной механизации очистных работ для этих пластов пока не созданы.

6.2.5. Схемы выемки угля

В очистных забоях, оснащенных машинами известных конструкций, выемке угля предшествуют подготовительные работы. Характер этих работ зависит от конструкции машины, ее исполнительного органа, средств навалки угля на конвейер, особенностей данной лавы, традиции шахты и т. п. При челноковой схеме выемки угля комбайном подготовительные работы включают: внешний осмотр кровли, крепи, комбайна, доливку масла в редукторы, замену изношенных резцов, демонтаж лемеха, передвижку ком-

байна к забою совместно с приводной головкой конвейера и частью его става и др. Затем комбайн перемещают по лаве на 4—6 м с работающими исполнительными органами. Добытый при этом уголь погружается вручную. Такое перемещение комбайна производят для того, чтобы установить погрузочный лемех с другой стороны исполнительного органа. Если погрузочные лемехи управляются гидравлически, то эта операция не представляет трудностей. У самозарубывающихся комбайнов исполнительный орган внедряется в угольный пласт одновременно с перемещением концевой части конвейера. Последующими передвижками комбайна выводят исполнительные органы в положение, соответствующее началу выемки полосы угля по всей лаве.

Подготовительные работы еще до начала движения комбайна по лаве делятся, в зависимости от влияющих факторов, около 30—60 мин. Эти затраты времени следует всемерно уменьшать. Рабочих, занятых на этих операциях, должно быть столько, чтобы это способствовало сокращению длительности подготовительно-заключительных работ.

Управление комбайном, производящим выемку угля в лаве, производится не менее, чем двумя людьми — машинистом и его помощником. Первый ведет комбайн, а второй следит за исполнительными органами, кабелеукладчиком, навалкой угля на конвейер и др. Скорость подачи комбайна в течение времени, отведенного на выемку угля, не должна сдерживаться, а если задержка все же произошла, то необходимо сделать все возможное, чтобы сократить время простоя. Закончив выемку полосы угля по всей лаве, комбайн «выходит» на другой конец очистного забоя. Там его подготавливают для движения в обратном направлении почти полностью повторяя все операции, предшествующие началу

выемки угля. Продолжительность операций, выполняемых, например у вентиляционного (бортового) штрека, обычно не равна сумме времени, расходуемого на подготовительные операции у откаточного (сборного) штрека. Это объясняется особенностями сопряжений лавы, конструкции комбайна, крепи и др.

Челноковая выемка угля, как показывает опыт, имеет следующие преимущества: лучшее использование комбайна во времени за счет сокращения продолжительности цикла работ, более высокая производительность забоя, следовательно, и производительность труда рабочих. Вместе с тем, при наличии обильного отжима угля преимущества этой схемы выемки угля существенно снижаются, поскольку требуется большее количество рабочих на очистного забоя для ручной зачистки и погрузки угля на конвейер. Кроме того, при одном из направлений движения комбайна рабочие лавы находятся в сильно запыленной атмосфере, так как свежая струя воздуха в лаву входит лишь в одном направлении.

Односторонняя схема выемки угля комбайном (при движении его в обратном направлении производят лишь навалку (зачистку) отжатого угля на забойный конвейер вращающимися исполнительными органами) тоже широко применяется на шахтах СССР. Погрузку отжатого, а также по какой либо причине неотгруженного угля например в лаве длиной 190 м, на одной из шахт Донбасса комбайном 2К52М производят всего за 30—40 мин на для этого требуется проход комбайна по лаве. Главным преимуществом этой схемы является независимость скорости подачи комбайна от скорости выполнения некоторых сопутствующих выемке процессов, например зачистки почвы, оформления забоя и др. Рабочие, занятые на этих процессах всегда могут находиться на свежей струе воздуха. Трудоемкость ручной

работ в лаве при односторонней схеме выемки угля обычно меньше. Недостатком схемы является дополнительное измельчение угля при его погрузке исполнительными органами комбайна. Следовательно, выбирая схему выемки угля для конкретного забоя, надо учитывать упомянутые обстоятельства. Предпочтение следует отдавать схеме, обеспечивающей большую производительность труда и лучшее качество добываемой продукции, разумеется, при полной безопасности работ.

На пластах крутого и наклонного падения повсеместно применяют только одностороннюю выемку угля. Она производится при движении комбайна снизу вверх, а при движении сверху вниз комбайн лишь спускается в исходное положение. Общая структура процесса выемки угля та же, что и на пластах пологого падения, но содержание подготовительных и заключительных операций несколько отличается. Это вызвано специфическими особенностями выполнения всех работ в лавах на пластах крутого падения. Например, убедившись в исправности и готовности к работе узлов комбайна, крепи, приняв все меры предосторожности, приступают к заводке комбайна на новую дорогу. Для этой цели удаляют индивидуальную крепь и откосными стойками выводят комбайн и его исполнительный орган «в лоб уступа». Затем, после заводки комбайна, выбитые стойки индивидуальной крепи устанавливаются вновь. Опыт работы машинных лав на пластах крутого падения, например Центрального района Донбасса, показывает, что все подготовительные к выемке угля работы в средних по сложности условиях можно выполнить за 20—30 мин. При выемке угля в лаве пласта крутого падения связь между машинистом комбайна и рабочим, находящимся у лебедки, установленной на вентиляционном штреке, обязательна. Она осуществляется аппаратурой двухсторонней громкоговоря-

щей связи, например шахтофоном или другим устройством. Подбор воздухоподающего к пневмодвигателю комбайна рукава и орошения производят на вентиляционном штреке по мере перемещения комбайна. Для этой цели на штреке устанавливают специальные шлангоподборные машины. Ручные способы выборки шлангов и кабелей очень трудоемки и небезопасны. Комбайны, например А70, благодаря наличию копирных устройств могут обслуживаться с периодическим присутствием машиниста в лаве. Согласно ПТЭ запрещаются работы в лаве на выбросоопасном пласте во время выемки угля. Следовательно, управление машинами в таких условиях должно быть дистанционным. Заключительные операции в лаве на тонком пласте крутого падения выполняют следующим образом. Прицепное устройство комбайна, подошедшее к блоку кран-балки, свидетельствует об окончании выемки угля в лаве. Нишу на сопряжении лавы с вентиляционным штреком чаще всего не проходят. Прежде чем приступить к выемке оставшейся части полосы угля, остановленный комбайн надежно распирают между почвой и кровлей. Выемку этой части угля, расположенной под вентиляционным штреком, осуществляют отбойными молотками, а крепление — деревянными стойками. Затем, после обноса на новую дорогу канатов, шлангов, кабелей и т. п., передвигают кран-балку и закрепляют ее. Спуск комбайна в исходное положение производится под действием собственной массы на предохранительном и рабочем канатах лебедки. Заключительные операции в лаве тонкого пласта крутого падения со средней сложностью горно-технических условий длятся 30—50 мин. Собственно выемка полосы угля в лаве длиной 120—130 м длится около 80—100 мин.

В последние годы для отработки пластов крутого падения в Донбассе широко применяются агрегаты типов

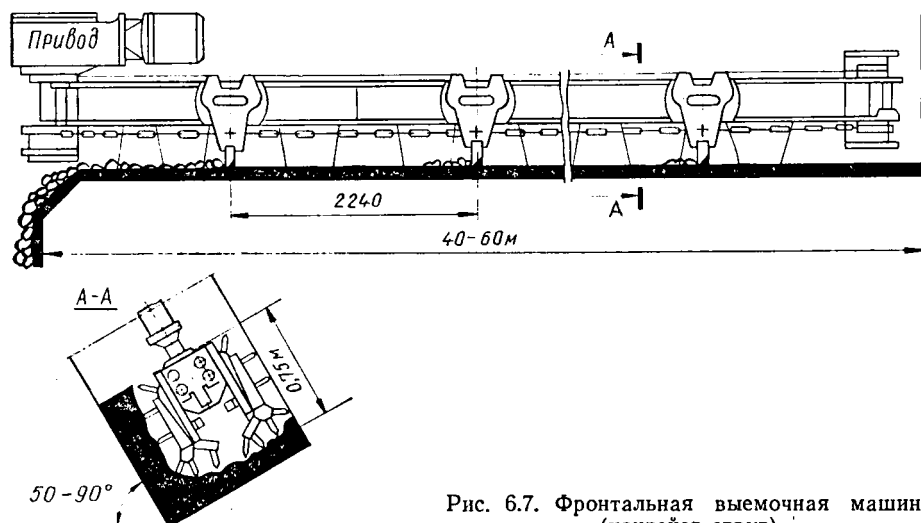


Рис. 6.7. Фронтальная выемочная машина (конвейер-струг).

АЩМ, АНЩ и др. В качестве средств выемки и транспортировки угля у них используются *фронтальные машины*, отделяющие и перемещающие уголь одновременно по всему фронту-забою. В этом случае так же, как и при струговой выемке, рабочему не надо часто перемещаться по лаве, а достаточно лишь вести наблюдение за работой машины с удобного места. Фронтальная выемочно-доставочная машина — конвейер-струг (рис. 6. 7) работает следующим образом.

В исходном положении она находится у кровли пласта. Затем, после предупредительного сигнала, включают привод конвейер-струга и гидравлические домкраты, прижимающие конвейер-струг к забою. Резцовые каретки при этом вырезают угольный пласт, а скребковые транспортируют отбитый уголь в углеспускную печь. Зарубившись таким образом в пласт на расстояние до 0,75 м, специальными гидродомкратами качания конвейер-струг прижимают к кровле для выемки верхней пачки угля, а затем — к почве. Следовательно, каретки с резцами и гребками, приводимые в кольцевое движение замкнутой цепью от

привода по направляющим балкам конвейер-струга, выполняют роль исполнительного органа фронтальной выемочно-доставочной машины. Принцип работы, основанный на резании угля, не отличается от принципа работы статического струга. В отличие от струговой установки конвейер-струг, будучи подвешенным на щитовой механизированной крепи, например агрегата АЩМ, может гидродомкратами качания перемещаться в рабочем положении как в сторону кровли, так и в сторону почвы, т. е. отделение угля от массива пласта происходит не сразу на всю мощность, а в несколько приемов. Закончив работы по выемке угля, конвейер-струг перед фронтальной передвижкой секций крепи ставят в такое положение, чтобы каретки не касались ни почвы, ни кровли пласта, т. е. конвейер-струг не должен создавать помех в фронтальном перемещении разгруженных секций крепи.

Таким образом, выемка угля с помощью фронтальной машины интегрирована с доставкой его в углеспускную печь. В этом случае перед выемкой угля также производят внешний осмотр боковых пород, крепи, угле-

спускной печи, запасного выхода, конвейер-струга, опробуют его и т. п. Двое рабочих, в зависимости от состояния забоя и машин, опыта работы и других факторов могут выполнить подготовительно-заключительные операции в лаве длиной 50 м за 20—30 мин. Фактическая производительность конвейер-струга существующей конструкции колеблется от 0,5 до 1 т/мин.

Зная ход работы, в данном случае выемки угля, выполняемой современной машиной, продолжительность, последовательность и совмещаемость операций, составляющих процесс, можно определить общую продолжительность цикла работ, если работа имеет циклический характер. Это необходимо при проектировании обоснованных графиков организации труда в очистных забоях и на их сопряжениях. Нормативы продолжительности операций и затрат труда на процесс, в данном случае на выемку одной полосы угля в лаве, устанавливаются специальными подразделениями, например нормативно-исследовательскими станциями производственных объединений по добыче угля. Эта работа выполняется на основе обобщения передового опыта работы хронометражных исследований. Располагая необходимыми материалами, можно, например графически, изобразить плановый ход той или иной работы, процесса и операции. Без графиков нет порядка в организации работ.

6.3. ТРАНСПОРТИРОВКА УГЛЯ И ПЕРЕДВИЖКА КОНВЕЙЕРА

6.3.1. Способы транспортировки грузов и передвижки конвейеров

В длинных очистных забоях на пластах, где требуется навалка угля пласты с углами падения $0—35^{\circ}$), теперь почти повсеместно для транспортировки угля применяют скребковые конвейеры. В лавах же на пластах, где навалка угля не требуется (пласты с

углами падения $35—90^{\circ}$), выдача угля осуществляется под действием составляющей собственной массы. По эмалированным желобам можно доставлять уголь под действием силы гравитации на пластах с углами падения $18—35^{\circ}$. Следовательно, способы транспортировки угля в очистном забое зависят от положения в пространстве очистной выработки — лавы или камеры и конструкции транспортных средств. При отработке мощных пластов крутого падения, например можно по-разному расположить очистной забой. В одном случае выдача угля из забоя осуществляется самым дешевым способом, т. е. под действием силы гравитации, в другом — применяется конвейерный способ или самоходные вагонетки. Опыт показывает, что самотечный вид транспортировки наиболее экономичный. Его преимущества: простота, большая производительность, возможность накопления груза, отсутствие электро-механического оборудования и др. Вместе с тем этот вид транспортировки имеет недостатки: измельчение груза, пылеобразование, разлет кусков и др.

При отработке пластов с углами падения $0—35^{\circ}$ в последнее время с целью ликвидации ниш головки скребкового конвейера (рис. 6.10) выносят в прилегающие подготовительные выработки, штреки, ходки и др. Сечение выработок в этом случае в проходке должно составлять около 20 м^2 , а ширина по почве — 5,0 м. Только при таком условии существующие конструкции головок конвейеров, комбайнов и крепей сопряжения позволят произвести самозарубку органа выемочной машины в пласт в конце очистного забоя, т. е. надобность в прохождении ниш отпадает. Если например штрек такого сечения будет «зажат», а ширина его по почве достигнет 3,28 м, то и в этом случае проходы по выработке с размерами, требуемыми правилами безопасности, сохранятся, т. е. содер-

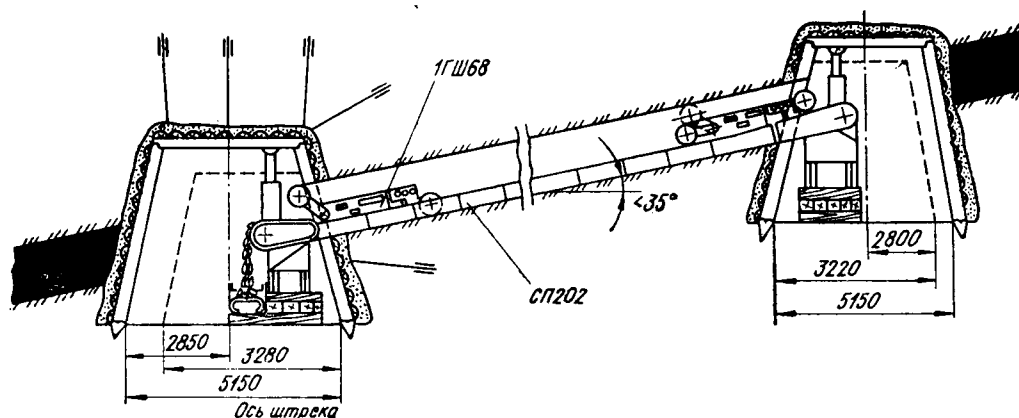


Рис. 6.8. Схема выноса головок лавного скребкового конвейера в прилегающие выработки.

жание штрека будет безремонтным. Следовательно, в определенных условиях увеличение сечения подготовительных выработок оправдано. Конвейер, в данном случае с вынесенными на штреки и установленными на специальные передвижные столы головками, является самой длинной в забое машиной, служащей не только для механизации выдачи угля из лавы и передачи его, например на конвейер прилегающей выработки, но и базовой конструкцией, направляющей и несущей комбайн, балкой для подтягивания элементов крепи, местом крепления различных навесных устройств, лавных магистралей, кабелей, кабелеукладчиков и др. Иначе говоря, забойный конвейер — это остовная конструкция, размещенная по всей лаве, выходящая в прилегающие подготовительные выработки и соединяющая все забойные машины в один технологический комплекс. Поэтому конвейер должен обладать соответствующей механической прочностью, отличаться простотой в обслуживании, быть надежным в работе и др. Надежность транспортировки угля в лаве, как процесса, независимо от сложности ее горно-геологических условий должна быть исключительно высокой. Таким требованиям в основном удовлетворяют современ-

ные забойные скребковые конвейеры. Теперь забойные конвейеры чаще работают в составе комплексов очистных машин, но они могут хорошо выполнять свои функции, являясь частью комплекта очистных машин.

Способы передвижки конвейеров в забое за каждым технологическим циклом работ различные, они зависят от конструкций механизированной крепи и конвейера. Обычно конструкцией конвейера предусмотрены и фронтальный, и фланговый способы передвижки става. Головки конвейера и часть става чаще всего перемещаются отдельно. Если конвейер работает в составе комплекта очистных машин, то передвижка его элементов производится без разборки става следующим образом. Вначале специальными гидродомкратами передвигают на ширину захвата комбайна приводную часть конвейера. Затем фланговым способом вслед за комбайном перемещают остальную его часть. Для этого через каждые 5—7 линейных рештаков конвейера устанавливают стационарные или переносные гидравлические домкраты, питающиеся рабочей жидкостью от насосной станции механизированной крепи. Усилия одного гидродомкрата достаточно для передвижки на новое место 7—10 рештаков става с шагом, равным захвату

комбайна. Трубопроводы, питающие рабочей жидкостью гидродомкраты и их гидрораспределители, прокладывают по ставу конвейера. Затем, в конце технологического цикла работ по выемке угля, перемещают на новое место другую головку конвейера с частью става. Передвижке головок конвейера предшествует тщательная подготовка нового места их установки. С этой целью переставляют элементы штрековой и лавной крепи, принимают все меры безопасности работ от возможных вывалов, обрушений пород и т. п. После передвижки головок на новое место их надежно раскрепляют во избежание смещения их приводной цепью выемочной машины. При этом проходы в лаву на все рабочие места должны удовлетворять требованиям правил безопасности и не загромождаться посторонними предметами, материалами и т. п.

Если конвейер работает в лаве пласта пологого падения в составе комплекса очистных машин с агрегатной механизированной крепью, то передвижка его без разборки става осуществляется следующим образом. После выемки полосы угля по всей лаве комбайн, например комплекса КМ87Э, устанавливается против ниши или в положение, при котором он сможет самозарубаться в угольный пласт. Штоки всех гидродомкратов передвижки секций крепи и конвейера должны быть полностью втянутыми, а рукоятки блоков управления секциями крепи установлены в положение «фронтальное передвижение конвейера». Во избежание искривления става перед фронтальным передвижением исключают возможные неподвижки секций крепи, хорошо защищают и подготавливают новое место установки. Затем одновременно вводятся в работу несколько насосных станций и все гидродомкраты передвижения конвейера. Передвинув фронтально весь став конвейера, рабочие, наблюдавшие за ходом передвижки,

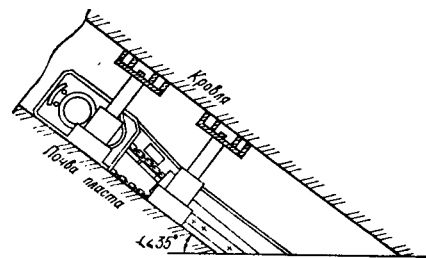


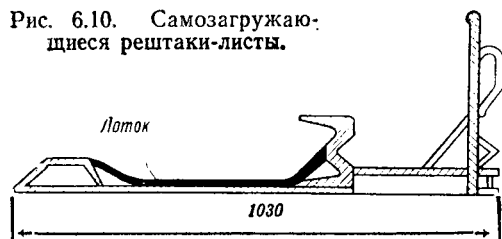
Рис. 6.9. Устройство типа УПК для укрепления головки от сползания.

ки, должны затем по световому лучу проконтролировать его прямолинейность. Обычно передвижка става конвейера длиной 180 м в лаве таким способом осуществляется за 10—15 мин. *Фронтальный способ* передвижки става применяется в лавах с благоприятной гипсометрией почвы, малым отжимом угля и т. п.

Фланговый способ передвижки применяется чаще, происходит без остановки комбайна и конвейера. Область применения способа — лавы со сложными условиями залегания пласта, при волнистой почве, наличии геологических нарушений, большого отжима угля и др.

Передвижка конвейера, входящего в состав стругового комплекса машин на пластах пологого падения, имеет свою специфику. Частота передвижек конвейера по сравнению с комбайновыми комплексами резко увеличивается, а решетчатый став служит упругой балкой, которой струг постоянно прижимается к угольному пласту. Перемещение приводных головок конвейера осуществляется через каждые 0,3 м продвижения забоя специальными гидродомкратами, причем при углах падения пласта до 14° головки передвигают без остановки струга и конвейера. В струговых лавах обычно головки конвейера опережают линию забоя лавы на 0,2—0,5 м. Это необходимо для лучшего прижатия струга к забою. Машинист установки находится на одном конце струговой лавы, а помощник —

Рис. 6.10. Самозагружающиеся решетки-листы.



на другом, они непрерывно наблюдают за работой конвейера и струга. Передвижка става конвейера происходит автоматически за каждым проходом струга до тех пор, пока ход домкратов передвижения не будет выбран. Затем домкраты переносят, если струговая установка работает не в составе комплекса машин.

На пластах наклонного падения (18—35°) конвейеры, работающие в составе комплектов оборудования, имеют предохранительные устройства для удерживания их от сползания под действием собственной массы. Устройство, например типа УПК (рис. 6. 11), состоит из четырех упорных гидростоек, двух домкратов передвижения, четырех домкратов подтягивания, направляющих балок и элементов гидропривода. Устройство УПК позволяет направленно, с поворотом на определенный угол, передвигать приводную головку конвейера в сторону забоя. Само устройство относительно конвейера передвигается шаганием поочередно разгружаемых направляющих балок, размещенных под приводной головкой конвейера. Все операции передвижки привода конвейера и самого устройства механизированы.

В лавах на пластах наклонного падения в ряде случаев применяются самозагружающиеся решетки-листы, служащие для самотечной транспортировки угля в прилегающую к лаве выработку. При этом процесс доставки угля не регулируется. Решетки-листы этого става (рис. 6.12) имеют со стороны забоя боковину в виде погружного лемеха. Внутри решетки рас-

положен эмалированный лоток. Для предотвращения разлета кусков угля с завальной стороны установлены ограждающие борты. Решетки-листы соединены друг с другом отрезками калиброванной цепи 18×64 мм. Передвижка листов, обязательно подвешиваемых в лаве специальной предохранительной лебедкой, осуществляется передвижками, прикрепленными к ставу отрезками цепи.

На пластах с углами падения 18—35° конвейер от сползания в лаве удерживает механизированная крепь комплекса и ее элементы (комплекс КМ87ДН и др.).

6.3.2. Проектирование конвейерной транспортировки угля в лаве

Процесс конвейерной транспортировки угля в забое соподчинен процессу выемки угля и его погрузки и тесно связан с ним. При работе выемочной машины груз, как показано выше, поступает неравномерно. Кроме того, сам кинематический принцип передачи зубьями звездочки тягового усилия на элементы цепи конвейера вызывает неравномерность движения тягового органа конвейера, что приводит к появлению динамических нагрузок в цепи. С увеличением скорости движения тягового органа возрастают удары зубьев звездочки на элементы цепи. Поэтому скорость движения тягового органа ограничена и обычно не превышает, как показали исследования, 1,2—1,5 м/с. Следовательно, проектируя основные параметры процесса, т. е. рассчитывая для условий конкретного забоя, оснащенного конкретным комплексом машин, производительность и надежность транспортировки угля, необходимо хорошо согласовать и состыковать его прежде всего с процессами выемки угля и передвижки конвейера. Обычно для этого вначале проверяют фактический минутный грузопоток.

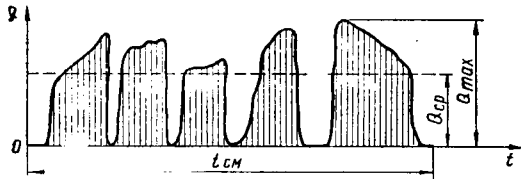


Рис. 6.11. График лавного углепотока, формируемого очистным комбайном.

Существуют два способа определения минутного грузопотока: по теоретической производительности забойной машины (см. гл. 5) и по коэффициенту неравномерности поступления груза. При рассмотрении хода выемки и погрузки угля в забое обращалось внимание на то, что реально в конкретной лаве в течение рабочей смены скорость подачи изменяется и что процесс выемки сопряжен с частыми остановками комбайна различной продолжительностью по разным причинам. Следовательно, фактический грузопоток, например в течение смены, периодически становится равным нулю (рис. 6.13), о чем свидетельствуют горизонтальные отрезки на оси Ot .

Нулевая производительность комбайна имеет также место при проработке исполнительного органа, т. е. когда система подачи машины не включена. Машинное время t_m — это время, в течение которого машина работает за смену, а коэффициент машинного времени k_m — это отношение $k_m = t_m / t_{см}$. Следовательно, $t_m = t_{см} \cdot k_m$, где Q — суммарный сменный простой машины (забоя) по разным причинам, зависящим и не зависящим от машины. В сменном простое входит приемка и сдача смены, профилактические осмотры, отдых людей и т. п. Обычно коэффициент готовности, в отличие от коэффициента машинного времени, учитывает лишь простой машины вследствие ее остановок. Если же говорить о коэффициенте готовности процесса, т. е. учитывать все простой из-за неисправности машины, по

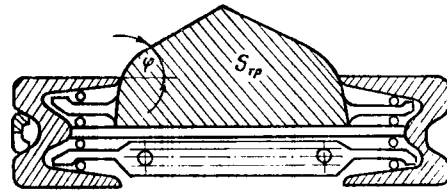


Рис. 6.12. Фактическое поперечное сечение груза, расположенного на скребковом конвейере.

организационным и другим причинам, то численно $k_m = k_r$, т. е. k_m — это по существу коэффициент готовности процесса, в данном случае транспортировки угля.

Средняя производительность забоя за машинное время определяется по формуле

$$Q_{ср} = Q_{см} / t_m = Q_{см} / (k_m t_{см}).$$

Коэффициент неравномерности производительности за машинное время равен

$$k_n = Q_{max} / Q_{ср},$$

где Q_{max} — максимальная производительность комбайна (лавы) в смену (при производстве поверочных расчетов эту величину следует брать за расчетный грузопоток Q_p).

Практически в конкретной лаве $Q_{max} = 60 V_{max} r m \gamma$, т. е., если в данной лаве r , m и γ постоянны, то Q_{max} будет достигнуто лишь при V_{max} . Иногда на отдельных участках лавы имеет место существенное увеличение вынимаемой мощности пласта. Тогда

$$Q_{max} = 60 V_{max} r m_{max} \gamma.$$

Следовательно,

$$Q_p = Q_{max} = (Q_{см} k_n) / (t_{см} k_m).$$

Для установления Q_p надо располагать совершенно определенными значениями k_n , k_m и сменной производительностью комбайна, т. е. без опытных данных в этом случае не обойтись. Эти данные можно получить, например в диспетчерской службе шахты.

Забойный конвейер во всех случаях

должен отобрать уголь, отбитый комбайном, в том числе при $Q_{\max}$. Следовательно, конвейер должен обеспечить фактическую производительность не ниже Q_p . Затем устанавливают фактическую площадь сечения груза $S_{гр}$ на конвейере (рис. 6.14). Обычно принимают $\varphi=30^\circ$, а площадь, где размещены цепи, направляющие пазы, не учитывают. Если позволяют условия, для увеличения $S_{гр}$ на конвейер иногда устанавливают бортовые листы. Степень заполнения сечения решётки грузом, например для горизонтально установленного конвейера с учетом размещения скребков, цепей, а также характера порционного волочения груза учитывают коэффициентом Ψ , который равен 0,6. Если конвейер подает груз вниз при угле падения пласта, например 10° и больше, то уголь может подаваться не порциями, а сплошным непрерывным потоком, т. е. заполнение грузом сечения решёток в единицу времени увеличивается. Совершенно другим будет заполнение сечения при доставке груза вверх. Коэффициент k_y , учитывающий направление доставки угля, изменяется от 0,3 до 1,5. При углах падения пласта 20° , если конвейер транспортирует уголь вверх, наблюдается скатывание груза, а k_y составляет 0,3.

Известно, что теоретическая производительность установок непрерывного действия, к которым относятся конвейеры, равна

$$Q_t = 3,6qV,$$

где q — масса груза, кг; V — скорость движения цепи конвейера, м/с.

Массу груза на конвейере, отнесенную к 1 м, можно определить по зависимости

$$q = 1000S_{гр}\rho,$$

где ρ — плотность груза, кг/м³.

Зная фактические значения $Q_p = Q_{\max} = \frac{Q_{см}k_n}{t_{см}k_m}$ и $q = 1000S_{гр}\rho$, мож-

но скорректировать некоторые исходные параметры выбранного заранее конвейера, например уменьшить или увеличить мощность приводов, а от этого, как известно, зависит расход электроэнергии по лаве. Если при выборе забойного конвейера максимальную минутную производительность комбайна учитывали по максимальной скорости подачи машины, полученной на основе ориентировочных расчетов, то теперь $Q_{\max}$ подсчитан на основе знания фактических значений $Q_{см}$, k_n и k_m , взятых в диспетчерской службе шахты. При решении задачи о выборе конвейера и комплекса машин не было возможности оперировать фактическими значениями k_r . Для проектирования же процесса транспортировки угля нужны фактические данные по конкретной лаве. Если таковых не имеется, то проектирование сводится к прогнозированию, для которого тоже нужны, например среднестатистические данные.

Таким образом, основные параметры заранее выбранной транспортной машины могут быть скорректированы в связи с особенностями выполнения в данной лаве смежных процессов — выемки угля и его погрузки на конвейер.

6.3.4. Особенности транспортировки угля в лавах на пластах крутонаклонного и крутого падения

В этих условиях преобладают способы транспортировки, базирующиеся на использовании силы гравитации. Почва, угольный забой, а иногда и кровля при этом являются теми плоскостями, которые направляют поток груза и ограничивают разлет его кусков. Стороны выработанного пространства обычно устанавливают щиты, предотвращающие попадание туда части доставляемого груза. В противном случае резко возрастают потери уже от

деленного от массива пласта угля. Горючие конвейеры с управляемой доставкой угля без разлета кусков пока для этих условий не изготавливаются. Ограждающие щиты переносятся не за каждой вынимаемой в лаве полосой угля, а через 2—3 полосы: это зависит от состояния крепи, вмещающих пород и других факторов. В лавах, расположенных по падению и перемещаемых по простиранию пластов, как правило, стремятся иметь несколько опрокинутый (на $10\text{--}12^\circ$) забой. В этом случае верхняя часть лавы относительно линии падения опережает нижнюю. С точки зрения транспортировки угля такое положение забоя выгодно, поскольку поток угля все время будет прижат к угольному пласту. При этом уменьшится скорость движения угля, его дробление, пылеобразование и потери.

На пластах крутого падения добытый уголь накапливается в нижней части очистного забоя и, как правило, в количествах, исчисляемых сотнями тонн. Поэтому здесь устраивают специальные выработки — магазинные ступы, из которых уголь выгружается через специальные люки-лотки. В тех случаях, когда лава на пласте крутонаклонного падения сопрягается с нижней части с просеком, в котором установлен скребковый конвейер, складирования груза может и не быть, хотя иногда возможна засыпка углем части конвейера, расположенной непосредственно под лавой. Во избежание подсыпки углем нижней части лавы и, вследствие этого, резкого уменьшения проходного для воздуха сечения принимают специальные меры — устраивают отшивки и др. Главным недостатком транспортировки угля в лавах на пластах крутого и крутонаклонного падения является неуправляемость и нерегулируемость процесса. Однако простота и высокая экономичность транспортировки, основанной на использовании силы гравитации,

побуждают находить и применять такие средства, которые ослабляют действие указанного недостатка. Например, наклон забоя с опережением верхней части, применение решетчатых гасителей скорости и отражателей, устройство различных грохотов из деревянной органной крепи, возводимой для резания потока угля, полков и т. п. Следует отметить, что этот вид транспортировки угля по лаве, например на шахтах Центрального района Донбасса, в связи с использованием щитовых агрегатов применяется все реже.

6.3.5. Тенденции в развитии конструкций конвейеров

В стремлении повысить производительность, долговечность и надежность конвейеров увеличивают ширину решетчатых, прочность профиля, толщину стенок, полок и других элементов, а также мощность приводов, например до 260 кВт на один редуктор. Прочность соединительных элементов решетчатых растет за счет увеличения диаметра болтов, применения прочных безболтовых соединений. В настоящее время для повышения ресурса решетчатого става кроме увеличения толщины листов и применения износостойкой стали наплавляют зону прохода цепи у стыков решетчатых, на пластах наклонного падения с целью снижения износа тяговой цепи вдоль наружных стенок става устанавливают дополнительную круглозвенную цепь. Это упреждает растягивание става.

Наиболее компактный привод конвейера получают, применяя планетарный редуктор и располагая электродвигатель перпендикулярно ставу. Такой привод не требует уширения выработки, в которой он устанавливается, что весьма важно по техническим соображениям. Самыми совершенными конвейерами являются СП87П и СП202.

Для пластов крутонаклонного и крутого падения до 80-х годов уже прослеживалась тенденция создания и совершенствования фронтальных машин, например конвейер-стругов, интегрирующих процессы выемки и транспортировки угля. В конце 60-х годов был накоплен некоторый опыт применения экспериментальных фронтальных механизированных крепей типа «Днепр», АЩ и др. В 70-е годы на пластах крутого падения начали применять первые, выпускаемые серийно фронтальные агрегаты типа АЩМ, АК. Эта же тенденция сохранится в дальнейшем и для лав пластов пологого падения.

6.4. ПЕРЕДВИЖКА СЕКЦИЙ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ

6.4.1. Сущность процесса

Механизированная крепь является функционально сложной машиной. С одной стороны она управляет геомеханическими процессами, обеспечивая безопасность работ в лаве, а с другой — выполняет лавные технологические процессы, например передвижку конвейера, крепление забоя и др. В течение суток механизированная крепь, точнее ее основные элементы — секции, практически «не отдыхают». Поэтому процесс их передвижки должен быть хорошо увязан во времени и пространстве с выемкой, транспортировкой угля, передвижкой конвейера и другими работами, производимыми в лаве и на ее сопряжениях. Можно утверждать, что эффективность, надежность очистных работ и качество добываемой продукции во многом зависят от качества работы крепи и эффективности процесса передвижки ее секций.

Процесс передвижки секций с позиции геомеханики изложен во второй главе, а с точки зрения гидромеханики — в третьей. Здесь же ознакомимся с сущностью процесса передвижки

секций крепи с позиций установления рациональной взаимосвязи всех производственных процессов, осуществляемых в современном забое, т. е. с технологической точки зрения. Разумеется, и в этом случае процесс передвижки элементов крепи подчинен главному процессу — выемке угля и его погрузке. Взаимосвязь процессов зависит от состояния вмещающих пород угольного пласта, других горно-технических и организационных факторов, включая особенности конструкции выемочных машин, механизированных крепей и другого оборудования.

В настоящее время почти все механизированные крепи, изготавливаемые в СССР и за рубежом, снабжены блоками управления секциями, устанавливаемыми в лаве для обслуживания одной или нескольких секций. Лишь фронтальные крепи или близкие к ним по схеме с групповой передвижкой управляются с помощью пульта вынесенного из лавы. За такими крепями — будущее. Вот почему процесс обслуживания передвижки секций всецело зависит от конструкции механизированной крепи. Сегодня для большинства механизированных крепей процесс передвижки секций состоит из следующих этапов (операций): перемещения рабочего к секции, намеченной к передвижке; очистки места новой установки секции, удаления с нижней части секции кусков пород, посторонних предметов, додвижки конвейерного става и т. п.; осмотра секции и ее элементов, состояния кровли, определения возможных последствий от разгрузки секций; разгрузки отдельных или всех стоек секции перестановкой ручки блока управления в определенные положения; передвижки секции на новое место поворотом ручки блока управления; распора секции или отдельных ее стоек перестановкой той же ручки блока управления в соответствующее положение, устранения последствий вывалов пород, перекося пе-

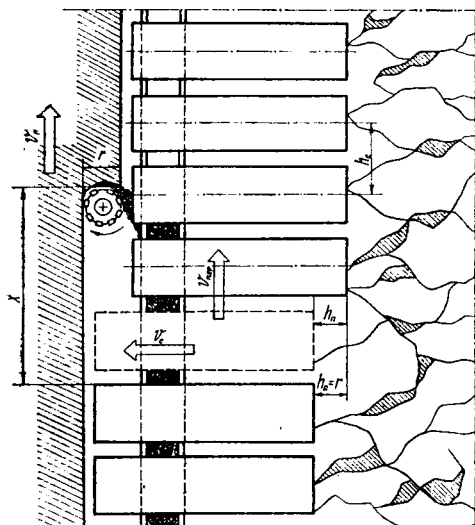


Рис. 6.13. Схема к определению взаимосвязки основных процессов.

рекрытий, секций, подштыбовки оснований и др.

Этапы процесса передвижки секций выполняются одним или несколькими рабочими и, как правило, последовательно. Длительность этапов зависит от состояния лавы, крепи, количества и мастерства рабочих, отношения их к делу и т. д. Стремление интенсифицировать передвижку секций привело к разработке средств автоматизации процесса, которые пока находятся на стадии промышленных экспериментов.

6.4.2. Проектирование процесса передвижки секций

Во многих очистных забоях при выемке угля возможно вывалообразование неустойчивых пород кровли. Поэтому отставание процесса передвижки секций от выемки угля должно быть определено во времени и в пространстве. Проектируя процесс передвижки секций, необходимо знать максимально допустимое расстояние ϵ , при котором не наступает обрушений и вывалов пород (рис. 6.15). Уменьшить это расстояние можно пе-

редвижкой секции крепи вслед за проходом исполнительного органа комбайна, остановками комбайна и др.

Исследования показали, что элементы теории массового обслуживания, точнее теории очередей, приемлемы для описания хода двух взаимосвязанных процессов, в данном случае выемки угля и передвижки секций крепи. Однако экономически, без расчетов, не вполне ясно, на какое время можно, например, остановить комбайн, другую машину в течение смены, чтобы разумно согласовать два или несколько процессов. Рассогласование в выполнении процессов выемки угля и передвижки секций наступит при условии $V_{\text{п}} > V_{\text{пер}}$, т. е. когда скорость подачи комбайна превысит скорость передвижки секций крепи вдоль лавы. Теоретически $V_{\text{пер}} = h_c / \Sigma t$, где h_c — расстояние между осями флангово передвигаемых секций; Σt — суммарные затраты времени на все операции, связанные с обслуживанием передвижки и установки секции крепи на новом месте. Эти затраты времени — величины вероятностные. Следовательно, у начальника участка всегда возникает задача — сколько рабочих надо послать в лаву с учетом ее фактического состояния для осуществления процесса передвижки секций с таким расчетом, чтобы, с одной стороны, не сдерживать выемку угля, а с другой — добиться оптимальных расходов труда и средств на процессы.

Многочисленными хронометражными исследованиями установлено, что комбайны простаивают в лавах из-за отставания процесса передвижки секций и оформления забоя в среднем 15 % длительности смены. Простой комбайна, а значит, прекращение выполнения жестко связанных с выемкой угля процессов, можно выразить в рублях. Так возникает задача оптимизации затрат с учетом потерь времени на возможные простои рабочих и техники, занятых выемкой угля и

Таблица 6.3. Распределение заявок на передвижку секций крепи в одной из лав Донбасса

Показатель	Распределение заявок на передвижку секций крепи в течение 10 мин работы комбайна																	
Число передвижек секций крепи в течение 10 мин	20	22	24	26	28	30	32	34	36	38	40	42	44	46	48	50	52	54
Наблюдаемая частота m_i	6	9	26	51	32	57	41	36	30	16	14	12	4	4	3	2	0	1
Частость W_i	0,017	0,026	0,075	0,015	0,093	0,165	0,119	0,104	0,087	0,046	0,041	0,035	0,011	0,011	0,009	0,006	0,0	0,003
Теоретическая частота по Пуассону	4,15	10,0	21,3	41,5	50,5	55,5	52,8	43,5	31,7	20,5	12,4	8,6	3,5	3,24	2,1	0,725	0,31	0,17

жестко связанными с нею процессами. Дело в том, что на передвижку секций тоже следует посылать оптимальное количество рабочих, иначе они или будут простаивать, или сдерживать выемку угля.

На многих шахтах Донбасса применяется паевая система организации передвижки секций. Сущность ее заключается в том, что рабочим выделяется участок лавы (пай), на котором они должны передвигать секции, если в их пай вошел комбайн, оформляют забой, производят ремонтно-профилактические и другие работы. Это вызывает персональную ответственность рабочих и их качество работы, дает другие преимущества. Такая форма организации труда рабочих, занятых лаве на передвижке секций, их ремонте и т. п., не меняет постановку упомятой оптимизационной задачи. Как же определить оптимальное количество рабочих, занятых, например на процессе передвижки секций крепи? Сразу же отметим, что для решения этой задачи надо знать для конкретной лавы закон распределения заявок на передвижку секций крепи в единицу времени. Из вышеизложенного известно, что скорость подачи комбайна реальной лаве — величина переменная. Следовательно, поток заявок на передвижку секций крепи обусловлен многими причинами, от которых зависят V_n . Исследованиями ученых, занимавшихся изучением лавных производственных процессов, в том числе исследованиями автора, установлен, что поток заявок на передвижку секций механизированной крепи с учетом всех причин подчиняется закону Пуассона, который применительно к этому случаю имеет вид

$$P_n(t) = \frac{(\lambda t)^n}{n!} e^{-\lambda t},$$

где n — число заявок на передвижку секций крепи, шт.; t — длительность (интервал) наблюдения, мин; λ — среднее число передвижек секций к

ли за выбранную единицу времени, шт.

Данные о распределении заявок на передвижку секций крепи М87 (по материалам ДПИ) в одной из лав производственного объединения «Красноармейскуголь» в течение 10 мин работы выемочной машины приведены в табл. 6.3.

Ожидаемое число заявок

$$\bar{n} = \sum_{i=1}^l n_i W_i,$$

где l — число интервалов наблюдений; W_i — частоты, соответствующие фактическому числу заявок.

Тогда среднее число передвижек секций крепи за 10 мин $\lambda = n/t$, по данным таблицы, равно 3,5 секции за мин. Иначе говоря, в данной лаве в течение 10 мин работы комбайна поступает требование на передвижку 1,5 секций крепи в минуту.

Теоретически же среднее число передвижек секций крепи можно определить по скорости подачи выемочной машины, которое численно должно быть равно скорости передвижки секции вдоль лавы, разделенной на расстояние между осями секций

$$\lambda_T = V_n / h_c.$$

Сопоставляя эмпирические и теоретические материалы, в частности, данные о распределении числа передвижек секции крепи с использованием критерия Пирсона, получим $\chi = 21,5$; $\chi^2 = 0,18$, что свидетельствует о приемлемости закона Пуассона для решения поставленной задачи.

Процесс обслуживания передвижки секций крепи состоит из этапов. Каждый этап по длительности является независимой случайной величиной, подчиняющейся распределению

$$f(x) = be^{-bx},$$

где b — среднее число обслуживаний за единицу времени; x — длительность поэтапного обслуживания крепи.

Полная же длительность обслуживания секции крепи представляет собой сумму независимых случайных величин, каждая из которых распределена показательным и подчиняется экспоненциальному закону по Эрлангу с плотностью распределения

$$f(t) = 1/\alpha! \beta (t/\beta)^{\alpha} e^{-t/\beta}, \quad (6.5)$$

где α и β — параметры распределения (α — целочисленная величина, больше единицы).

Опытом и исследованиями работы механизированных лав Донбасса установлено, что длительность полного обслуживания одной секции крепи является случайной величиной, равной 25, 30 или 50 с, а вот вероятность обслуживания одной секции тем или другим рабочим в передовых забоях ориентировочно почти одинакова. Числовые значения входящих в выражение (6.5) параметров α , β , а также $t_{кр}$ и σ , определенных на основе хронометража для крепи М87, работавшей в одной из шахт производственного

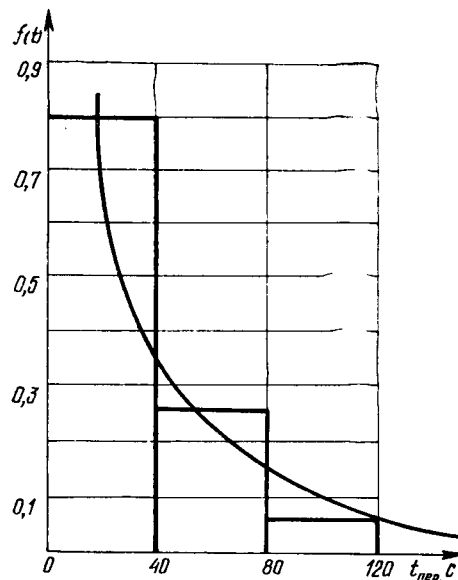


Рис. 6.14. Гистограмма и кривая распределения частоты и длительности передвижки секций крепи в лаве одной из шахт Донбасса.

Таблица 6.4. Числовые значения параметров распределения, характеризующих передвижку секций крепи в одной из лав Донбасса

Интервал времени передвижки секции крепи, мин $t_i - t_{i+1}$	Частота m_i	Частость W_i	Середина интервала $\bar{t}$	$a_0=0,2$ $a_1=0,2$ $\Delta t=0,4$	bm_i	b^2m_i
0,2—0,6	112	0,136	0,4	0	0	0
0,6—1,0	378	0,452	0,8	1	373	373
1,0—1,4	190	0,230	1,2	2	380	760
1,4—1,8	84	0,102	1,6	3	252	756
1,8—2,2	11	0,013	2,0	4	44	176
2,2—2,6	14	0,017	2,4	5	70	350
2,6—3,0	41	0,050	2,8	6	246	1476
	$\Sigma m_i = 825$	$\Sigma W_i = 1,0$			$\Sigma bm_i = 1365$	$\Sigma b^2m_i = 389$

объединения «Красноармейскуголь», представлены в табл. 6.4.

$$\bar{t}_{\text{пер}} = 1,06 \text{ мин}; \quad \sigma = \pm 0,56 \text{ мин};$$

$$\alpha = [(\bar{t}_{\text{пер}} - a_0)/\sigma]^2 - 1 = 3,6;$$

$$\mu = 2/1,06 = 1,89.$$

Иначе говоря, уровень обслуживания крепи одним рабочим составляет 1,89 секций в 1 мин.

Такие данные дают возможность построить гистограмму и кривую плотности распределения частоты и длительности процесса. Например, на рис. 6.16 показана гистограмма и кривая распределения частоты и длительности передвижения секций крепи М87. Среднее время выполнения каждой

операции по передвижке секции крепи можно наглядно изобразить ленточным графиком (рис. 6.17). Из приведенного графика следует, что в среднем на обслуживание одной секции крепи требуется 37 с.

По данным табл. 6.4, численные значения параметров передвижки составили: $\bar{t}_{\text{пер}}$ — полное время передвижки одной секции — 1,06 мин; σ — среднеквадратичное отклонение — $\pm 0,56$ мин; μ — уровень обслуживания крепи одним рабочим — 1,89 секций в 1 мин. Уровень обслуживания секции крепи одним рабочим определяется в случае экспоненциального распределения по Эрлангу так: $\mu = 2/\bar{t}_{\text{пер}}$. Следовательно, для z рабочих с примерно одинаковыми профессионально-техническими способностями этот уровень будет равняться μz . Тогда число заявок на передвижку секции крепи в лаве не должно превышать $\lambda \leq \mu z$ или $\lambda/\mu z < 1$. Обозначив $\varphi = \lambda/\mu z$, получим интенсивность обслуживания крепи z рабочими. Таким способом определяется оптимальное количество рабочих, занятых передвижкой секций крепи $z_{\text{опт}}$.

Вторая часть решаемой оптимизационной задачи состоит в экономической оценке простоев машин и рабочих. Среднее время простоя комбайна

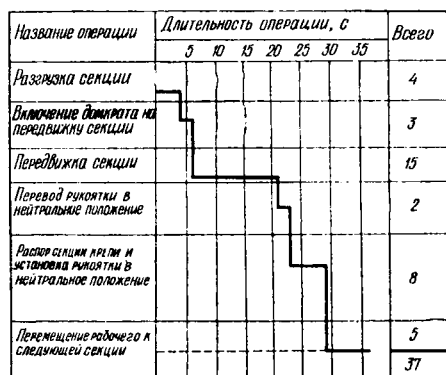


Рис. 6.15. Ленточный график выполнения операций по передвижке одной секции крепи.

Таблица 6.5. Выражения для определения условно-постоянных затрат по участку

Узкозахватная выемка угля с индивидуальной крепью		Комплексно-механизированная добыча угля	
Система разработки			
столбовая	сплошная	столбовая	сплошная
$\beta_{\text{уч}}=110+96m$ $+0,682L_{\text{л}}+0,102H+$ $+0,135L+0,133A_{\text{л}}$	$\beta_{\text{уч}}=151+40,2m+$ $+0,825L_{\text{л}}+0,145H+$ $+0,0206L+0,122A_{\text{л}}$	$\beta_{\text{уч}}=235+101,5m+$ $+0,536L_{\text{л}}+0,145H+$ $+0,044L+0,21A_{\text{л}}$	$\beta_{\text{уч}}=199+83,5m+$ $+0,635L_{\text{л}}+0,199H+$ $+0,0472L+0,277A_{\text{л}}$

вследствие ожидания передвижки секций крепи определяется по выражению

$$t_f = 1/\mu \{ (z^2 \varphi^2) / [z!(1-\varphi)^z] \} P_0;$$

$$P_0 = 1 / \{ [(z^2 \varphi^2) / z!(1-\varphi)] + 1 + z\varphi/1! + z^2\varphi^2/2! + \dots + [(z^{z-1} \varphi^{z-1}) / (z-1)!] \},$$

т. е. вероятность того, что время ожидания равно 0.

Следовательно, зная λ , μ и t_f , можно найти сменное время обслуживания для распределения Эрланга

$$t_{\text{обсл}} = k_{\text{г}}^{0.3} (t_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) [1 - l_{\text{л}} k_{\text{т.п}}^{y_{\text{л}}}]^{2\lambda/\mu},$$

где $k_{\text{г}}^{0.3}$ — коэффициент готовности, учитывающий надежность очистного забоя; $k_{\text{т.п}}^{y_{\text{л}}}$ — коэффициент, учитывающий удельный вес технологических перерывов в работе выемочной машины в течение смены.

Простой рабочих, занятых передвижкой секций крепи в течение смены

$$t_{\text{п.р}} = (t_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) [1 - l_{\text{л}} k_{\text{т.п}}^{y_{\text{л}}}] \times [z - 2\lambda/\mu] k_{\text{г}}^{0.3},$$

простой комбайна вследствие ожидания передвижки секций крепи

$$t_{\text{п.к}} = \lambda (t_{\text{см}} - t_{\text{п.п}}) (1 - l_{\text{л}} k_{\text{т.п}}^{y_{\text{л}}}) k_{\text{г}}^{0.3} t_{f_i},$$

где $i=1, 2, 3, \dots, z$ — число рабочих, занятых передвижкой секций крепи, обычно меньше 8 чел.; $t_{\text{п.п}}$ — время на лановые простои комбайна, мин; $l_{\text{л}}$ — полезная длина лавы, м.

Зная экономический ущерб от одноминутного простоя комбайна C_2 и

ущерб от такого же простоя рабочего по передвижке секций C_1 , можно определить стоимость простоев по этим причинам E в рублях за смену

$$E = (t_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) (1 - l_{\text{л}} k_{\text{т.п}}^{y_{\text{л}}}) [(z - 2\lambda/\mu) C_1 + \lambda t_{f_i} C_2] k_{\text{г}}^{0.3} \rightarrow \min.$$

Для нахождения функции надо знать численные значения C_1 , C_2 и $k_{\text{г}}^{0.3}$.

Экономический ущерб от одноминутного простоя рабочего

$$C_1 = sk/360,$$

где s — тарифная ставка горнорабочего очистного забоя, руб.; k — коэффициент, учитывающий доплаты к тарифной ставке.

Экономический ущерб от одноминутного простоя комбайна, а следовательно, и очистного забоя по выдаче угля определяется по формуле ДонУГИ,

$$C_2 = \beta_{\text{уч}} + \beta_{\text{ш}} (A_{\text{л}}/A_{\text{ш}}),$$

где $\beta_{\text{уч}}$ и $\beta_{\text{ш}}$ — соответственно условно-постоянные затраты по участкам и шахте, руб./сут; $A_{\text{л}}$, $A_{\text{ш}}$ — соответственно нагрузки на лаву и на шахту, т/сут.

Условно-постоянные затраты по участку можно определить по выражениям, составленным в ДонУГИ (табл. 6.5). В этих выражениях: m — мощность разрабатываемого пласта, м; $l_{\text{л}}$ — длина лавы, м; H — глубина ведения очистных работ, м; L — длина поддерживаемых выработок на эксплуатационном участке, м.

Условно-постоянные общешахтные затраты $\beta_{ш}$, по данным того же института:

$A_{ш}$, т/сут	1000	1500	2000	2500	3000
		3500	4000	4500	5000;
$\beta_{ш}$, руб./сут	6500	7600	8660	9850	
	10990	12060	13180	14320	15400.

Основные положения теории для определения коэффициента готовности очистного забоя $k^{0,3}$ приведены ниже. Следовательно, располагая необходимыми данными, можно определить оптимальное количество рабочих, занятых передвижкой секций механизированной крепи.

Пример. Установить оптимальное число рабочих очистного забоя, занятых передвижкой секций крепи М87 с учетом простоев их и техники в средних условиях лав шахт производственного объединения «Красноармейскуголь». Исходные данные: скорость подачи $V_{п}=1; 1,5; 2,0; 2,5; 3,0; 4,0; 5,0$ м/мин; расстояние между осями секций $h_0=0,95$ м; экспериментальный материал о передвижке секций крепи для наглядности и компактности представлен в табл. 6.4 в виде статистического ряда (весь диапазон случайной величины разбит на семь интервалов, в математической статистике предпочтительнее отаждется 7—20 интервалам, и для каждого интервала подсчитаны частота, частость, середина интервала и другие нужные параметры); коэффициент, учитывающий технологические перерывы для лав данного объединения, умноженный на длину лавы, в среднем $l_{дкт.п}^{уд}=0,21$; коэффициент, учитывающий готовность очистного забоя, в среднем для указанных условий $k_r=0,84$.

Решение. Определим закон и параметры распределения случайной величины, располагая экспериментальными (хронометражными) данными и результатами расчетов, приведенными в табл. 6.4. Уровень обслуживания секции крепи по распределению Эрланга составит $\mu=1,89$ секции в 1 мин.

Среднее время простоя комбайна вычислим по выражению, приведенному выше. Задавая различные значения z , вычислим значения Φ . Средний экономический ущерб от одномоментного простоя комбайна в течение смены, по данным ДонУГИ, равен 3,78 руб./мин, а от простоя одного рабочего, передвигающего секции — 0,04 руб./мин. Затем, по приведенным выше формулам для различных значений скорости подачи и заявок на передвижку секций, определим минимальные суммарные эксплуатационные затраты E в рублях за смену с учетом оптимального числа рабочих, занятых пе-

Таблица 6.6. Результаты расчета минимальных эксплуатационных затрат и оптимального числа рабочих, занятых передвижкой секций

Скорость подачи комбайна, $V_{п}$, м/мин	Число заявок на передвижку секций крепи λ , секций/мин	Минимальные суммарные эксплуатационные затраты E , руб./смену	Оптимальное число рабочих, занятых передвижкой секций крепи $z_{опт}$, чел.
1,0	1,05	52,0	2
1,5	1,58	28,1	4
2,0	2,10	28,0	4
2,5	2,63	28,4	5
3,0	3,16	30,3	6
4,0	4,21	26,8	7
5,0	5,26	25,3	8

редвижкой секций $z_{опт}$. Результаты этих расчетов представлены в табл. 6.6.

Из данных табл. 6.6 следует, что при скорости подачи комбайна 2 м/мин оптимальное число рабочих, занятых передвижкой секций крепи, составит 4 чел., а минимальные эксплуатационные затраты равны 28 руб./смену.

Приведенная методика установления оптимального числа рабочих, в данном случае для передвижки секций крепи, разработанная в ДПИ и ДонУГИ, позволяет обоснованно планировать штат сменного звена рабочих и его использование. Если на рассмотренных ранее процессах выемки, погрузки и зачистки угля транспортировки его в прилегающую к лаве выработку и передвижку транспортных средств в лаве численность рабочих сменного звена определяется расстановкой штата с учетом рекомендаций соответствующих инструкций, то необходимое число рабочих, занятых передвижкой секций крепи, надо рассчитывать.

Комбайн или струговую установку, как предусмотрено инструкциями по их эксплуатации обслуживают двое рабочих — машинист комбайна (установки) и его (ее) помощник. За работой конвейера в забое наблюдают все рабочие, а на сопряжении, т. е. на пересыпе угля идущего из лавы, нужен рабочий, в функции которого также входит наблюдение за состоянием всего оборудования, находящегося на сопряжении лавы и возле него. Следовательно численность сменного звена рабочих определяется и расстановкой штата, и расчетом, он всецело зависит от научно-технического уровня машин, оборудования и степени совершенства технологической схемы процессов.

6.5. РАБОТЫ НА СОПРЯЖЕНИЯХ ЛАВ С ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ

6.5.1. Общие положения

В настоящее время еще во многих очистных забоях, оснащенных современными комплексами очистных машин, работы на сопряжениях лав выполняются с применением ручного труда. Трудоемкость этих работ, например на тонких пластах пологого падения, достигает 50 % общей трудоемкости по забою. Такое положение можно объяснить некомплексным подходом в совершенствовании процессов добычи угля, трудностью и неподготовленностью решения проблемы и другими причинами. В последние годы поиск решения этой проблемы проводится в двух направлениях. Согласно первому направлению предусматривается вынос головок конвейера в прилегающие выработки, применение специальных, с двумя исполнительными органами, комбайнов и механизированных крепей сопряжения. Второе направление включает технические решения без выноса головок конвейера на штреки — применение нишенарезных машин, двух обычных комбайнов, плоских головок конвейера и других мероприятий, снижающих общую трудоемкость работ. Рассмотрим вначале перспективные решения по так называемой безнишевой технологии отработки угольных пластов, т. е. по первому направлению. Заметим, что для выноса головок забойного конвейера в прилегающие выработки требуется определенное по размерам и положению относительно пласта поперечное сечение подготовительной выработки. Размеры сечения выработки, его форма, положение зависят от конструкции и размеров очистной выемочной машины, головок конвейера, крепи сопряжения, параметров устойчивости пород, водообильности участка и многих других горно-технических факторов. При этом должны учитываться и про-

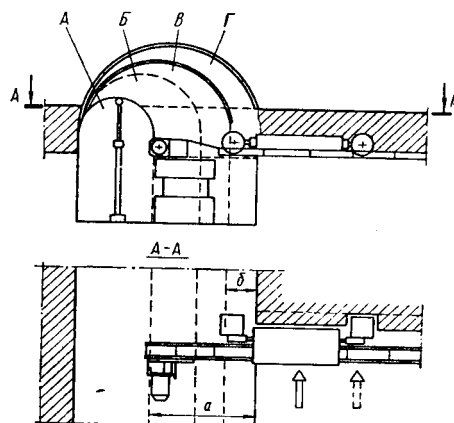


Рис. 6.16. Схема к объяснению параметров a и b .

ходческие требования. Чтобы вынести головку конвейера с переходным решетом общим размером a (рис. 6.18), надо знать сечение штрека Γ . При этом корпус комбайна должен вплотную подойти к переходному решету, а левый исполнительный орган его, вынесенный на размер b относительно корпуса, выйти в штрек с целью последующей выемки полосы угля в лаве без самозарубки в пласт. Если же применить плоскую компактную приводную головку с перпендикулярным к оси конвейера расположением двигателя и планетарного редуктора, то сечение штрека может быть уменьшено, например до размеров сечения B . При этом левый исполнительный орган комбайна можно будет заводить для выемки последующей полосы угля со штрека тоже без самозарубки. При сечениях штрека B и A , даже при применении самозарубывающихся комбайнов, потребуется проходить нишу с большим количеством ручных работ. В этих случаях не требуется установка специальной крепи сопряжения со столом для головки конвейера. Крепь же усиления простейшей конструкции, например в виде гидравлических стоек, установленных на деревянные лежаны и под деревянные прогоны, здесь нужна,

так как отдельные элементы штрековой крепи будут извлекаться при передвижке головки конвейера.

На концевых участках лавы состояние непосредственной кровли почти всегда хуже, чем на остальной ее части. Это объясняется ведением взрывных работ при прохождении выработок, в том числе ниш, многократным прохождением на этих участках забоя волн опорного горного давления и другими причинами. Поэтому секции механизированной крепи, установленные на концах лавы, работают в сложных условиях, но, независимо от этого, они должны обеспечить надежное поддержание неустойчивых, обычно расчлененных на мелкие элементы пород кровли. Следует отметить, что породы почвы у штрека, точнее на бровке его, тоже не монолитные, а разбиты серией трещин, т. е. удерживать бровки от разрушения трудно. Во всех случаях свободные проходы для людей по штреку и в лаву должны быть не уже 0,7 м и на штреке не ниже 1,8 м. Зазоры выше и ниже приводной головки, как показывает опыт, должны быть достаточными для свободного пропуска потока угля, в частности больших глыб. Иначе говоря, штрековый и забойный конвейеры необходимо устанавливать с таким расчетом, чтобы пересып угля, транспортируемого из лавы, не затруднялся, а большие куски «не срывали» головку забойного конвейера. Передвижка рам механизированной крепи сопряжения и снятие элементов штрековой крепи должны быть удобными и не трудоемкими.

6.5.2. Сущность работ на сопряжении лавы, закрепленном специальной крепью

Наиболее отработанной конструкцией механизированной крепи сопряжения, например для тонких пологих пластов и штреков трапецевидного сечения, является крепь КС97 (рис. 6.

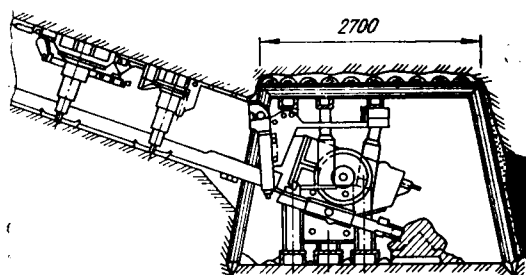


Рис. 6.17. Крепь сопряжения КС97.

19). Штрековая часть этой крепи (КСШ) кинематически соединена специальным устройством с бермовой частью (КСБ). Бермовая часть крепи состоит из пяти секций модернизированной комплектной крепи типа МК97, не связанной с конвейером, три комплекта которой отстающие, а два — опережающие. Связи между комплектами, расположенные у кровли пласта, представляют собой эластичные шпунтовые элементы, способные поддерживать неустойчивые породы. Штрековая часть крепи бывает трех модификаций. Принцип передвижения рам — шагающий. Если, например, две наружные рамы перемещаются, то внутренняя рама неподвижна, и наоборот. Стол, на котором расположена приводная головка конвейера, гидравлическими домкратами может перемещаться в горизонтальной и вертикальной плоскостях, т. е. имеется возможность корректировать положение головки относительно пласта и подошвы штрека. Такая крепь сопряжения применяется в составе комплексов машин КМ103 КД80, КМ88, КМК98 и др. Модификация аналогичной крепи, например КСШЗ, имеет 6 стоек, способна работать с конвейером, привод которого расположен перпендикулярно стволу. Погашение штрека в этом случае не предусмотрено. Кроме механизированной крепи сопряжения КС97 разработаны и другие крепи, например КС1А (для работы в составе комплексов КМ88 с арочной формой сечения

штрека), Т6К (для совместной работы с комплексом УКП).

На крепь сопряжения, таким образом, независимо от ее конструкции, возлагаются функции механизации труда по передвижке части конвейерного става совместно с комбайном и приводной головкой; поддержанию верхняков штрековой крепи при удалении ножек ее со стороны очистного забоя; предотвращению вывалов пород из кровли на сопряжении лавы со штреком; удержанию бровки штрека от сползания; удержанию конвейера от сползания вдоль забоя; созданию нормальных условий пересыпа угля с забойного конвейера на штрековый конвейер; обеспечению безопасности рабочих, находящихся на сопряжении лавы со штреком.

Проектируя совокупность операций на сопряжении лавы, следует прежде всего стремиться к уменьшению их длительности, поскольку, чем меньше комбайн простаивает на сопряжении лавы, тем выше показатели работы забоя в целом. Применение промышленного образца крепи КС97 на одной из шахт производственного объединения «Добропольеуголь», например, сократило общее время подготовки комбайна для выемки последующей полосы угля с 30—35 до 5 мин.

6.5.3. Особенности выполнения работ без применения механизированных крепей сопряжения

Механизированные крепи сопряжения существующих конструкций — дополнительные сложные машины, входящие в комплексы очистных машин. Они пока часто выходят из строя, поэтому там, где можно удовлетворительно решить вопросы выполнения концевых процессов и операций другим способом, следует обходиться без них. Например, на шахтах Западного Донбасса при прохождении подготовительных выработок целесообразно производить

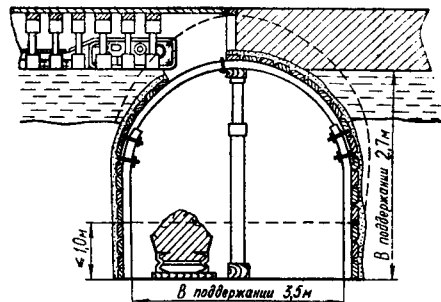


Рис. 6.18. Изменение положения штрека относительно пласта.

подрывку только почвы пластов, не трогая кровлю. Этим обеспечивается, с одной стороны, лучшая устойчивость слабых пород на сопряжениях лав, а с другой — при наличии водопритокков подрывка почвы не позволяет воде попадать в очистные забои. Кроме того, нижняя подрывка улучшает дренирование воды из подстилающих угольный пласт пород, образует большую воронку, понижающую уровень воды. Сечение штрека при волнистом залегании пласта может перемещаться, то приближаясь, то удаляясь от пласта (рис. 6. 20). В этих случаях, а также при прямом порядке отработки выемочных полей, механизация работ на концах лавы может осуществляться и без применения сложных механизированных крепей сопряжения.

Самозарубывающийся комбайн при наличии так называемых плоских головок конвейера, например существенно снижает суммарное время выполнения концевых процессов. Сущность фронтальной самозарубки исполнительных органов таких комбайнов, например типа 1ГШ68, состоит в следующем (рис. 6. 21). При выходе комбайна в концевую часть лавы опережающий шнек 1 находится у кровли пласта, а отстающий 2 — у почвы. Затем поднимают (демонтируют) погрузочный щит 3. Опустив шнек 1 к почве, перемещают комбайн в обратном направлении, производя выемку части

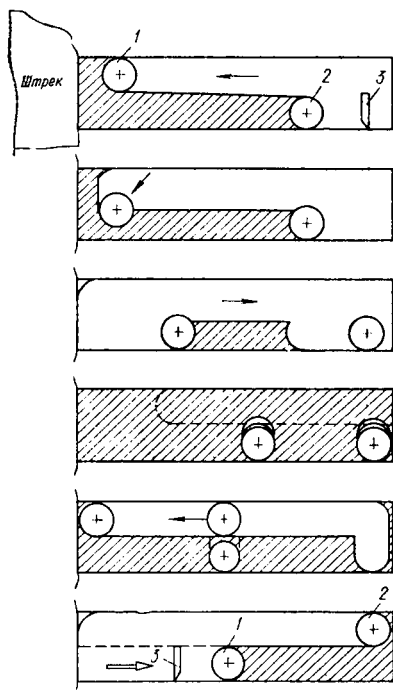


Рис. 6.19. Маневры комбайна 1ГШ68 при фронтальной самозарубке в пласт.

пласта, оставшейся у почвы. Затем, закончив выемку этой пачки угля, комбайн с включенными исполнительными органами вместе с приводной головкой конвейера и частью става подают на забой. При этом оба шнека 1 и 2, находясь у почвы пласта, зарубываются в пласт. Когда зарубка станет полной, начинают поднимать работающие шнеки вверх до кровли пласта. Включив подачу, перемещают комбайн вновь до конца лавы, но с поднятыми обоими шнеками. Затем, вырубив уголь в нижней пачке до почвы пласта, перемещают комбайн в сторону лавы. Шнек 2 перемещают в верхнее положение, а шнек 1 — в нижнее. За шнеком 1 опускают (монтируют) погрузочный щит. Лишь после таких маневров комбайн готов для движения по всей лаве. Разрушенный в процессе самозарубки комбайна уголь погружается не полностью, т. е. требуется ручная за-

чистка почвы пласта. Опыт применения комбайнов 1ГШ68 на шахтах Минуглепрома СССР показал, что все работы на одном конце лавы, связанные с самозарубкой в пласт, можно выполнить за 20—30 мин.

Самозарубка в пласт способом косых заездов может применяться с любой по конструкции комбайном в лавках с устойчивой кровлей. Сущность ее заключается в следующем. В исходном положении конвейер по всей лаве придвинут к забою, исключая ту его часть, на которой находится комбайн (рис. 6. 22). Затем комбайн (положение 2) перемещается на передвинутую часть конвейера. При этом работающий исполнительный орган, постепенно внедряясь в пласт, вынимает клиновидную полосу угля. Когда исполнительный орган полностью самозарубится в пласт на номинальную ширину захвата, комбайн останавливают, передвигают приводную головку часть става. После этого начинают выемку клиновидной полосы угля в обратном направлении (положение 3) вплоть до приводной головки конвейера. Для выемки полосы угля в лавке комбайн вначале передвинется до образованного ранее косым заездом вруба, и лишь затем начинает двигаться по ней. Следовательно, для самозарубки исполнительного органа комбайна в пласт требуются затраты времени на маневры комбайна и передвижку концевой части конвейера. Напротив приводной головки комбайнами все существующих конструкций уголь нельзя вынуть никаким способом. Для этой цели чаще всего применяют буровзрывные работы. На все концевые процессы, выполняемые таким способом, затрачивается около 30—60 мин.

Применение комбайнов с односторонним расположением исполнительных органов относительно корпуса приводит к увеличению длины ниш. Поэтому для их сокращения начали применять два комбайна в одной лаве.

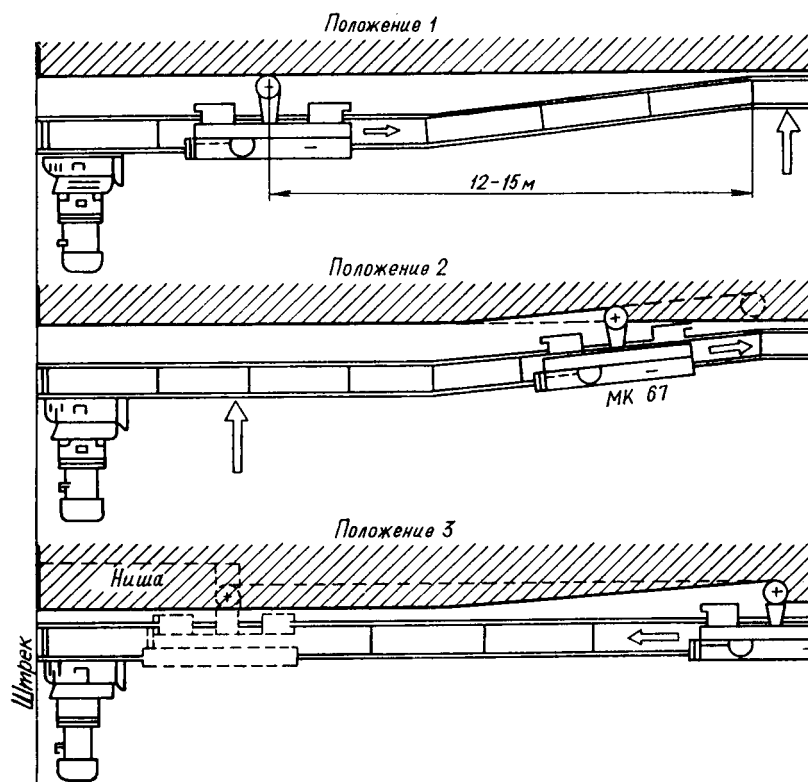


Рис. 6.20. Самозарубка очистного комбайна в пласт способом косых заездов.

Улучшение двухкомбайновой выемки угля состоит в следующем. Комбайны в лаве устанавливают в положение, при котором их исполнительные органы направлены к подготовительным выработкам. Один из комбайнов производит выемку угля примерно на участке лавы длиной 20 м, а другой — в остальной ее части. Одновременная работа двух комбайнов на одной тяговой цепи правилами безопасности запрещается. Клиренс одного комбайна должен быть достаточным для пропуска угля, добытого другим комбайном. Несмотря на неудовлетворительное использование одной выемочной машины, общий экономический эффект от сокращения затрат ручного труда на очистных лавы в этом случае существенный благодаря сокращению общей

длительности подготовительно-заключительных операций. На ряде шахт, например производственного объединения «Укрзападуголь», достигнуты хорошие результаты работы двух комбайнов в одной лаве. Так, на одном из пластов ($m=0,90$ м) шахты «Червоноградская» № 1 использованием двух комбайнов 1К101 поднята нагрузка на 30 % и увеличена производительность труда на 5 т/выход, на шахте «Великомостовская» № 4 ($m=1,55$ м) двумя комбайнами типа 2К52 в одной лаве увеличили нагрузку на 20 %, а производительность труда — на 10 т/выход.

Рассмотренные мероприятия позволяют сократить длительность подготовительно-заключительных операций с выемочной машиной, но не исключают

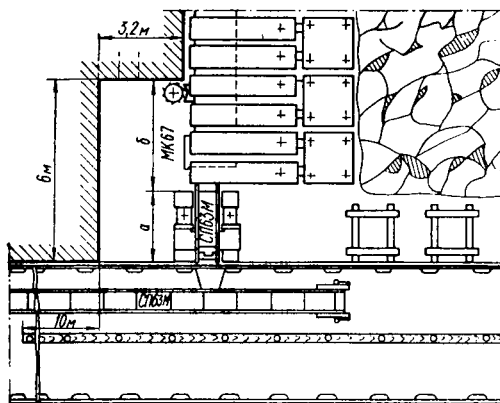


Рис. 6.21. Схема сопряжения лавы со штреком при применении комбайна МК67.

ют проведение ниш. Следовательно, общая трудоемкость работ на сопряжениях лав остается все еще высокой. Ниши проходят даже при обратном порядке отработки выемочных столбов. Например, при отработке тонких и весьма тонких пластов на шахтах Западного Донбасса широко применяется комбайн МК67, исполнительный орган которого расположен в средней части корпуса.

Длина забоя ниши, в данном случае составляющая 6 м, определяется длиной головки конвейера a и размером b по корпусу комбайна, с учетом зазора для свободного выхода исполнительного органа при выемке последующей полосы угля без самозарубки в пласт (рис. 6.23). Для создания удобств при выполнении работ по проведению ниши, например бурения шпуров, крепления призабойного пространства, требуемых правилами безопасности размеров свободных проходов, опережение забоя ниши относительно забоя лавы должно быть не менее 3,2 м. Выгрузка угля, отделенного от массива пласта буровзрывным способом, производится на штрек в основном вручную. Перед передвижкой приводной головки конвейера надо удалить часть стоек индивидуальной крепи, а затем, после передвижки головки, установить

стойки в новом месте и выложить со стороны выработанного пространства костер. Проход в лаву со штрека разделяется каждый раз после передвижки головки конвейера, части става и первой секции механизированной крепи. Он размещается между головкой конвейера и костром (см. рис. 6.23). Входы в лаву, в нишу и выходы из лавы на штрек не должны загромождаться. Этого требуют правила безопасности, это же способствует снижению аэродинамического сопротивления очистного забоя. Погашение тупиковой части штрека выполняется периодически, с соблюдением необходимых мер предосторожности, разумеется, при отработке столбов обратным ходом и если надобность в данной выработке отпала.

Таким образом, на конечных участках лавы по рассматриваемой технологической схеме выполняется много различных работ, совместить которые во времени, не нарушая правил безопасности, трудно. Заметим, что удельные затраты работ на сопряжениях лавы отнесенные на одну тонну добываемого угля, уменьшаются с удлинением лавы. Однако удлинение лавы не может быть беспредельным. Поэтому знание оптимальной длины лавы для конкретных условий обязательно. Во всех случаях четкая организация работ на концах лавы невозможна без графика основанного на обязательном учете затрат времени на каждую рабочую операцию. Следует помнить, что сопряжение лавы — место повышенной опасности работ. Здесь одновременно находится около пяти рабочих, занятых ручным трудом. Поэтому уровень травматизма в этом месте в 2—3 раза выше, чем на других участках лавы.

6.5.4. Направления поисков механизации работ на концах лав за рубежом

На шахтах, например ФРГ, сходных по условиям разработки с некоторыми

донецкими шахтами, в связи с переходом горных работ на глубины до 1400 м начали резко увеличивать сечения подготовительных выработок, независимо от того, проходятся они по пустым породам или по пластам полезных ископаемых. Чем это объясняется? Дело в том, что переход на большие глубины связан с ростом температуры горных пород, газообильности пластов, сил горного давления, а также со стремлением технологов содержать выработки в безремонтном состоянии, повторно использовать выемочные штреки, применять безцеликовую и безнишевую технологию работ и др. Сечения выработок в проходке доведены до 25—30 м². При определении сечений учитывают двухразовое использование штреков (один раз в качестве, например конвейерного, а другой — вентиляционного), пучение почвы, а также возможное уменьшение сечения за счет деформаций стенок выработки. Крепь штреков очень большой податливости — до 1,5 м. Следовательно, если в процессе эксплуатации выработки сечение ее уменьшится : 25—30 (в проходке) до 10—12 м² (в вету), то оно еще будет достаточным для вынесения приводной головки конвейера в штрек, применения самозарубывающихся комбайнов и других мероприятий, снижающих длительность и трудоемкость концевых процессов.

Если в подготовительных выработках имеет место большое пучение почвы, то конвейеры подвешивают на расчалках к крепи, а рельсовые пути закладывают монорельсовыми подвесными дорогами. Очевидно, что выход пустых пород при прохождении выработок большого сечения, а также расход металла на крепление выработок и другие цели увеличиваются. Это требует применения более мощных проходческих комбайнов, усовершенствования других средств и способов проходки выработок и т. п. Однако особо важное и усиливающееся значение своевре-

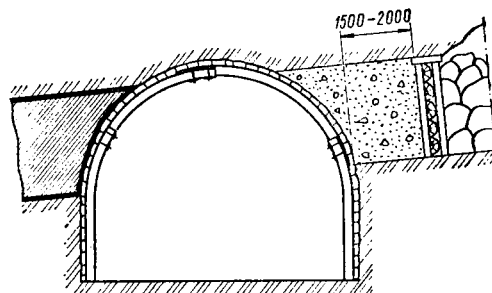


Рис. Б.22. Схема охраны штрека большого сечения ангидритовой полосой.

менного проведения подготовительных выработок для обеспечения в итоге дальнейшего роста производительности труда на всех процессах подземных горных работ заставляет специалистов идти именно по такому пути. Темпы интенсификации очистных работ из-за низких темпов выполнения подготовительных работ не должны снижаться. Представляют интерес предложения специалистов ФРГ относительно способов и средств поддержания выработок большого сечения. Сущность этих предложений (рис. 6. 24) состоит в том, что над штреками, другими выработками механизированным способом выкладывается жесткая полоса из смесей быстросхватывающихся веществ (ангидриты, цементные смеси и др.). Любым другим способом на глубоких горизонтах поддерживать выемочные штреки большого сечения, по их мнению, не эффективно. Применение обычных бутовых полос, выкладываемых из пустых пород, различных видов крепей, не дает желаемых результатов вследствие несовершенных их механических характеристик (медленное нарастание сопротивления, большая податливость и др.), значительной трудоемкости работ, низких темпов возведения крепей и т. д.

В ФРГ усовершенствована конструкция металлической штрековой крепи. В качестве материала крепи применяют высококачественные марганцовистые термостойкие, закаленные ста-

ли. Крепи арочной формы сечения изготовляют из утяжеленных лотковых спецпрофилей с увеличенным количеством составляющих элементов. Узлы податливости крепи отличаются простотой и надежностью, по-прежнему основаны на принципе трения. Расстояние между рамами крепи 0,5—1,0 м. В качестве затяжки применяется металлическая решетчатая сетка. Специалисты ФРГ возлагают большие надежды на применение жестких полос, полагая следующее: околострековая полоса в короткий срок после возведения приобретает такую же прочность, как и вмещающие породы; прочность материала полосы можно регулировать в зависимости от прочности боковых пород; процессы возведения полосы не зависят от внутришахтного транспорта и могут быть полностью механизированы и автоматизированы относительно простыми техническими средствами; полосы обладают воздухонепроницаемостью и другими положительными свойствами. Областью применения такого бесцепокового и безремонтного способа поддержания выработок на больших глубинах (700 м и более) являются пласты с вмещающими породами, прочность на сжатие которых не ниже 200 МПа. При слабых породах жесткая полоса может не выполнить своего назначения, вызовет пучение пород и т. п. Таким образом, предлагаемые решения представляют интерес лишь для определенных условий шахт. Экспериментальные работы покажут их перспективность, а также возможную область применения на шахтах СССР.

6.6. РАБОТЫ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ БЕЗОПАСНОСТИ И ОХРАНЕ ТРУДА

6.6.1. Общие положения

Физический труд горнорабочего в современном очистном механизированном забое облегчается, но становится умственно напряженным. Управление, наладка, ремонт и опробывание оборудо-

вания — основные процессы, выполняемые горнорабочими, — требуют от них более высокого общеобразовательного уровня, глубоких технических знаний.

Очистной забой в угольной шахте всегда был и пока еще остается местом повышенной опасности производства. Здесь в ограниченном, а на тонких пластах сильно стесненном, пространстве наблюдается повышенная концентрация машин, механизмов и людей. Условия ведения работ изменяются постоянно. По этим и другим причинам в очистных забоях происходит в среднем 50—60 % случаев травматизма общего их количества на подземных работах. Поэтому главная задача руководителей производства и рабочих заключается в том, чтобы обеспечить безопасность в очистных забоях. Для решения этой задачи комплексно совершенствуется технология и техника ведения очистных работ, выполняются многие другие мероприятия.

Выделение метана в очистных забоях всегда представляет собой потенциальную опасность для жизни и здоровья работающих. Основной мерой борьбы с газовыделениями по-прежнему является подача в забой большого количества свежего воздуха. В последнее время все шире применяется каптаж и отсос скоплений метана дегазационными установками. С переходом горных работ на глубины 800—1300 м, кроме высокой газообильности пластов, ожидается интенсивный рост тепловыделения от вмещающих пород. Эта теплота, как и выделяющийся газ, в принципе могут быть использованы, например на собственные нужды горных предприятий. Согласно правилам безопасности работ в угольных и сланцевых шахтах, в забоях ограничиваются как температура, так и содержание газа. Так, на рабочих местах в шахте температура воздуха не должна превышать 26 °С. В современных очистных забоях в 2—3 раза возросли нагрузки

и одновременно с этим повысилось пылеобразование. Борьба с запыленностью воздуха тоже важная профессиональная задача. Согласно «Санитарным правилам по содержанию шахт угольной и сланцевой промышленности» допускается определенная запыленность воздуха. Например, допустимая концентрация угольной пыли, не содержащей свободного SiO_2 , не должна превышать 10 мг/м^3 шахтного воздуха. Если же породноугольная пыль содержит более 70 % свободного SiO_2 , то допустимая концентрация ее не должна превышать 1 мг/м^3 шахтного воздуха.

Чтобы создать и непрерывно поддерживать условия для безопасного труда в очистном забое и должным образом охранять здоровье работающих, необходимо строго соблюдать требования ПБ и СП, выполнять комплекс других мероприятий, сущность которых излагается в специальных курсах «Рудничная аэрология» и «Охрана труда». В курсе же «Процессы подземных горных работ» рассмотрим лишь некоторые основные вопросы безопасности и охраны труда, без которых изложение современной технологии очистных работ будет логически не законченным.

6.6.2. Проектирование допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору

Для шахт III категории и сверхкатегорных по метановыделению расчетную нагрузку проверяют по газовому фактору. С этой целью необходимо знать схему и особенности проветривания лавы и выемочного участка. Схемы проветривания эксплуатационных участков на данном этапе развития технологических систем угольных шахт могут быть трех типов (рис. 6. 25). К *первому типу* отнесена схема, не содержащая дополнительных выработок для подсвеживания исходящей струи воз-

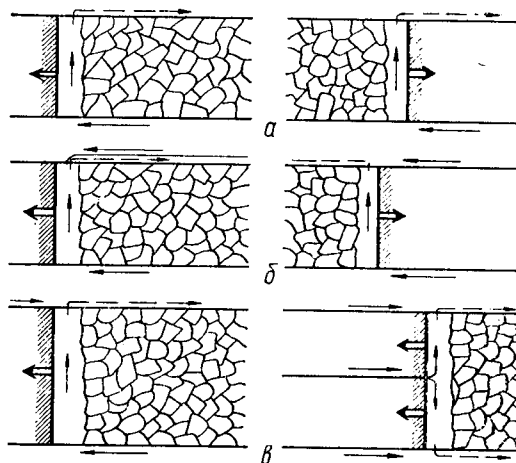


Рис. 6.23. Схема проветривания выемочных участков первого (а), второго (б) и третьего (в) типов.

духа, ко *второму* — схема проветривания с дополнительными выработками (трубопроводами), служащими для подсвеживания струи, выходящей из очистного забоя, *третий тип* включает схемы проветривания с обособленным разбавлением метана по источникам его поступления. Нагрузка A на очистной забой, допустимая по газовому фактору, определяется по выражению

$$A_{\text{CH}_4} = (864 V S_{0.3} d) / (k_n q_{0.3}),$$

где V — допустимая по правилам безопасности скорость движения воздуха в лаве, м/с; $S_{0.3}$ — живое сечение очистного забоя в наиболее загроможденной его части, м^2 ; d — допустимая концентрация CH_4 в исходящей из лавы струе воздуха, %; k_n — коэффициент неравномерности газовыделения (устанавливается по данным газовых съемок); $q_{0.3}$ — относительная метанообильность лавы на тонну суточной добычи, м^3 .

Если нет экспериментальных данных для определения k_n , то его можно рассчитать по формуле $k_n = k/k_1$ (k — коэффициент, учитывающий естественную дегазацию метана в пери-

од отсутствия добычи угля; k_m — коэффициент, учитывающий длительность работы выемочной машины в течение суток).

Естественная дегазация метана зависит от многих факторов: природной газоносности пласта, относительной метанообильности данного очистного забоя, типа схемы и параметров проветривания выемочного участка, длительности работы выемочной машины и др.

Коэффициент, учитывающий естественную дегазацию, можно определить по зависимости

$$k = k_m \{ [(1 - k_m)(x - x_1)] / (q_{o.з} + 1) \},$$

где x — природная газоносность пласта (устанавливается по специальной инструкции), m^3/t ; x_1 — остаточная газоносность угля, доставленного за пределы выемочного участка, m^3/t ; $k_m = t/1400$; t — длительность работы выемочной машины в течение суток, мин; $q_{o.з} = q_{пл} + cq_{в.п}$ — относительная метанообильность очистного забоя, m^3/t ; $q_{пл}$ и $q_{в.п}$ — соответственно относительные метанообильности, вызванные выделением CH_4 из отрабатываемого пласта через обнаженные поверхности, трещины, из вынутаго угля и из выработанного пространства, m^3/t ; c — коэффициент, учитывающий долю CH_4 , поступающего из выработанного пространства в призабойное.

Значения $q_{пл}$, $q_{в.п}$, c и x_1 определяют согласно руководству по проектированию вентиляции угольных шахт.

Относительную метанообильность лавы вычисляют по выражению

$$q_{o.з} = (1 - c_1)q_{пл} + c(1 - c_2)q_{в.п},$$

где c_1 и c_2 — соответственно коэффициенты, учитывающие эффективность дегазации пласта и выработанного пространства (устанавливаются согласно руководству по дегазации угольных шахт).

Если принят первый тип схемы про-

ветривания выемочного участка, то допустимую по газовому фактору нагрузку на очистной забой определяют по формуле

$$A = (864VS_{o.з} k_{уч.в}) / (k_n q_{уч}),$$

где $q_{уч} = q_{пл} + q_{в.п}$; $k_{уч.в}$ — допустимая концентрация метана в исходящей струе воздуха участка, % (по ПБ $k_{уч.в} \leq 1$ %).

Для второго типа схемы проветривания эксплуатационного участка

$$q_{пл} = x[1 - e^{-0.63b/V_c(\tau_{л} + 1)^{-\beta}}],$$

где V_c — скорость подвигания очистного забоя, м/сут; b , β — соответственно коэффициенты, учитывающие скорость газоотдачи с обнаженной поверхности угольного пласта и из вынутаго угля ($b = 0,018(V_r)^{1,21}$; $\beta = 0,00227V_r + 0,0672$; V_r — выход летучих веществ на горючую массу, %); $\tau_{л}$ — время транспортировки угля по лаве в пределах свежей струи воздуха, мин.

Для третьего типа схем расчеты выполнены научно-исследовательскими институтами ИГД им. А. А. Скопинского и ДонУГИ по специальной методике. Например, первый институт для одного из проектов шахт принял нагрузку на лаву — 3600 т/сут, а второй — 2000 т/сут.

Опыт показывает, что для второго и третьего типов схем проветривания выемочных участков, т. е. с подсыжением исходящих струй, а также с проветриванием при раздельной подаче свежего воздуха в места наибольшего скопления метана, можно довести содержание метана на исходящей струе воздуха участка до требуемой концентрации, т. е. $d \leq 1$ %, и снять «газовый барьер» даже при нагрузках 3000—4000 т/сут. Однако при этом не следует забывать, что местные скопления метана в очистных и других выработках по ПБ не должны превышать 2 %. Следовательно, при расчетах минут-

ной производительности очистного комбайна допускается $d \leq 2\%$.

Минутная производительность комбайна определяется по формуле

$$A_{\text{мин}} = V_{\text{п}} r m \gamma,$$

где $V_{\text{п}}$ — скорость подачи комбайна, м/мин; r — ширина захвата комбайна, м; m — вынимаемая мощность пласта, м; γ — плотность угля, т/м³.

Эта производительность не должна превышать допускаемую минутную производительность по газовому фактору, т. е. $A_{\text{мин}} \leq A_{\text{сн}_4}$.

В ДонУГИ, например для определения $A_{\text{сн}_4}$, составлена формула

$$A_{\text{сн}_4} = (0,6 V S_{0.3} d k_{\text{д.в}}) / [q_{\text{пл}} + c q_{\text{в.п}} (t_{\text{м}} / 1440)],$$

где $k_{\text{д.в}}$ — коэффициент, учитывающий долю воздуха, перемещающегося по выработанному пространству, $k_{\text{д.в}} = 1,2-1,3$.

В этом выражении значения d могут достигать 2%. Следовательно, рассчитанную нагрузку применительно к шахтам III категории и сверхкатегорным надо каждый раз проверять как по суточной, так и по минутной производительностям забоя с учетом газового фактора. Если имеет место несоответствие в нагрузках, получаемых с учетом газового фактора, то надо разрабатывать и принимать меры, снижающие природную газоносность пластов (дегазацию и др.).

В последние годы на наших шахтах начали применять автоматическую систему газовой защиты, например аппаратуру «Метан», которая при превышении определенной концентрации метана в месте, где установлены датчики, может подать звуковой сигнал диспетчеру, отключить электропитание, остановить ту или иную рабочую машину, не допуская аварии — взрыва метана и т. п. Автоматический непрерывный контроль содержания метана в наиболее опасных местах сети горных выработок весьма необходим и

прежде всего на шахтах, опасных по внезапным выбросам угля и газа.

6.6.3. Меры борьбы с высокими температурами, запыленностью воздуха и травматизмом

Температура вмещающих пород в очистном забое прогнозируется на основе исследований, выполненных под руководством академика АН УССР А. Н. Щербаня, в частности по формуле

$$t_{\text{в.п}} = t_{\text{н.в}} + (H - h_{\text{н.з}}) / F_{\text{ст}},$$

где $t_{\text{н.в}}$ — среднегодовая температура наружного воздуха, °C; H — глубина (по вертикали) залегания выработки от земной поверхности, м; $h_{\text{н.з}}$ — глубина от земной поверхности до нейтральной зоны, м; $F_{\text{ст}}$ — геотермическая ступень, м/°C.

Для условий шахт Донбасса ориентировочно $F_{\text{ст}} = 30$ м/°C; $t_{\text{н.в}} = 7,5$ °C; $h_{\text{н.з}} = 25$ м.

Предельную длину лавы по тепловому фактору также можно определить, используя работы А. Н. Щербаня. Такие определения нужно производить, начиная с глубины 700 м и более. На глубине 1200 м зафиксирована температура 48—57 °C, а на глубине 1600 м предполагаемая температура составит 69—73 °C. Мероприятия, улучшающие тепловой режим в очистных забоях, включают: увеличение расхода и сокращение пути движения свежего воздуха, осушение выработок, по которым проходит свежий воздух, переход на нисходящее проветривание, обратный порядок отработки полей, применение искусственного охлаждения воздуха и др. Холодильные машины могут быть стационарными и передвижными. Стоимость охлаждения воздуха при применении лавных охладителей составляет 1—2% себестоимости угля. Наряду с этим, за рубежом ведется поиск устройств для индивидуального охлаждения рабочих, например специ-

альных изолирующих костюмов, кабин и т. п. Намечается тенденция преимущественного распространения средств местного охлаждения воздуха. Стационарные же турбокомпрессорные машины применяются лишь в исключительных случаях. Таким образом, для охлаждения воздуха применяют комплекс мероприятий, среди которых предпочтение отдают средствам местного охлаждения воздуха.

Запыленность воздуха в очистных забоях в связи с ростом нагрузки и продолжительности работы выемочных машин возрастает. Как показали исследования, на пылеобразование влияет много факторов — горно-геологических и производственно-технических. Прежде всего, влияют естественная пластовая влажность, крепость угля и степень его метаморфизма: чем больше влажность, тем меньше запыленность шахтного воздуха (рис. 6.24); чем выше крепость угля, тем больше пыли в забое. Максимум пылеобразования отмечается в забоях на пластах с выходом летучих веществ при-

мерно 30 %. Установлено, что скорость подачи, ширина захвата и частота вращения исполнительных органов выемочной машины влияют на пылеобразование следующим образом. Вначале, чем выше производительность комбайна, тем меньше пылеобразование, а затем, после превышения определенных значений, пылеобразование возрастает. Это объясняется повторным измельчением угля, поскольку скорость погрузки угля на конвейер меньше скорости его отбивания. При неизменной V_n с увеличением частоты вращения шнеков n пылеобразование растет (рис. 6.27). Кроме того, чем больше n , тем больше парабола выброса отбитого угля и, следовательно, больше пыли попадает в воздух во взвешенном состоянии. Образование тонкой пыли уменьшается с ростом V_n и утолщением среза. На пылеобразование существенно влияет присечка пустых пород. Количество самой вредной породно-угольной пыли при наличии присечки пород резко возрастает.

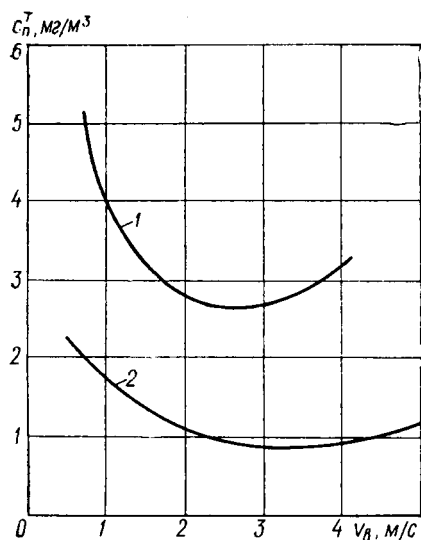


Рис. 6.24. Влияние влажности пласта на запыленность воздуха в лаге:
1 — естественная влажность 2 %; 2 — искусственное увлажнение угольного массива до 6 %.

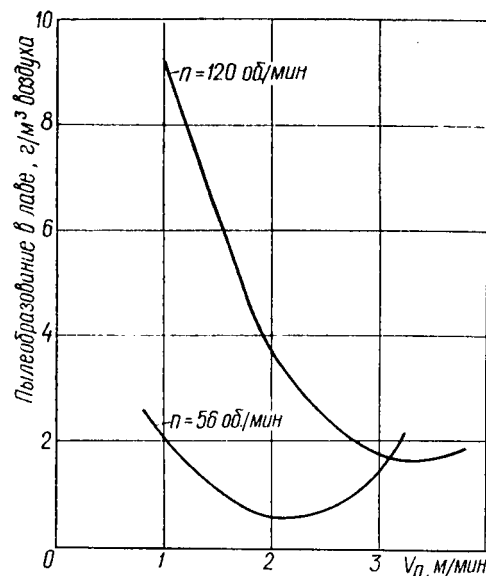


Рис. 6.25. Зависимость удельного пылеобразования в лаге от частоты вращения шнеков n и скорости подачи V_n комбайна.

Длинные мощные резцы, например тангенциальные, по сравнению с радиальными уменьшают пылеобразование. Чем меньше резцов на исполнительном органе комбайна, тем меньше концентрация пыли в шахтном воздухе, и наоборот. Очень большое влияние на пылесодержание в лаве оказывает скорость движения воздуха. При скорости струи 2—3 м/с и естественной влажности угля 2 % наблюдается минимум концентрации пыли. При скорости 5 м/с можно также снизить пылеобразование, но для этого надо увлажнять уголь нагнетанием в пласт воды, доводя влажность до 6 %. Заметим, что дисковые исполнительные органы комбайна по сравнению со шнековыми уменьшают пылеобразование на 30—40 %.

Во всех случаях борьбы с пылеобразованием необходимо стремиться, чтобы уголь передавался на конвейер в закрытом пространстве. Иначе вентиляционная струя эффектом воздушной сепарации будет насыщаться тонкой пылью, от которой затем уже в струе избавиться трудно.

Основной мерой борьбы с пылеобразованием в лавах является предварительное увлажнение угольного массива и применение орошения в процессе выемки, погрузки угля на конвейер и передвижки секций крепи. Для предварительного увлажнения требуется бурение шпуров или скважин в угольном пласте. Шпуры можно пробурить в направлениях, перпендикулярных плоскости забоя, из самой лавы. Скважины же бурят со штреков и распускают их параллельно линии очистного забоя. В отдельных случаях скважины можно пробурить из прилегающих выработок и даже с поверхности. В шпуры или скважины подают воду, смачиватели, аэрозоли, пены и др. Пространство, куда подают жидкости, должно быть герметизированным, в противном случае жидкость в пласт под давлением не поступит. Рас-

ход жидкостей, а также скорость их нагнетания в каждом конкретном случае зависят от особенностей угольных пластов, параметров технических средств нагнетания, проницаемости массива, отношения людей к делу и др. На наших шахтах отработаны и широко применяются различные средства и способы высоко- и низконапорного нагнетания воды в пласт. Эффективность предварительного увлажнения повышают, применяя смачиватели типа ДБ в количестве 0,1—0,3 об. %, электролиты CaCl_2 , NaCl , водомасляные эмульсии и др.

Параметры влияния предварительного увлажнения на пылеобразование можно рассчитать. Например, удельное пылевыведение q_k при работе комбайна без средств борьбы с пылеобразованием

$$q_k = q_{пл} k V,$$

где $q_{пл}$ — удельное пылевыведение из пласта при эталонном режиме выемки угля ($q_{пл} = 150 Q_{пл} k_b k_m k_t$; $Q_{пл}$ — процентное содержание в разрушенном угле пылевых частиц размером ≤ 70 мк, зависит от способностей угля к измельчению, устанавливается лабораторной разделкой и анализом проб; k_b , k_m , k_t — соответственно коэффициенты, учитывающие влияние влажности, мощности и температуры пласта на удельное пылевыведение), г/т; k — показатель, учитывающий изменение удельного пылевыведения от конструкции и режима работы исполнительного органа выемочной машины; V — скорость движения струи воздуха в забое, м/с.

Сопоставив значения q_k , полученные при работе комбайна с предварительным увлажнением массива и без него, можно оценить эффективность того или иного мероприятия по борьбе с пылеобразованием. Давление нагнетания жидкости в пласт зависит от фильтрационных свойств пласта, многих других факторов и колеблется в

пределах 10—20 МПа при расходе жидкости 25—30 м³/мин. Обычно удельный расход жидкости составляет 5—25 л/т. Орошение, как средство борьбы с пылеобразованием в момент выполнения того или иного производственного процесса, повсеместно применяют с использованием конусных, плоскоструйных и зонтичных форсунок. Если применять типовые системы, например ТОС100, ТОС200, то при работе комбайнов можно снизить запыленность воздуха на 80—90 %. В типовую систему входят: насосная установка, например НУМС 200, штрековый фильтр, дозатор смачивателя, водопроводы, форсунки и др.

В последние годы наряду с внешним начали применять так называемое внутреннее орошение, при котором жидкость подается непосредственно в зону резания угля. Эффективность пылеподавления при этом резко возрастает. Расходы жидкости на орошение достигают 15—50 л на тонну добываемого угля. Оросительные системы применяют не только на комбайнах, стругах и конвейерах, но также и на механизированных крепях. Особенно много силикозоопасной породной пыли образуется при передвижке секций крепи с подпором перекрытий и оснований к вмещающим породам. Измельчение и истирание пород при этом, а также высыпание их в рабочее пространство на струю воздуха приводит к засорению ее пылью. В сухих лавах много пыли попадает в рабочее пространство при обрушении пород в выработанном пространстве. Поэтому на механизированных крепях предусматриваются полное перекрытие кровли, изоляция выработанного пространства, ликвидация (уплотнение) зазоров между перекрытиями. Форсунки, устанавливаемые чаще на элементах ограждения секций, следует располагать так, чтобы водяная завеса гасила выход пыли при посадке кровли в самом выработанном прост-

ранстве. Расход воды на передвижку секции составляет 4—8 л. Другие способы, например такие, как пневмогидроорошение, воздушное эжектирование, пеногашение, водяные завесы и т. п. в лавах применяются ограниченно. Что же касается так называемого обеспыливающего проветривания забоев, то его сущность сводится к снижению скорости движения свежей струи до 1,2—2 м/с и подачи ее в нисходящем порядке.

На каждой шахте, согласно ПТЭ (§ 547), необходимо иметь проект комплексного обеспыливания рабочих мест, где возможно пылеобразование. В очистном забое комплекс мероприятий должен предусматривать обязательное предварительное увлажнение угольного массива и проветривание с оптимальной по пылевому фактору скоростью движения воздуха. Контроль качества и эффективности применяемых способов борьбы с пылеобразованием и гигиеническая оценка условий труда осуществляются подразделениями военизированной горно-спасательной части. Пробы воздуха для анализов на запыленность отбираются в определенных местах в сроки, указанные в руководстве по борьбе с пылеобразованием в угольных шахтах.

Рассматривая способы борьбы с пылеобразованием, можно утверждать, что достичь желаемой цели можно только комплексом мероприятий, позволяющим регулировать параметры среды, машин, вентиляции и других процессов. Индивидуальные средства защиты рабочих от пыли в комплексе этих мероприятий имеют важное значение и они должны повсеместно применяться.

Важнейшим критерием оценки условий труда в очистной выработке является уровень производственного травматизма и его динамика. В угольной промышленности при анализе травматизма используются следующие показатели. Коэффициент частоты

k_q — число случаев травматизма на 1000 работающих; показатель тяжести k_r — число дней нетрудоспособности на 1000 работающих. Есть и другие показатели для анализа травматизма. Например, коэффициент частоты травматизма на 1 млн. т добытого угля k^1 и на 100 тыс. обработанных человеко-смен k :

$$k^1 = (A/D) \cdot 10^6; \quad k = (A/N) \cdot 10^5,$$

где A — число случаев травматизма; D — добыча угля, т; N — число обработанных человеко-смен.

Если травматизм оценивать, например по k_q , то в общем виде можно записать

$$k_q = f(X, Y, Z, \dots, K),$$

где $X = \{x_1, x_2, x_3, \dots, x_n\}$ — совокупность природных факторов, действие которых носит объективный характер (мощность пласта, угол падения, крепость угля, вмещающих пород, газообильность, глубина и др.); $Y = \{y_1, y_2, y_3, \dots, y_n\}$ — совокупность управляемых производственно-технических факторов (длина лавы, нагрузка на забой, параметры машин, их конструктивные особенности и т. п.); $Z = \{z_1, z_2, z_3, \dots, z_n\}$ — совокупность управляемых организационных факторов (режим работы, численность звена и т. п.); $K = \{k_1, k_2, k_3, \dots, k_n\}$ — совокупность управляемых социально-психологических факторов (стаж работы, возраст, квалификация, особенности характера, профессиональное мастерство работающего и т. п.).

Для предотвращения травматизма надо умело управлять как совокупностью факторов (обстановкой), так и отдельными факторами. Рассмотрим некоторые основные причины травматизма в лавах, оснащенных современными системами машин. На шахтах Донбасса в начале 80-х годов львиную долю добычи угля получали из лав, оборудованных комплексами КМ87 различных модификаций. Наибольшее число (92,2 %) случаев травматизма

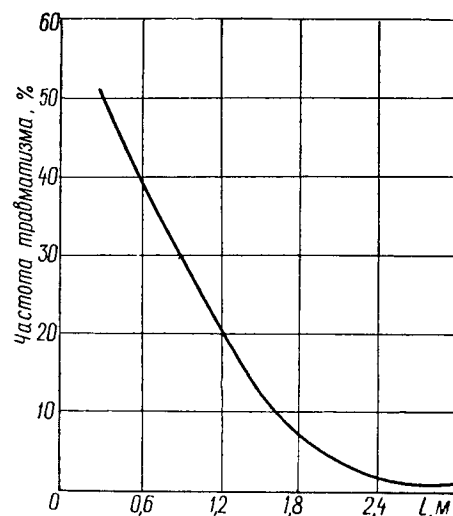


Рис. 6.26. Распределение случаев частоты травматизма по ширине лавы.

(рис. 6.28), при распределении их по ширине очистного пространства, приходится на ту часть сечения, которая прилегает к углу. Это обусловлено недостатками конструкции комплекса машин. Дело в том, что кровля у самого забоя не перекрывается вообще, так как концы перекрытий секций отстоят от угольного пласта на 250—300 мм. Кроме того, проход для людей между первым и вторым рядами стоек секций крепи усложнен в основном по причине загромождения дороги обрушенными породами. Проход же по выдвинутым элементам домкратов тоже мало удобен. Поэтому работающие в лаве часто передвигаются именно под забоем, т. е. в небезопасном месте. Травмирование рабочих здесь происходит в результате вывалов пород, отжима угля, порывов, вибраций тяговой цепи комбайна и по другим причинам. Распределение случаев травматизма по длине лавы свидетельствует о том, что на ее сопряжениях, где устойчивость пород снижается, травмы рабочих в 2—3 раза чаще, чем на остальных участках лавы. Следова-

тельно, в лавах с механизированными крепями надо всемерно увеличивать затяжку кровли во избежание вывалов пород. Рабочие места и места передвижения рабочих должны быть обезопасены. Особо важна осторожность при входе лав в зоны с геологическими нарушениями угольных пластов и вмещающих пород. Уровень травматизма в лавах в этом случае обычно растет.

Во всех случаях, чтобы найти эффективную систему мер борьбы с травматизмом, надо знать потенциальные причины его. Например, в общем случае в лаве, оснащенной комплексом КМ87, наиболее опасны места расположения людей у забоя на сопряжениях лавы. Опыт работы показал, что длина лавы, скорость ее подвигания, мощность пласта, угол падения и другие факторы тоже влияют на уровень травматизма. Например, коэффициент частоты имеет минимальное значение для комплексов КМ87 в лаве длиной 225 м, а для комплексов КМК97 — 205 м. При скорости подвигания забоя, оснащенного комплексом КМ87, коэффициент частоты травматизма принимает минимальное значение, начиная с $V_{0,3} = 2,3—3,6$ м/сут. При вынимаемой мощности пласта $m = 1,5—1,6$ м коэффициент частоты травматизма достигает тоже минимальных значений. Во всех других случаях $k_{\text{ч}}$ увеличивается. Увеличение угла падения пласта вызывает пропорциональный рост $k_{\text{ч}}$. Следовательно, если учитывать влияние природных и производственно-технических факторов на уровень травматизма в лаве, оснащенной комплексом КМ87, то наиболее благоприятными с точки зрения безопасности будут такие условия: мощность пласта 1,5 м, угол падения до 14° , длина лавы 225 м, скорость подвигания 3,6 м/сут.

В последние годы увеличился удельный вес случаев травматизма по организационным причинам: ошибочные и неправильные действия рабочих, не-

ритмичная работа, физическое и нервное утомление и др. Интересно заметить, что бригада, установившая мировой рекорд добычи угля за месяц из одного очистного забоя — 245,5 тыс. т (среднесуточная добыча 7919 т), при производительности труда 72 т/выход работала в этот период без единой производственной травмы.

Исследования ДонУГИ показывают, что состав сменного звена рабочих по условиям безопасности работ не должен превышать для комплексов КМ87 10—14 чел., а для комплексов КМК97 — 12—16 чел.

Социально-психологические факторы, например такие, как уровень образованности рабочих, текучесть кадров тоже существенно влияют на травматизм. Чем выше уровень образованности, тем ниже коэффициент частоты травматизма (рис. 6.29), а чем выше текучесть и смещаемость рабочих кадров, тем выше значения $k_{\text{ч}}$. Поэтому повышение образованности и укрепление трудовой и производственной дисциплины в очистных бригадах являются важными факторами обеспечения

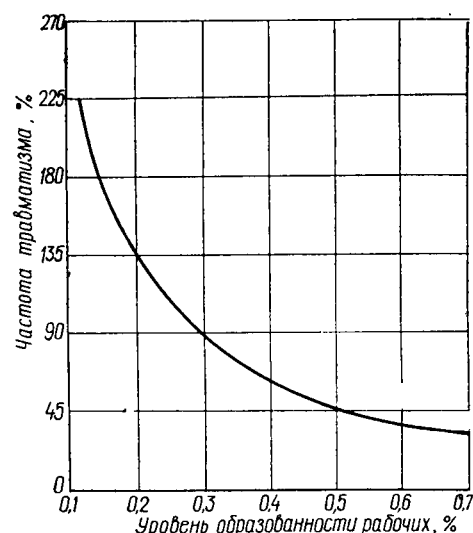


Рис. 6.27. Зависимость частоты травматизма от уровня образованности рабочих.

безопасности и эффективности их труда.

В заключение отметим, что на стадии проектирования технологических процессов и машин вопросам эргономики надо уделять такое же внимание, как и технико-экономическим вопросам. Наше государство выделяет достаточное количество средств, материалов и оборудования на улучшение условий труда, повышение его безопасности. Задача состоит в том, чтобы как можно лучше использовать предоставленные возможности.

6.7. РЕМОНТНО-ПРОФИЛАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

Очистной забой, оснащенный сложными машинами и оборудованием, непрерывно перемещается в среде с переменными параметрами. При высоких нагрузках на забой и осложняющих работу сочетаниях горно-геологических параметров качество машин и механизмов со временем ухудшается, а производительность их снижается. Вернуть машины в первоначальное состояние заменой узлов и деталей без потери добычи угля становится все труднее. Опыт показывает, что затраты времени и средств на ремонтно-профилактические работы непрерывно возрастают, в связи с чем должен постоянно совершенствоваться технико-организационный уровень их. В лавах и прилегающих к ним выработках производят ремонты и профилактику комбайнов, механизированных крепей, конвейеров, насосных станций, электрооборудования, самих выработок и т. п. Все это требует затрат времени и труда. Чтобы в условиях донецкой лавы заменить гидравлический насос подающей части, например комбайна 2К52М, требуется 180 мин времени и три слесаря. На доливку масла в режущую часть комбайна двое рабочих затрачивают около 60 мин. Для замены гидростойки крепи, на-

пример М87, двое рабочих расходуют около 100 мин рабочего времени смены. Замена вышедшего из строя электродвигателя насоса подпитки насосной станции двумя рабочими занимает около 120 мин рабочего времени. Вышедший из строя электродвигатель комбайна 2К52М четверо рабочих заменяют за 200 мин рабочего времени смены. Этих примеров достаточно для иллюстрации большой трудоемкости и значительной длительности ремонтных работ машин.

Ремонтно-профилактические работы по времени разделяют на ежедневные, ежесуточные и воскресные. Цель этих работ различная, в одних случаях это, например, подготовка к следующему циклу, а в других — восстановление первоначального состояния системы машин или выработки. Ремонтно-профилактические процессы могут выполняться без остановки или с остановкой работ по выемке угля. В качестве исполнителей выступают рабочие очистного забоя и электрослесари. Таким образом, ремонтно-профилактические работы, с одной стороны, сами по себе трудоемки и требуют выделения средств, материалов, запасных частей, специального времени смены для их осуществления. С другой стороны, чем больше длится ремонт, тем меньше остается времени для непосредственной добычи угля. Следовательно, перед начальником участка и его помощниками, другими руководителями стоит задача оптимизации ремонтно-профилактических работ в лаве. Рассмотрим некоторые методические подходы к решению этой задачи.

На основании обработки экспериментальных данных выведено выражение для определения коэффициента готовности $k_{г.з}^{0.3}$ лавы, в частности, учитывающее длительность ремонтов:

$$k_{г.з}^{0.3} = 1 - \{ (t_{сут} k_{пр}) / [(t_{сут} - t_{п.з} n_{см} - t_{рем})(1 - I_A k_{г.н}^{y.1})] \}, \quad (66.)$$

где $t_{\text{сут}}$ — длительность работы очистного забоя в сутки по регламенту, включая и время на проведение ремонтно-профилактических работ, мин; $k_{\text{пр}}$ — удельный вес простоев лавы, зависящих от длительности проведения ремонтно-профилактических работ; $t_{\text{рем}}$ — длительность ремонтно-профилактических работ, мин; $t_{\text{п.з}}$ — длительность подготовительно-заключительных операций в лаве, мин; $n_{\text{см}}$ — число смен по выдаче угля из лавы; $l_{\text{л}}$ — длина лавы, м; $k_{\text{т.п}}^{\text{уд}}$ — коэффициент, учитывающий технологические перерывы в работе по выемке угля, отнесенные к 1 м лавы.

Удельный вес простоев лавы $k_{\text{пр}}$ определяют по эмпирической формуле

$$k_{\text{пр}} = -0,04 + 35/(t_{\text{рем}} + 140).$$

Эта зависимость справедлива при $0 \leq t_{\text{рем}} \leq 480$ мин. Коэффициент $k_{\text{т.п}}^{\text{уд}}$, учитывающий технологические перерывы в работе по выемке угля, зависит, главным образом, от мощности разрабатываемого пласта m и скорости подачи выемочной машины $V_{\text{п}}$. Его определяют, например для пластов мощностью 1—1,4 м, по формуле

$$k_{\text{т.п}}^{\text{уд}} = (204,3V_{\text{п}}^2 - 462V_{\text{п}} + 277,3) \cdot 10^{-5};$$

$$0,7 < V_{\text{п}} < 2 \text{ м/мин.}$$

Может возникнуть вопрос: почему $k_{\text{т.п}}^{\text{уд}}$ принят критерием для оценки длительности ремонтно-профилактических работ? Дело в том, что отношение времени наработки на отказ к сумме этого времени и времени ремонтов (восстановления) системы представляет собой сущность, вложенную в коэффициент готовности. Если, используя выражение (6.6), рассчитать значения коэффициента готовности для лав длиной 150 и 200 м, оборудованных комплексами машин, например типа КМ87, комбайны которых при мощности пласта 1,5 м вынимают уголь со скоростью $V_{\text{п}} = 2$ м/мин, то их анализ покажет сле-

дующее. Самая низкая надежность имеет место при отсутствии ремонтно-профилактических работ. Если увеличить $t_{\text{рем}}$ до 180 мин, то надежность забоя существенно возрастет. Затем с ростом $t_{\text{рем}} \geq 180$ мин наблюдается незначительное увеличение $k_{\text{т.п}}^{\text{уд}}$. Технолог или другой специалист должен уметь оптимизировать время проведения ремонтно-профилактических работ. Разумеется, оптимизация должна производиться по суточной добыче угля из лавы. Для этого можно, например, воспользоваться следующим алгебраическим выражением

$$\bar{A} = (t_{\text{сут}} - t_{\text{рем}} - t_{\text{п.з}} n_{\text{см}}) m \gamma V_{\text{п}} r C k_{\text{т.п}}^{\text{уд}} (1 - k_{\text{т.п}}^{\text{уд}}), \quad (6.7)$$

где $\bar{A}$ — ожидаемая нагрузка на лаву, т/сут; γ — плотность угля, т/м³; r — полезный захват комбайна, м; C — коэффициент извлечения угля в лаве (0,95—0,98); $k_{\text{т.п}}^{\text{уд}}$ — коэффициент, учитывающий удельные технологические перерывы при выемке угля:

$$k_{\text{т.п}}^{\text{уд}} = (\sum t_{\text{т.п.}i}) / (t_{\text{см}} l_{\text{л}}).$$

где $\sum t_{\text{т.п.}i}$ — длительность технологических перерывов, обусловленная i -м элементом системы (перемонтаж лемеха, передвижка конвейера, зачистка лавы, взрывные работы и т. п.), мин.

Анализируя выражения (6.6) и (6.7), нетрудно заметить, что, с одной стороны, с увеличением $t_{\text{рем}}$ сокращается время на выемку угля в лаве, но вместе с тем повышается надежность ее работы. С другой стороны, уменьшение $t_{\text{рем}}$ приводит, во-первых, к уменьшению $k_{\text{т.п}}^{\text{уд}}$, а во-вторых, к увеличению так называемого «чистого времени» на непосредственную выемку угля. Следовательно, $t_{\text{рем}}$ должно иметь такое значение, при котором обеспечивается максимальная нагрузка на очистной забой. Из выражений (6.6) и (6.7) получены числовые параметры, на осно-

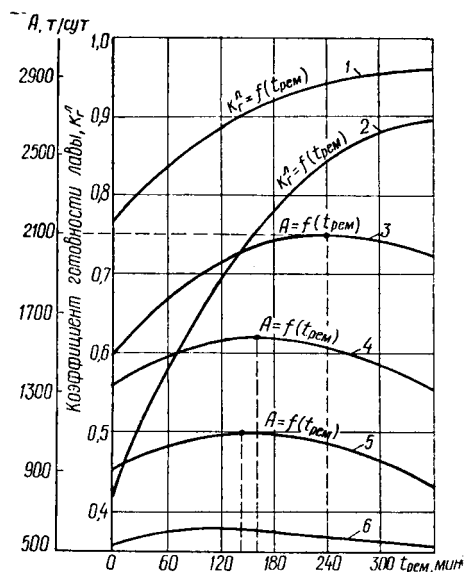


Рис. 6.28. Влияние V_{Π} и K_g на суточную добычу угля из лавы:
1-6 — соответственно скорости подачи V_{Π} 0,5; 2,0; 2,5; 1,5; 1,0; 0,5 м/мин.

из которых построены зависимости $\bar{A} = f(t_{\text{рем}})$ и $k_g^{0.3} f(t_{\text{рем}})$ (рис. 6.30). В качестве исходных данных приняты: $l_{\text{л}} = 200$ м; $V_{\Pi} = 0,5; 1; 1,5, 2; 2,5$ м/мин; $m = 1,5$ м; $r = 0,63$ м; $\gamma = 1,35$ т/м³; $t_{\text{п.з}} = 30$ мин; $C = 0,97$. Лава оборудована комплексом КМ87, получившим наибольшее распространение на шахтах Донбасса. Рассматривая зависимости, можно убедиться, что увеличение скорости подачи выемочной машины приводит вначале к увеличению, а затем к снижению надежности очистного забоя и особенно существенно, если не предусмотрено время на проведение ремонтно-профилактических работ. Максимальный размер добычи 2100 т/сут достигается из лавы при $V_{\Pi} = 2,5$ м/мин и $t_{\text{рем}} = 240$ мин. Это и есть оптимальная добыча угля из данной лавы с учетом $t_{\text{рем}}$. Длительность ремонтно-профилактических процессов зависит от многих факторов, главными из которых являются скорость подачи выемочной машины, дли-

на лавы, мощность пласта, состояние боковых пород, степень износа комплекса машин и др.

Объем ремонтно-профилактических работ в конкретной лаве устанавливается механиком участка или другим лицом и зависит в основном от состояния машин, условий их работы, уровня обслуживания и т. д. Зная объемы работ и нормативы, можно установить длительность работ, количество и квалификацию рабочих, производящих ремонт. Оптимизацию численности ремонтно-профилактического персонала производят по такой целевой функции

$$z_{\text{рем}} = S + B \rightarrow \min,$$

где S — убытки от простоев лав в ожидании окончания ремонтно-профилактических работ, руб.; B — убытки от простоев рабочих, занятых ремонтно-профилактическими или связанными с ними работами, руб.

Имея экономико-математическую модель для определения S и варьируя количеством рабочих, производящих ремонт $z_{\text{рем}}$, можно найти такое их число, при котором убытки по забоям в целом будут минимальными.

Величину S можно определить по формуле

$$S = \sum \Theta_i \bar{t}_j k_p C_p,$$

где Θ_i — среднее число заявок на замену (ремонт) узлов, других элементов системы машин в период, отведенный графиком на $t_{\text{рем}}$ (для определения Θ_i надо располагать опытными данными по проведению ремонтно-профилактических работ в условиях конкретной лавы; если на участке хорошо налажен статистический учет при ведении ремонтов, то не трудно определить Θ_{ij} — число заявок на ремонт узлов — по формуле $\bar{\Theta}_{ij} = \sum \Theta_{ij} W_j$, тут Θ_{ij} — число заявок на ремонт i -го элемента j -й машины; W_j — частоты, соответствующие наблюдаемому числу заявок j ;

исследованиями установлено, что число (поток) заявок на выполнение ремонтно-профилактических работ в комплексно-механизированных лавах подчиняется закону Пуассона); $\bar{t}_f$ — среднее время простоя очистного забоя в ожидании окончания ремонта, мин; k_p — число рабочих, занятых ремонтно-профилактическими работами (k_p можно определить из выражения $\varphi =$

$= (\sum \bar{\Theta}_i) / (t_{\text{рем}}^{\text{рег}} \cdot k_p)$, тут $t_{\text{рем}}^{\text{рег}}$ — регламентируемое время ремонтов, мин; μ_i — интенсивность (уровень) ремонта i -й единицы (элемента) оборудования одним рабочим; хронометражными наблюдениями за ремонтом оборудования, проведенным в течение 50—70 смен, можно установить фактическое время ремонта той или иной машины или единицы оборудования; из соотношений $\mu_i = 1/\bar{t}_{p_i}$ или $\mu_i = 2/\bar{t}_{p_i}$, которые справедливы соответственно при распределении времени ремонтов единицы оборудования по экспоненциальному закону или по закону Эрланга, можно рассчитать ($\bar{t}_{p_i}$); C_2 — убытки от простоя лавы, руб./сут (они состоят из определенных затрат по участку $\beta_{\text{уч}}$ и шахте $\beta_{\text{ш}}$, подсчитываются по формуле $C_2 = \beta_{\text{уч}} + \beta_{\text{ш}}(A_{\text{л}}/A_{\text{ш}})$, тут $A_{\text{ш}}$ — нагрузка на шахту, т/сут; $A_{\text{л}}$ — нагрузка на лаву, т/сут; методика определения $\beta_{\text{уч}}$ и $\beta_{\text{ш}}$ разработана в ДонУГИ, их значения приведены выше).

Убытки от простоев рабочих, занятых ремонтно-профилактическими работами, подсчитываются по формуле

$$B = (t_{\text{рем}}^{\text{рег}} k_p - \sum \Theta_i / \mu_i) C_1,$$

где $t_{\text{рем}}^{\text{рег}}$ — регламентированное время проведения ремонтов (его лучше принимать равным оптимальному времени на ремонты $t_{\text{рем}}^{\text{опт}}$); C_1 — убытки от простоя одного рабочего-ремонтника, руб./сут.

Значения C_1 можно определить, зная

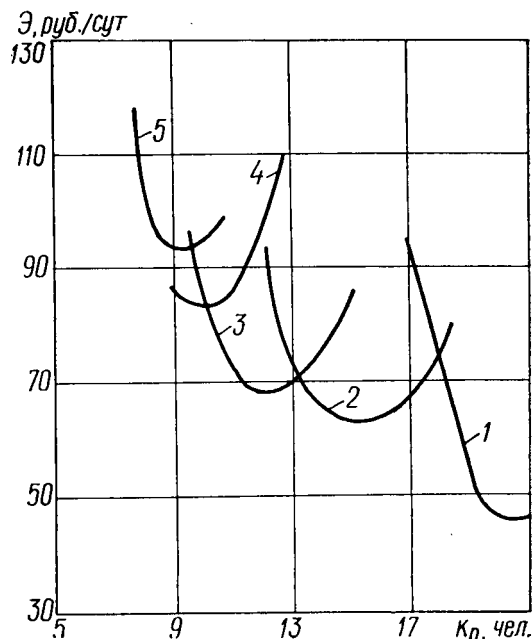


Рис. 6.29. Зависимость расходов на ремонтно-профилактические работы на участке от численности рабочих, производящих ремонт и продолжительности ремонтов:
1—5 — соответственно $t_{\text{рем}}$ 120; 180; 240; 300 360 мин.

тарифные ставки рабочих, производящих ремонт, удельный вес рабочих с одинаковыми ставками, коэффициенты, учитывающие простои другого обслуживающего персонала, занятого в соподчиненной и связанной технологической цепи, а также коэффициенты доплат к тарифной ставке рабочих.

Используя рассмотренную методику решения оптимизационной задачи, определим оптимальное количество рабочих, производящих ремонт, для условий некоторых лав шахт, например производственного объединения «Красноармейскуголь» в Донбассе. На основе цифрового материала этого примера построены зависимости удельных эксплуатационных расходов на ремонтно-профилактические работы от количества занятых рабочих при разных значениях регламентированного времени и

ремонт $t_{\text{рем}}^{\text{рег}}$ (рис. 6.31). Из рисунка следует, что при $t_{\text{рем}}^{\text{рег}} = 120$ мин ремонтная бригада должна состоять из 21 человека (в любом другом случае затраты не будут минимальными). При такой численности бригады ремонт оборудования в лаве будут заниматься 10 человек, а на штреке — 11 человек. Если для ремонтов отвести всю шестичасовую смену, т. е. $t_{\text{рем}}^{\text{рег}} = 360$ мин, то минимум эксплуатационных затрат будет при количестве рабочих 9 человек. Всякое уменьшение длительности ремонтов требует увеличения штата рабочих-ремонтников. В противном случае, образуется ремонтная «запущенность», существенно снижающая коэффициент готовности лавы как системы, а следовательно, и нагрузку на очистной забой со всеми вытекающими отсюда последствиями.

В ремонтном деле очень важно также уметь оптимизировать резерв запасных частей для современного очистного забоя. В последние годы комплексы очистных машин начали применять в условиях, для которых они не предназначены, и в лавах со сложными кровлями, а также в забоях с труднообрушающимися породами, или с так называемыми тяжелыми кровлями. Это повысило частоту выхода из строя узлов и деталей комплексов оборудования. При переходе горных работ на большие глубины отмечается увеличение количества шахтоластов с неустойчивыми кровлями, особенно часто начинают деформироваться перекрытия механизированных крепей и другие узлы. Поэтому ремонтнопригодность крепей и других машин должна быть повышенной. Для расчетов резерва запасных частей необходимо знать ожидаемое количество отказов узлов машин в заданный период времени. Обычно комплексом машин без демонтажа обрабатывают угольный столб размером $L_{\text{ст}}$. Тогда заданное расчетное время для отработки

столба $t = L_{\text{ст}}/V_{0.3}$ ($V_{0.3}$ — суточная скорость подвигания очистного забоя, м). Ожидаемое число отказов $|n|$ узлов комплекса i -го типа в течение времени t определяется из соотношения

$$|n| = t \lambda_{zi} N_i,$$

где λ_{zi} — интенсивность замены узлов деталей i -го типа; N_i — общее количество деталей i -го типа.

Для механизированных крепей

$$N_i = (l_n/h_c) a_i,$$

где h_c — расстояние между секциями крепи, м; a_i — количество деталей i -го типа в одной секции крепи.

Тогда ожидаемое число отказов элементов крепи комплекса в течение времени t будет

$$|n| = (L_{\text{ст}} \lambda_{zi} l_n a_i) / (V_{0.3} h_c).$$

Следовательно, ожидаемое число отказов прямо пропорционально длине столба, интенсивности замены узлов, длине лавы, числу узлов и обратно пропорционально скорости подвигания лавы и расстоянию между секциями крепи.

Опытом установлено, что замену того или иного узла или элемента необходимо производить не при каждом отказе, а лишь при вероятности возникновения отказов, равной k . Распределение Пуассона, как показали исследования, и в этом случае приемлемо для определения количества запасных частей. Вероятность возникновения k и более отказов при среднем ожидаемом числе отказов $|n|$ за время отработки столба t может быть определена так:

$$P_k = 1 - [P_0 + P_1 + P_2 + \dots + P_{k-1}]$$

из общего закона

$$P_m = [(|n|)^m / m!] \exp \{-|n|\}. \quad (6.8)$$

Вероятности P_{k-1} и P_k выбираются

такими, чтобы соблюдалось соотношение

$$P_{k-1} > 1 - \alpha \geq P_k \quad (6.9)$$

где α — заданная вероятность наличия необходимой детали.

В этом случае необходимое число запасных частей N_{3i} i -го типа будет равно $N_{3i} = k$.

Пример. Требуется определить необходимое число запасных частей определенного типа при ожидаемом числе их отказов, равном 10, за время t . Вероятность наличия этих запасных частей в момент возникновения необходимости использования их должна быть не менее 0,95.

Решение. Используя выражение (6.8), при $n=10$, получим:

k	0	1	2	...	10	11
$P \geq k$	1,0	0,999	0,998	...	0,417	0,304
k	12	...	14	...	15	16
$P \geq k$	0,208	...	0,083	...	0,048	0,027

Из расчетов следует, что соотношение (6.9) выполняется при $k=15$, поскольку $0,083 > 1 - 0,95 > 0,048$. Поэтому требуемое количество этих деталей должно быть не менее 15 шт. При вероятности наличия требуемой детали, равной 95 %, построена кривая $N_3 = f(|n|)$ (рис. 6.32), наглядно показывающая прямо пропорциональную

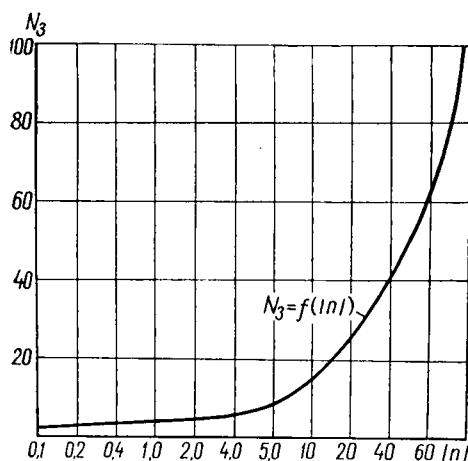


Рис. 6.30. Зависимость числа запасных деталей (узлов) от ожидаемого числа их отказов.

зависимость между числом отказов и числом запасных частей.

Например, при $|n| = 46$ гидростоек, как свидетельствуют опыт работы некоторых шахт и расчеты, требуется $N_3 \geq 46$, а завод-изготовитель крепей поставит всего 10 гидростоек механизированной крепи. Следовательно, необходимо или изменить условия работы крепи, или увеличить количество запасных стоек на период отработки столба. Устанавливаемое количество тех или иных запасных частей по рассмотренной методике должно быть оптимизировано по стоимости. Дело в том, что на некоторых участках и шахтах необоснованно скопится большое количество нужных и ненужных запасных частей, что отрицательно влияет на экономические показатели работы. Методы оптимизации запасных частей по стоимости изложены в специальной литературе.

Таким образом, исследования и перепроверочный опыт показали, что там, где оптимально организованы ремонтно-профилактические работы, простои из-за отказов оборудования сведены к минимуму. Длительность ремонтно-профилактических работ должна равняться длительности одной рабочей смены. При этом условии, как будет показано ниже, коэффициент готовности лав составляет 0,3—0,4.

6.8. НАДЕЖНОСТЬ И РИТМИЧНОСТЬ РАБОТЫ МАШИН И ПРОЦЕССОВ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Лава у угольщиков является базовой основой всего производства. Здесь добывается полезное ископаемое, здесь формируются все первичные показатели работы и др. От ритмичного функционирования лав зависят результаты работы участков, шахт, объединений отрасли в целом. Шахта, имеющая несколько лав, состоит из многих звеньев — подсистем (см. гл. 1). Звенья между собой соединяются последов-

тельно или параллельно. Количество разветвлений в технологической цепи может быть различным, поскольку зависит от сложности сети горных выработок и других факторов. Опыт показывает, что абсолютной ритмичности разветвленных звеньев шахты как сложной системы достигнуть трудно. Поэтому задача технологов, других специалистов сводится к тому, чтобы создать такую самонастраивающуюся технологию, которая бы при минимальных затратах труда, средств, материалов и энергии всегда имела высокую надежность. В общем виде под надежностью системы понимается ее свойство выполнять функции без снижения эксплуатационных показателей в течение заданного времени. Надежность, как свойство, характеризуется *безотказностью, ремонтпригодностью, сохраняемостью и долговечностью*. Теперь «цена» отказа (аритма) современного тысячетонного очистного забоя, оснащенного сложной и дорогой техникой, существенно влияет на экономическую эффективность предприятия в целом. Вот почему вопросы надежности работы лав приобрели исключительную важность. Чем же оценить надежность работы технологической системы? В горно-технической литературе описаны несколько критериев оценки надежности машин, комплексов машин и технологических систем, а именно: наработка на отказ; вероятность безотказной работы в течение требуемого времени; период восстановления работоспособности системы; коэффициент готовности; интенсивность (поток) отказов оборудования.

Наработка на отказ представляет собой среднее время работы машины (системы) между последовательными отказами. В общем виде ее можно определить по выражению

$$\bar{t}_{н.о} = (1/n) \sum_{i=1}^n t_{P_i},$$

где t_{P_i} — интервал времени между по-

следовательными отказами; n — число отказов за период наблюдений или испытаний.

Вероятность безотказной работы системы (машины) в течение требуемого времени P_t является функцией вероятности того, что за время t не будет отказа, т. е. $P_t = P_{t_{н.о}} \geq t$. Следовательно, $t_{н.о}$ и P_t характеризуют безотказность работы системы (машины).

Период восстановления работоспособности системы τ зависит от многих факторов и, прежде всего, от вида отказа. Отказы бывают *полными и неполными, срочными и несрочными, совместимыми и несовместимыми, опасными и неопасными*. Срочный и опасный отказ необходимо устранять немедленно. Несовместимый отказ требует остановки всей технологической цепи в подсистеме. Кроме того, τ зависит от наличия запасных частей, материалов, оперативности ремонтно-восстановительной службы, ее организации и др.; τ — это отношение среднего времени устранения одного отказа к количеству отказов за определенный период времени

$$\bar{\tau} = (1/n) \sum_{i=1}^n \tau_i,$$

где τ_i — время, затраченное на устранение i -го отказа.

Ремонтпригодность технологической системы (машины) во многом зависит от технологов, конструкторов и других специалистов. Она предопределяет суммарное время на устранение отказов.

Коэффициент готовности в определенной мере является комплексным критерием для оценки надежности. Он представляет собой вероятность работоспособного состояния системы (машины) за определенный период времени:

$$k_r = (\sum_{i=1}^n t_{P_i}) / (\sum_{i=1}^n t_{P_i} + \sum_{i=1}^n \tau_i).$$

Иначе можно записать

$$k_p = \bar{t}_p / (\bar{t}_p + \tau) \text{ или } k_r = \bar{t}_{н. о} / (\bar{t}_{н. о} + \tau).$$

В качестве дополнительных критериев оценки надежности машин используют поток (интенсивность) отказов λ_t , представляющий собой отношение

$$\lambda_t = n / \left(\sum_{i=1}^n t_{pi} \right).$$

Зная числовые значения рассмотренных критериев, можно судить о важнейшем качестве — надежности системы (машины), уровне ремонтно-восстановительной службы, сравнивать различные системы и др. Для получения числового значения критерия надежности необходимо провести статистическую обработку данных учета отказов систем (машин). Достоверные материалы дают непрерывные хронометражные наблюдения за работой, например лавы при ее подвигании, равно не менее 50 технологических циклов работ. Это справедливо для забойного оборудования, а для остального — не менее 100 ч работы.

Общая длительность простоев оборудования на эксплуатационном участке, например на шахтах Донбасса, равна в среднем 20—30 % длительности смены. Отказы очистных забоев составляют 50—90 % общего числа отказов по шахте. Простои лав зависят от многих причин и, в том числе, от типа комплекса машин. Например, по данным проф. К. Ф. Сапицкого, простои лав в процентах от длительности смены с применением комплексов в среднем равны: КМ87 — 28,3; КМК97 — 35,8; ОКП — 44,2 %. Подавляющая часть простоев обусловлена лавными горно-техническими причинами и переборами в работе шахтного транспорта. Вместе с тем, отечественная угольная промышленность дает примеры исключительно высокой надежности работы технологических систем. Например, бригада, возглавляемая В. Г. Мурзенко (Донбасс), достигла рекордной суточной добычи товарного угля из одной лавы —

10 000 т. Простои лавы в эти сутки составили всего 9,9 % длительности смены, в том числе 6,6 % из-за отказов оборудования, в частности, конвейеров — 4,4 %. Эти данные свидетельствуют об имеющихся возможностях для снижения внутрисменных простоев. В этом громадный резерв для повышения эффективности работы лав, а следовательно, и отрасли в целом.

Детальное изучение причин отказов оборудования позволило разделить их на две группы: *управляемые*, полностью зависящие от человека, и *малоуправляемые*, т. е. пока малозависящие от человека, а больше от проявлений стихийных сил природы. Например, институты, проектируя подземное горное предприятие, на многие годы вперед определяют его масштабы в частности, параметры вскрытия и подготовки шахтного поля, способы выемки угля, крепления и управления кровлей, транспорта, вентиляции, число смен по добыче, длительность смены и т. д. Проектно-конструкторские институты, создавая машину или систему машин, работая в тесном контакте с технологическими институтами задают скорость подачи машины, скорость резания, ширину захвата выемочной машины и другие ее параметры. Следовательно, на стадии проектирования технологии и оборудования многими факторами можно управлять и хорошо приспособить их к переменным горно-геологическим условиям. Роль проектировщиков, таким образом, в надежности систем очень велика. Производственники с целью повышения надежности систем разрабатывают организационно-технические, материально-технические, социально-психологические и другие мероприятия, включающие принятие рациональных режимов работы забоев, технического обслуживания машин, их ремонтно-материально-технического снабжения, способов выемки угля, крепления лаг, комплектования комплексных бригад

Таблица 6.7. Результаты обработки хронометражных наблюдений за работой очистных забоев, оснащенных комбайнами 2К52

День наблюдений	Время безотказной работы очистных забоев t_p , мин														
	День наблюдения														
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	50	360	60	15	3	68	30	3	12	92	3	15	4	4	5
2	285	300	180	45	5	120	18	8	10	51	5	3	3	4	72
3	300	28	5	28	8	8	58	15	1	75	7	4	3	12	30
4	210	40	20	240	12	30	20	1	8	79	4	1	3	10	5
5	190	5	75	30	15	15	3	2	48	5	1	3	50	7	2
6	90	2	30	5	1	45	5	3	5	10	1	3	48	6	1
7	120	30	60	8	3	2	48	2	3	76	18	4	30	1	1
8	20	10	2	15	5	12	180	1	1	31	10	1	60	2	1
9	60	10	50	98	2	28	12	0	2	87	12	12	5	3	1
10	25	30	10	300	5	15	5	36	8	138	13	1	23	3	1
11	5	60	285	10	28	120	8	12	15	15	8	0	4	2	1
12	70	2	180	40	15	5	2	28	15	8	21	48	28	1	1
13	48	3	35	15	10	120	1	16	8	6	36	21	35	11	—
14	18	5	8	10	2	120	3	15	3	109	8	1	60	11	—
15	30	40	180	80	3	8	28	48	5	10	12	8	300	60	—
16	—	38	—	45	18	45	180	120	2	300	21	15	6	300	—
17	—	—	—	20	—	15	250	135	3	12	48	7	7	251	—
18	—	—	—	—	—	—	—	1	5	8	—	9	12	40	—
19	—	—	—	—	—	—	—	2	4	—	—	3	48	—	—
20	—	—	—	—	—	—	—	8	—	—	—	—	7	—	—

вплоть до устранения недостатков проектных решений. К малоуправляемым сегодня факторам отнесены: внезапные выбросы угля, газа, пород и т. д.

Опыт работы и исследования показывают, что наиболее существенно на эксплуатационную надежность системы машин очистного забоя влияют длина лавы, скорость подачи комбайна и мощность пласта. Вероятность безотказной работы любой многозвенной системы (машины) представляет собой произведение вероятностей безотказной работы каждого отдельного звена. Например, если в лаве основной является комплекс машин, то общую эксплуатационную надежность ее определяют такие машины: механизированная крепь, комбайн, забойный конвейер, электро- и гидромеханическое буровое оборудование. Рассмотрим сущность методики расчета эксплуатационной надежности машин на конкретном

примере. Чтобы установить числовое значение коэффициента готовности машины, надо знать закономерности распределения двух случайных величин t_p и t . Хронометражные наблюдения дают материал для получения таких величин.

Пример. На шахте им. Е. Т. Абакумова (Донбасс) проводили хронометражные наблюдения в лавах, оснащенных комбайнами 2К52, в течение 204 смен. В результате установлено n случайных значений безотказной работы забоев t_p (табл. 6.7). Определить коэффициент готовности комбайна 2К52.

Решение. Полученные числовые данные вначале сформируем в виде статистического ряда. Для этого весь диапазон значений случайной величины (в условиях данного примера t_p от 0 до 360 мин) разделим на интервалы. Число интервалов, рекомендуемое в математической статистике, должно находиться в пределах 7—20. Размещенный так экспериментальный материал более нагляден (табл. 6.8). Затем для каждого интервала определим следующие характеристики параметров распределения t_p : n_i — число значений случайной вели-

Таблица 6.8. Результаты расчетов параметров распределения случайной величины

Номер интервала	Интервал $t_i - t_{i+1}$	Количество наблюдений (частота) n_i	Частота W_i	Середина интервала $\bar{t}_i$	$a=20$ $\Delta t=40$ $b = \frac{t_i - a}{\Delta t}$	bn_i	b^2n_i
1	0—40	182	0,600	20	0	0	0
2	40—80	66	0,218	60	1	66	66
3	80—120	22	0,073	100	2	44	88
4	120—160	4	0,013	140	3	12	36
5	160—200	12	0,040	180	4	48	192
6	200—240	4	0,013	220	5	20	100
7	240—280	4	0,013	260	6	24	144
8	280—320	8	0,026	300	7	56	392
9	320—360	1	0,004	340	8	8	64
		$\Sigma n_i = 303$	$\Sigma W_i = 1,0$			$\Sigma bn_i = 282$	$\Sigma b^2n_i = 1082$

чины, попавших в интервал (частоту) и W — частоту, представляющую собой отношение n_i к их сумме, т. е. $W_i = n_i / \Sigma n_i$.

Величину Σn_i называют накопленной частотой для всех интервалов, она равна единице. Это служит проверкой правильности вычисления частот для каждого интервала. Кроме

того, надо указать середину интервала $\bar{t}_i$ и другие данные, необходимые для получения несложными расчетами среднего времени безот-

казной работы $\bar{t}_p$ и среднеквадратичного его отклонения σ . Из табл. 6.8 видно, что число значений случайной величины (в данном примере t_p) попало в каждый интервал в разных количествах. Например, в первый интервал (0—40) попало 182 значения, а в последний, девятый, лишь одно. Соответственно и частота интервала, например первого, равна $W_1 = 182/303 = 0,600$, а девятого — $W_9 = 1/303 = 0,0033 \approx 0,003$. Середина первого интервала $\bar{t}_1$ составляет 20, а восьмого — 300. Для определения среднего значения длительности безотказной работы $\bar{t}_p$ необходимо знать a и Δt (a — это длина полуинтервала, в данном примере $a = 20$, а $\Delta t = 40$ — длина интервала).

Среднее значение $\bar{t}_p$ определим по формуле

$$\bar{t}_p = a + \Delta t (\Sigma bn_i / \Sigma n_i) = 20 + 40 \times (282/303) = 57,2,$$

среднеквадратичное отклонение — по выражению

$$\sigma = \Delta t \sqrt{(\Sigma b^2 n_i / \Sigma n_i) - (\Sigma bn_i / \Sigma n_i)^2} = \pm 65 \text{ мин.}$$

По данным табл. 6.8 можно построить гистограмму распределения случайной величины времени безотказной работы комбайнов 2К52 в условиях лав шахты им. Е. Т. Абакумова (рис. 6.33). Рассматривая гистограмму и ее характер, а также учитывая примерное равенство $\bar{t}_p \approx \sigma$, можно предположить, что исследуемая случайная величина t_p распределена по экспоненциальному закону с плотностью вероятности

$$f(t) = (1/\bar{t}_p) \exp(-t/\bar{t}_p) = (1/57,2) \exp(-t/57,2).$$

Известно, что при экспоненциальном законе распределения $\lambda = 1/\bar{t}_p$, тогда правомерно записать:

$$f(t) = \lambda \exp(-\lambda t) = 0,0175 \exp(-0,0175t).$$

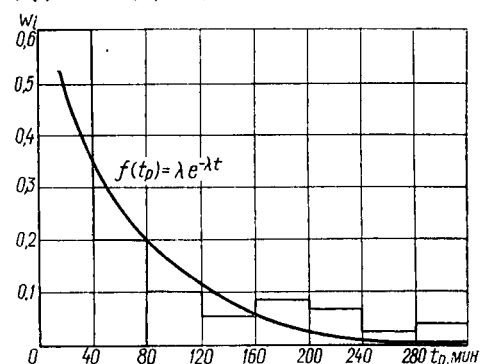


Рис. 6.31. Гистограмма и кривая распределения времени безотказной работы очистных комбайнов 2К52.

Используя справочные таблицы функции e^{-x} , рассчитаем значения плотности вероятности на границах интервалов. Результаты этого расчета приведены в табл. 6.9.

Таблица 6.9. Значения плотности вероятности на границах интервалов

t_p , мин	$\lambda t_p =$ $=0,0175t_p$	$e^{-0,0175t_p}$	$f(t_p)$	$P(t_{pi}) =$ $=\exp[-\lambda t_i] -$ $-\exp[-\lambda t_{i+1}]$
0	0	1,0000	0,0175	0,5034
40	0,7	0,4966	0,0087	0,2300
80	1,4	0,2666	0,0046	0,1441
120	2,1	0,1225	0,0021	0,0617
160	2,8	0,0608	0,0011	0,0306
200	3,5	0,0302	0,0005	0,0152
240	4,2	0,0150	0,0003	0,0076
280	4,9	0,0074	0,0001	0,0037
320	5,6	0,0037	0,00007	0,0019

Располагая этими данными, можно построить выравнивающую кривую, характеризующую теоретическое распределение случайной величины t_p комбайнов 2К52. Нанесем эту кривую на гистограмму рис. 6.33. Между статистическим и теоретическим распределениями неизбежны некоторые расхождения. Причин может быть несколько: неправильно подобрано теоретическое распределение, т. е. не отражает реального хода процесса; недостаточно экспериментальных данных; допущены ошибки в наблюдениях, отсчетах и т. п.

Сходимость теоретического и экспериментального распределений оценивается по критерию согласия Пирсона:

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^k [(n_i - nP_i)^2] / (nP_i),$$

где k — число интервалов статистического распределения; n_i — число значений (наблюдений) случайной величины в каждом интервале; n — общее число наблюдений значений случайной величины; P_i — теоретическая вероятность попадания случайной величины в i -й интервал.

Распределение χ^2 зависит от числа степеней свободы r ($r = k - p$, где p — число связей, наложенных на частоты). Для экспоненциального распределения $p = 2$. В справочниках имеются значения критерия согласия Пирсона χ^2 , рассчитанные для различных значений r и p . Величина, распределенная по закону χ^2 , должна для нашего примера быть большей $p = 2$. Если получаемая вероятность P превышает 0,05, то считается, что экспериментальные данные не противоречат закону распределения случайной величины, в данном случае t_p . Для

условий нашего примера $\chi^2 = 14,6$; $P = 0,1$. Следовательно, гипотеза о том, что случайные значения t_p комбайнов 2К52 распределены по экспоненциальному закону, является правильной.

Для полной статистической оценки показателя надежности необходимо знать доверительные границы интервала, в котором с соответствующей доверительной вероятностью v находятся наиболее вероятные значения наработки на отказ (времени безотказной работы) t_p . Доверительные границы:

$$t_{\max} = \bar{t} / \delta_1; \quad t_{\min} = \bar{t} / \delta_2,$$

где δ_1 и δ_2 — коэффициенты точности оценки, т. е. t можно установить с наперед заданной точностью. По такой же методике построена кривая распределения случайной величины времени устранения отказов. В частности установлено, что $\tau = 10$ мин. Зная t_p и τ , можно определить коэффициент готовности комбайнов 2К52

$$k_i^{\text{комб}} = \bar{t}_p / (\bar{t}_p + \tau_p) = 57 / (57 + 10) = 0,85.$$

Возникает вопрос: является ли это значение $k_i^{\text{комб}}$ оптимальным? Ответ на вопрос может дать сопоставление. На многих шахтах Донбасса этот коэффициент значительно ниже. Но есть опыт, накопленный в бригаде В. Г. Мурзенко и др., свидетельствующий о еще более надежной работе таких же комбайнов. Оптимальное значение $k_i^{\text{комб}}$ изменяется во времени, т. е. не остается постоянным. Специалисты все-сторонне занимаются повышением надежности, так как это один из важных путей роста эффективности работы отрасли.

Как же определить для данного этапа развития оптимальную надежность машины? В общем виде эта задача является частной от общей по минимизации всех затрат на добычу угля, разумеется при условии роста производительности труда. Иначе говоря, нельзя экономически сопоставлять различные варианты решения задачи, если имеет место снижение производительности труда.

В общем виде вероятностную модель оптимальной надежности машины можно представить такой целевой функцией

$$C_{\Sigma P} = C_{oP} + C_{nP} \rightarrow \min,$$

где C_{oP} — составляющая общих расхо-

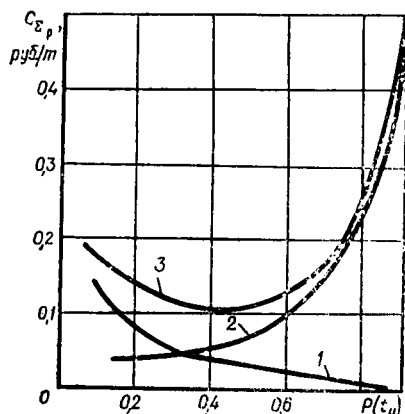


Рис. 6.32. Влияние расходов средств на вероятность безотказной работы оборудования.

дов, вызываемых недостаточной надежностью машины, руб.; $C_{\Sigma P}$ — составляющая расходов, связанных с повышением надежности машины, руб.; P — вероятность безотказной работы машины за определенный рабочий период, например в течение цикла очистных работ $t_{ц}$.

Методология расчетов оптимальной надежности машин излагается в специальных курсах. В этом учебнике рассмотрены лишь некоторые общие тенденции в изменениях составляющих расходов (рис. 6.34). Из рисунка следует, что чем выше удельные расходы по эксплуатации машины, связанные с повышением ее надежности (кривая 1), тем ниже вероятность безотказной работы, и наоборот. Формирование основной идеи машины, ее проектирование и изготовление связано с большими расходами. Чем выше удельные расходы (кривая 2), направленные на повышение надежности, тем выше вероятность безотказной работы машины, и наоборот. Следовательно, существует оптимальная область (кривая 3) суммарных удельных расходов на надежность. Значения $k_{г. опт}^{комб}$ определяют в бассейновых научно-исследовательских институтах отрасли и в других организациях. Например, по данным

ДонУГИ, оптимальным коэффициентом готовности комбайнов 2К52М на начало одиннадцатой пятилетки был 0,97. Следовательно, на шахте им. Е. Т. Аббакумова $k_{г. комб}^{комб}$ комбайнов 2К52 высокий, но он еще не достиг оптимального значения.

Механизированная крепь является более металлоемкой и громоздкой конструкцией, чем комбайн или другая забойная машина. Она состоит из многократно повторяющихся узлов — секций. Поэтому оценку надежности ее как сложной разветвленной системы лучше выполнить по основным составным частям. Например, надо вначале установить наработку на отказ основных ее частей — насосной станции $\bar{t}_{н.с.}$, магнитной станции $\bar{t}_{м.с.}$, гидромагистралей $\bar{t}_{гм}$ и линейных секций $\bar{t}_c$, а затем определить наработку на отказ всей крепи $\bar{t}_к$:

$$\bar{t}_к = 1 / [1/\bar{t}_{н.с.} + (1/\bar{t}_{м.с.}) + (1/\bar{t}_{гм}) + (1/\bar{t}_c)].$$

Многочисленные исследования, выполненные в ИГД им. А. А. Скопинского и других институтах, показали, что время безотказной работы механизированной крепи распределяется по экспоненциальному закону, т. е.

$$\bar{t}_к = [1 / (\sum_{i=1}^a \lambda_k)] \tau_i,$$

где $i = 1, 2, \dots, a$ — составляющие части крепи.

Время восстановления работоспособности крепи как системы

$$\bar{\tau}_к = (1/n) \sum_{i=1}^a \tau_i,$$

где n — число отказов; τ_i — время восстановления i -го элемента крепи.

Если известны коэффициенты готовности машин, составляющих комплекс, то можно определить коэффициент готовности всего комплекса

$$k_{г. ком}^{ком} = \prod_{i=1}^b k_{г. i}.$$

Коэффициенты готовности отдельных машин приведены в специальной технической литературе (некоторые из них в табл. 6.10).

Таблица 6.10. Значения коэффициентов готовности очистных машин

Забойная машина	Наработка на отказ $\bar{t}_p$, мин	Время восстановления работоспособности τ , мин	Коэффициент готовности k_r
Комбайны			
2К52	72	20	0,78
2К52М	80	21	0,80
МК67	41	16	0,72
1К101	72	32	0,69
Скребок-конвейеры			
СП63	194	32	0,87
СПМ63	290	42	0,88
СП48	91	45	0,67
СП203	74	24	0,76
Механизированные крепи			
М87	545	24	0,96
МК97	348	32	0,92
«Донбасс»	257	27	0,90
Комплексы обслуживания			
КМ87	48	28	0,63
КМК97	50	32	0,62
«Донбасс»	31,4	39	0,45

Представляет интерес количественное влияние длины лавы $l_{\text{л}}$, мощности пласта m , скорости подачи комбайна $V_{\text{п}}$ и коэффициента использования машинного времени $k_{\text{м}}$ на коэффициент готовности забоя, оснащенного комплексом машин. Например, по имеющимся данным

$$k_r^{0.3} = 3,398 + 0,028V_{\text{п}} + 1,651k_{\text{м}} - 4,921m + 0,007l_{\text{л}} - 0,0008V_{\text{п}}^2 - 1,407k_{\text{м}}^2 + 1,6m^2 - 0,00002l_{\text{л}}^2. \quad (6.9)$$

Коэффициенты множественной корреляции $R = 0,61$ и критерий надежности $\mu = 7$ дают основание утверж-

дать, что исследуемые факторы существенно влияют на $k_r^{0.3}$. Это уравнение справедливо при $3,85 \geq V_{\text{п}} \geq 1,0$ м/мин; $0,6 \geq k_{\text{м}} \geq 0,11$ мин; $1,85 \geq m \geq 1,1$ м; $210 \geq l_{\text{л}} \geq 110$ м.

Анализ выражения (6.9) показывает, что при $V_{\text{п}} = 1$ м/мин и $k_{\text{м}} = 0,26$, $k_r^{0.3} = 0,63$, а при $V_{\text{п}} = 3,5$ м/мин и $k_{\text{м}} = 0,3$ — $k_r^{0.3} = 0,69$. Максимального значения $k_r^{0.3}$ достигает при $l_{\text{л}} = 185$ —200 м, при других значениях $l_{\text{л}}$ $k_r^{0.3}$ уменьшается. Следовательно, с позиции надежности предпочтительнее иметь длину лавы около 200 м. Мощность пласта m влияет на $k_r^{0.3}$ следующим образом. При $m = 1,20$ —1,35 м $k_r^{0.3} = 0,84$ —0,88, а при $m = 1,45$ —1,60 м $k_r^{0.3} = 0,74$ —0,75. Это объясняется тем, что диапазон мощностей 1,20—1,35 м для комплексов существующей конструкции является самым благоприятным. На надежность работы очистного забоя также влияют внешние факторы. Методика их учета изложена ниже. Таким образом, надежность и ритмичность работы машин, основной подсистемы шахты — лавы, зависят от многих факторов, поддерживать их в рациональных пределах можно лишь комплексом мер.

6.9. РАСЧЕТ ТЕХНИЧЕСКИ ВОЗМОЖНОЙ НАГРУЗКИ НА КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННЫЙ ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

Зная природу и особенности производственных процессов, выполняемых в очистном забое и на его сопряжениях, можно рассчитать возможную нагрузку на конкретный забой с учетом надежности. Нагрузка на забой — важнейший показатель, определяющий производительность труда и себестоимость продукции, является мерой технического прогресса в угольной промышленности. Методика расчетов нагрузки в основном сводится к определе-

нию длительности цикла очистных работ $t_{\text{ц}}$. Зная $t_{\text{ц}}$ и время, отводимое в течение суток на добычу угля в забое, можно определить количество циклов $n_{\text{ц}}$. Добычу же за технологический цикл работ подсчитать нетрудно, зная длину лавы, мощность пласта и параметры выемочной машины (скорость подачи, ширину захвата и др.). При таком подходе по заданию Минуглепрома СССР определены *нормативные нагрузки* для лав основных угольных бассейнов страны. Разумеется, *плановая нагрузка* на забой не должна существенно отличаться от нормативной. Это, с одной стороны, зависит от полноты учета местных особенностей нормативами, а с другой — от качества самого планирования. Плановая нагрузка не должна быть меньше нормативной.

Расчет возможной нагрузки на забой должен базироваться на принципе оптимального использования правильно выбранной для условий конкретной лавы современной выемочной машины. Сегодня не все шахты подготовлены к применению современных выемочных машин, например с углепотоком 10 т/мин. Вместе с тем, нельзя не учитывать реальную обстановку на шахте, а также то обстоятельство, что выемочная машина работает в лаве не изолированно. Методология проектирования оптимального хода процесса выемки угля в забое изложена выше. Она базируется на принципе рационального использования возможностей самой выемочной машины в реальной лаве, попытке учесть ход работ со всеми вынужденными остановками, перерывами и т. п. Причем при определении параметров процесса выемки угля или при ее проектировании в каждом конкретном случае должен быть разный подход. В действующем забое, например с помощью хронометражных наблюдений, за 15—20 смен можно установить фактическую скорость подачи комбайна и другие параметры процесса. Для

проектируемого же забоя простыми аналитическими методами устанавливают параметры хода выемки угля. Они должны количественно учитывать физико-механические свойства пласта и вмещающих пород, мощность пласта, параметры резания угля конкретной машиной, особенности очистного забоя, уровень обслуживания и др.

Расчет среднесуточной нагрузки на очистной забой. Методика проектирования хода выемки угля в лаве предопределила выбор методики расчета среднесуточной нагрузки. Согласно этой методике среднесуточная нагрузка машиной, особенности очистного забоя $\bar{A}_{\text{сут}}$ определяется по формуле

$$\bar{A}_{\text{сут}} = \bar{A}_{\text{см}} n_{\text{см}} k_{\text{у.н}}$$

где $\bar{A}_{\text{см}}$ — среднесменная нагрузка на очистной забой, т/смену; $n_{\text{см}}$ — число рабочих смен по добыче в сутки; $k_{\text{у.н}}$ — коэффициент уменьшения нагрузки при работе лавы в особо сложных горно-геологических условиях.

Если в лаве для выемки угля используют одну выемочную машину, а передвижку секций крепи ведут рабочие не перемещающиеся за ней по лаве, то

$$\bar{A}_{\text{см}} = T_{\text{см}} k_{\text{м}} m \gamma r k_{\text{з}} c k_{\text{г}}^{\text{кр}} V_{\text{кр}}$$

где $T_{\text{см}}$ — длительность рабочей смены, мин; $k_{\text{м}}$ — сменный коэффициент машинного времени комбайна по выемке угля без учета дополнительных простоев в конце цикла работ из-за ожидания окончания крепления лавы; m — вынимаемая мощность пласта, м; γ — плотность вынимаемого ископаемого с прослоями и т. п., т/м³; r — ширина захвата комбайна (машины), м; $k_{\text{з}}$ — коэффициент использования захвата, например в лавах, перемещаемых по восстанию, $k_{\text{з}} = 0,93$; c — коэффициент извлечения угля в лаве ($c = 0,98$); $k_{\text{г}}^{\text{кр}}$ — коэффициент готовности крепи; $V_{\text{кр}}$ — расчетная скорость крепления лавы, м/мин.

Все вошедшие в формулу параметры должны быть приняты по их минимальным значениям. Если же в лаве, например при неустойчивой кровле, рабочие, передвигающие секции крепи, перемещаются вслед за комбайном, то в этом случае

$$A_{\text{см}} = T_{\text{см}} q k_{\text{м}},$$

где q — производительность комбайна, т/мин.

Расчет производительности комбайна. При паевой организации труда рабочих, занимающихся передвижкой секций, q может быть определено тремя способами:

$$q_1 = q_{\text{п}} k_{\text{п.с}}; \quad q_{11} = Q_{\text{к}}; \quad q_{111} = q_{\text{пр}},$$

где $q_{\text{п}} = m r \gamma V_{\text{п}} k_{\text{з}}$ — производительность комбайна, рассчитанная по скорости подачи ($V_{\text{п}}$, м/мин), т/мин; $k_{\text{п.с}}$ — коэффициент снижения производительности комбайна из-за недостаточного резерва приемной способности участковой конвейерной линии; $Q_{\text{к}}$ — пропускная способность сборных конвейерных линий по маршруту углепотока из данной лавы, т/мин; $q_{\text{пр}}$ — наименьшая пропускная способность ленточного конвейера в участковой цепи, т/мин.

Такой методический подход по первому способу позволяет учесть производительность комбайна по скорости подачи и другим параметрам. Следует отметить, что производительность его снижается вследствие недостаточного резерва в приемной способности участковой конвейерной линии. По второму способу собственно расчет не ведется, а q принимается равным пропускной способности конвейерных линий по маршруту углепотока. Минутная производительность комбайна не должна превышать $Q_{\text{к}}$. По третьему способу q также не рассчитывают, а принимают не большим наименьшей пропускной способности конвейера у участковой цепи $q_{\text{пр}}$. Следовательно, здесь играет

роль не выбор комбайна, а учитывается сложившееся положение на участке и шахте. Как же определить параметры, входящие в выражения расчетной производительности комбайна? Методика расчета скорости подачи комбайна, важнейшего параметра, определяющего q , изложена в начале главы. Коэффициент снижения производительности комбайна $k_{\text{п.с}}$ вследствие недостаточного резерва приемной способности участковой конвейерной линии зависит от $k_{\text{р}}^{\text{п.с}}$ — коэффициента приемной способности линии. В принципе же максимальная минутная производительность комбайна не должна сдерживаться. Отношение приемной способности участковой конвейерной линии к максимальной производительности комбайна $q_{\text{п.с}}/q_{\text{п}}$ и есть $k_{\text{р}}^{\text{п.с}}$. Приемная способность участковой конвейерной линии $q_{\text{п.с}} = Q_{\text{q}}/60$ (Q_{q} — производительность средств транспортировки угля, т/ч). Ее принимают в цепи участковых конвейеров по минимальному значению отдельного менее производительного конвейера. Производительность конвейерных линий рассчитывают по методике, изучаемой в курсе «Транспортные машины». Там же рассматривается пропускная способность конвейерных линий $Q_{\text{к}}$ по маршруту углепотока из данного очистного забоя. Наименьшая пропускная способность ленточного конвейера в участковой цепи $q_{\text{пр}}$ зависит от ширины ленты, скорости ее движения, расстояния от места поступления угля на став до места разгрузки и других факторов. В комплексно-механизированных очистных забоях скорость крепления $V_{\text{кр}}$ зависит от способа передвижки секции крепи или ее элементов. Ход работ по передвижке секций, креплению лавы, во взаимной увязке с процессами выемки угля, погрузки его на конвейер и транспортировкой по забою подробно рассмотрены выше. Там же дана методика определения оптимального количества

рабочих для выполнения этих работ. Поэтому, определяя производительность комбайна, надо учесть фактическую $V_{кр}$, а также все несовмещаемые затраты времени на передвижку элементов конвейера — головок и части става. Напомним, что технологическая связь в работе комбайна с конвейером, а в лавах с неустойчивой кровлей и с крепью, жесткая, т. е. задержка в передвижке секций приводит к остановке комбайна и конвейера, и наоборот.

Таким образом, определяя расчетную производительность комбайна в реальной лаве, особое внимание обращают на взаимосвязи и обусловленности в работе системы всех участков машин, в том числе конвейера, механизированной крепи и др. Дело в том, что добычу угля в лаве и на участке ведут не только комбайном, но и многими другими машинами.

Расчет коэффициентов готовности элементов системы «лава». В реальной лаве комбайн во время выемки угля часто останавливается. Это объясняется физической картиной самого процесса выемки угля в недрах, несовершенством машин, технологии, организации и другими причинами. Известно, что k_m — сменный коэффициент машинного времени — представляет собой отношение $t_m/t_{см}$ (t_m — время работы машины в течение смены). Коэффициент готовности учитывает потери времени только из-за отказов машин (систем). В работе лавы предусматриваются затраты времени и на запланированные остановки, т. е. перекрывающиеся технологические перерывы $t_{техн}$, зависящие от степени совершенства технологии. Например,

$$t_{техн} = t_{всп} + t_{обм} + t_{взр} + t_{зач} + t_{пор} + t_{пр} + t_{пос} + t_k,$$

где $t_{всп}$ — нормативные затраты времени на вспомогательные операции, мин; $t_{обм}$ — нормативные затраты времени на обмен вагонеток под погрузочным

пунктом, мин; $t_{взр}$ — нормативные затраты времени на зарядание, взрывание зарядов ВВ и проветривание лавы мин; $t_{зач}$ — время на зачистку лавы при односторонней работе комбайна мин; $t_{пор}$ — время на селективную выемку, например породного прослоя в лаве, мин; $t_{пр}$ — нормативные затраты времени на выполнение работ, прерывающих выемку угля в лаве, например передвижка головок конвейера выкладка костров над секциями крепи ведение взрывных работ по удалению весьма крепких включений в пласте и т. п., мин; $t_{пос}$ — время планируемого перерыва, например из-за отставания в переноске специальной крепи на сопряжениях лавы и др., мин; t_k — время на подготовку комбайна к выемке последующей породы угля, мин/цикл.

Все составляющие $t_{техн}$ компоненты времени нормируются бассейновыми институтами или другими подразделениями. Если рассматривать процесс работ в лаве в совокупности и взаимосвязи и учитывать все остановки, независимо от того, будет ли это отказ или запланированный перерыв, то $k_r^{0.3}$ — коэффициент готовности лавы к добыче угля — будет численно равным k_m и его можно определить так:

$$k_r^{0.3} = \frac{1}{\left[1 + \frac{q t_{техн}}{m \gamma r k_3 l_d} + (1/k_k - 1) + \frac{1}{(1/k_{кр} - 1) + (1/k_{с.к} - 1) + \frac{1}{(1/k_{п.кр} - 1) + (1/k_{у.б} - 1) + \frac{1}{(1/k_{у.т} - 1) + (1/k_{п.п} - 1) + \frac{1}{(1/k_{пр} - 1)}}} \right]}$$

где k_k , $k_{кр}$, $k_{с.к}$ и $k_{п.кр}$ — соответствен

коэффициенты готовности комбайна, крепи, скребкового конвейера и процесса крепления при работе в лавах с неустойчивыми кровлями (учитывает перерывы в работе комбайна вследствие отставания передвижки секций крепи, в остальных случаях $k_{п.кр}$ равен 1); $k_{у.б.}$, $k_{у.т.}$, $k_{п.п.}$, $k_{пр}$ — соответственно коэффициенты готовности участкового бункера, участкового транспорта, погрузочного пункта, лавы по процессу проветривания (для сверхкатегорных и II категории шахт по содержанию метана принимается равным 0,80, а для остальных — 1).

Следовательно, для определения коэффициента готовности лавы как сложной технологической системы надо найти коэффициенты готовности машин, входящих в технологическую цепь лавы, и машин, расположенных прилегающих к ней выработках, занятых, в частности, транспортированием грузов, обеспечением безопасности рабочих и др. Методика их определения рассмотрена выше. Ознакомимся входящими в приведенную выше формулу параметрами, их особенностями, также способами их определения. В технической литературе можно встретить среднеотраслевые и другие значения коэффициентов готовности отдельных горных машин. Однако эти данные для условий конкретной лавы могут быть лишь сугубо ориентировочными. В ИГД им. А. А. Скочинского предприняты попытки составить расчетные формулы для поправки средних значений $k_r^{0.3}$ применительно к лаве с ее реальными особенностями, например наличием комбайна, уже добывшего свыше 200 тыс. т угля, переменной мощности прослоев пород, крепких ключений, обводнения, волнистой гипсометрии почвы, тяговой цепи конвейера, проработавшей больше года и т. п. Для машин и процессов фактические коэффициенты готовности лучше определять на местах. Коэффициенты го-

товности процессов, например $k_{п.кр}$, учитывают перерывы в работе комбайна по причине отставания передвижки секций крепи. Это имеет место в лавах с неустойчивыми кровлями, а также в случаях, когда количество рабочих, занятых передвижкой секций, недостаточно. В других условиях $k_{п.кр} = 1$. Коэффициенты готовности участковых средств транспорта, в частности участкового бункера, погрузочного пункта, ленточных и других конвейеров устанавливаются в каждом конкретном случае с учетом всех особенностей реальной обстановки. Если в работе лавы происходят отказы на ее сопряжениях с подготовительными выработками, то надо ввести коэффициент готовности сопряжения k_c . В последние годы участились отказы в работе энергообеспечения, что также должно быть учтено соответствующим коэффициентом готовности.

Таким образом, надежность функционирования основной подсистемы шахты — лавы учитывается коэффициентами готовности процессов и машин, выполняющих ту или иную работу не только в лаве, но и за ее пределами, включая участковый бункер (гезенк, скат и др.). Коэффициенты готовности очистных забоев $k_r^{0.3}$ колеблются в широких пределах, являются следствием уровня руководства участком, шахтой и производственным объединением.

Пример. Исходные данные. К отработке намечается угольный столб в одной из шахт Донбасса. Длина лавы 180 м. Вынимаемая мощность пласта 1,6 м. Суммарная мощность прослоев, представленных алевролитами, — 0,31 м. Сопrotивляемость угля (антрацита) резанию 240 кН/м. Плотность угля в массиве — 1,35 т/м³, а в насыпанном состоянии — 0,9 т/м³. Угол падения пласта — 12°. Породы кровли — тонкослоистые, легкообрушающиеся аргиллиты. Несущая способность почвы — 6 МПа. Геологических нарушений типа разрывов, сбросов и других в пределах столба не ожидается. Пласт выдержанной мощности, не опасен по выбросам угля и газа. Уголь в лаве отжимается силами горного давления до 0,3 м. Коэффициент отжима угля — 0,73. По содержанию метана шахта отнесена к III категории.

Для отработки угольного столба на шахте имеется комплекс машин типа КМ87Э. В качестве выемочной машины предполагается использовать комбайн 1ГШ68, уже добывший 150 тыс. т угля. Конвейер комплекса доставил за период эксплуатации около 50 тыс. т угля. Крезь комплекса М87Э находилась в эксплуатации около 18 месяцев. Уголь предполагается транспортировать по штреку двумя последовательно установленными конвейерами типа 1ЛТ80 в участковый бункер вместимостью 50 м³.

На шахте принят режим — три смены по добыче угля в сутки. Длительность добычной смены 360 мин. Суммарные затраты времени на неперекрываемые перерывы, отнесенные к 1 м длины лавы, составляют 0,144 мин/м. Передвижка секций крепи осуществляется рабочими, не перемещающимися вслед за комбайном.

Решение. 1. Возможную скорость подачи комбайна 1ГШ68 определим по формуле

$$V_{п. пр} = \frac{0,006 V_p n_{р. п}}{r m_i} \times \frac{z_{ср} - 3\bar{A}_p k_{от} - 250}{0,6\bar{A}_p k_{от}}$$

Для этого вначале определим число одновременно режущих резцов $n_{р. п}$

$$n_{р. п} = [0,5\pi + \arcsin(2m_i/\Phi_n - 1)]/2\pi = [0,5 \cdot 3,14 \arcsin(2 \cdot 1,25/1,25 - 1)]/(2 \cdot 3,14) = 19$$

Затем рассчитаем среднее значение силы резания на резах исполнительного органа комбайна

$$z_{ср} = (1020 P_d \eta_n)/(V_p n_{р. п}) = (1020 \cdot 1 \cdot 110 \cdot 0,95)/(2,8 \cdot 19) = 2003,5$$

Зная другие паспортные параметры комбайна 1ГШ68, получим

$$V_{п. пр} = \frac{0,006 \cdot 2,8 \cdot 19}{0,63 \cdot 125} \times \frac{2003,5 - 3 \cdot 262 \cdot 0,73 - 250}{0,6 \cdot 262 \cdot 0,73} = 4,16 \text{ м/мин.}$$

В этой формуле средневзвешенное A_p с учетом выемки более крепких прослоек определено так:

$$A_p = (A_{уг} m_{уг} + A_{пор} m_{пор})/m_v = (240 \cdot 1,29 + 350 \cdot 0,31)/1,6 = 262$$

В связи с тем, что уголь данного пласта — антрацит, весьма хрупкий, то рассчитанную скорость подачи можно увеличить на 15 %, т. е.

$$V_{п. пр} = 4,16 \cdot 1,15 = 4,78 \text{ м/мин.}$$

Обычно при $\alpha=12^\circ$ ограничений по тяговым возможностям комбайна не будет, т. е. $V_{п. тяг} < V_{п. пр}$.

2. Плотность горной массы вместе с прослойками алевролита плотностью $\gamma=2,8 \text{ т/м}^3$, будет

$$\gamma_{г. м} = [1,35(1,6 - 0,31) + 2,8 \cdot 0,31]/1,6 = 1,63$$

Следовательно, добываемая в лаве горная масса значительно тяжелее угля.

3. Минутная расчетная производительность комбайна определяется по скорости его подачи так:

$$q_{п. п} = m r \gamma k_p V_{п. п} = 1,6 \cdot 0,63 \cdot 1,63 \cdot 1 \cdot 4,78 = 7,85$$

4. Если участковый транспорт, в данном случае конвейерные линии, имеет недостаточный резерв приемной способности, то надо ввести коэффициент, уменьшающий производительность комбайна по этой причине.

Плотность горной массы в насыпанном состоянии будет равной

$$\gamma_n = 0,9(1,63/1,35) = 1,09$$

Следовательно, если конвейер 1Л80 со скоростью движения ленты 2 м/с имеет приемную способность 8,4 м³/мин, то минимальное значение приемной способности составит

$$q_{п. с} = \min(1,09 \cdot 8,4) = 9,15$$

т. е. коэффициент резерва приемной способности конвейерных линий

$$k_p = 9,15/7,85 = 1,16$$

5. Для данных условий, когда участковая конвейерная линия сопрягается с другими линиями через участковый бункер, то ограничений по маршруту углетока Q_n нет.

6. Забойный конвейер СП87М имеет паспортную производительность 600 т/ч или 600/60 = 10 т/мин, т. е. в условиях данной лавы он не будет ограничивать производительность комбайна.

7. По скорости передвижки секций крепи при $V_{п. пр}=4,8 \text{ м/мин}$ ограничений не будет лишь том случае, если на передвижке будет занято 7—8 рабочих, расставленных по паям-участкам лавы. Если в лаве появятся зоны неустойчивой кровли, то скорость передвижки секций крепи существенно снизится. Например, при $V_{кр}=3 \text{ м/мин}$

$$q_{кр} = m r \gamma V_{кр} = 1,6 \cdot 0,63 \cdot 1,63 \cdot 3 = 4,93,$$

г. е. минутная расчетная производительность должна быть снижена с 7,85 до 4,93 т/мин.

8. Коэффициент готовности лавы, как системы, с учетом состояния машин комплекса и особенностей выполнения ряда участковых процессов

$$\begin{aligned} k_{г.3} &= 1/[1 + (q t_{техн}/n r \gamma l_{л}) + (1/k_{к} - 1) + \\ &+ (1/k_{кр} - 1) + (1/k_{с.к} - 1) + (1/k_{п.кр} - 1) + \\ &+ (1/k_{у.т} - 1) + (1/k_{пр} - 1)] = \\ &= 1/[1 + (7,88 \cdot 0,144/1,6 \cdot 0,63 \cdot 1,63 \cdot 180) + \\ &+ (1/0,78 - 1) + (1/0,84 - 1) + (1/0,6 - 1) + \\ &+ (1/0,8 - 1) + (1/0,7 - 1) + (1/0,8 - 1)] = 0,265. \end{aligned}$$

Для определения коэффициентов готовности машин и процессов использованы рекомендации головного института отрасли ИГД им. А. А. Скочинского.

9. Среднесменная возможная нагрузка на очистной забой

$$\bar{A}_{см} = T_{см} q_{г.3} = 360 \cdot 7,85 \cdot 0,265 = 749.$$

10. Среднесуточная технически возможная нагрузка на очистной забой

$$\bar{A}_{сут} = 759 \cdot 3 \cdot 1,0 = 2247.$$

Следовательно, комплекс КМ87Э в условиях данной лавы может обеспечить среднесуточную нагрузку 2247 т. Если лава войдет в зону с особо сложными условиями, то это приведет к снижению нагрузки. Коэффициент уменьшения нагрузки $k_{у.н}$ должен рассчитываться бассейновым НИИ по специальной методике.

11. В связи с тем, что шахта относится к III категории по содержанию метана, проверим согласно 6.6 полученную среднесуточную нагрузку на очистной забой по газовому фактору, приняв первый тип схемы проветривания участка

$$\begin{aligned} A_{CH_4} &= (864 V \cdot S_{0.3} d)/(k_{н} q_{у.н}) = \\ &= (864 \cdot 6 \cdot 4,0 \cdot 1)/(1,3 \cdot 5) = 3190. \end{aligned}$$

Таким образом, для условий данного очистного забоя расчетная нагрузка составит 2247 т. Заметим, что $k_{г.3}$ в этом случае равен всего лишь 0,265.

Известны и другие методики расчетов технически возможной нагрузки на лаву, базирующиеся, например на знании длительности цикла выемочных

работ $t_{ц}$. Рассмотрим эти методики применительно к основным средствам выемки угля.

Если лава оснащена комбайном, работающим по челноковой схеме, то расчет времени цикла выемки угля производится по формуле

$$t_{ц} = (t_0 + t_{всп})(1 + k_0/100)k_1k_2k_3k_4 + t_m,$$

где t_0 — время работы комбайна по выемке угля, мин; $t_{всп}$ — время на выполнение сопутствующих выемке несоместимых вспомогательных операций, мин; $k_0 = 10\%$ — коэффициент, учитывающий время отдыха рабочих; $k_1 = 1-1,11$ — коэффициент, учитывающий гипсометрию почвы пласта в лаве; $k_2 = 1-1,2$ — коэффициент, учитывающий степень неустойчивости кровли; $k_3 = 1-1,11$ — коэффициент, учитывающий степень обводнения лавы; $k_4 = 1-1,18$ — коэффициент, учитывающий угол падения пласта; t_m — суммарное машинное время на выполнение концевых операций в цикле, мин.

Время работы комбайна по выемке угля можно определить по формуле

$$t_0 = (l_{л} - \sum l_{н})/V_{п},$$

где $l_{л}$ — длина лавы, м; $\sum l_{н}$ — суммарная длина ниш, м; $V_{п}$ — скорость подачи комбайна, м/мин.

Время на выполнение сопутствующих выемке вспомогательных операций определяют по выражению

$$t_{всп} = t_{в}(l_{л} - \sum l_{н}),$$

где $t_{в}$ — время на выполнение сопутствующих выемке вспомогательных операций, отнесенное к метру лавы, мин/м (для средних донецких условий ориентировочно $t_{в} = 0,08$ мин/м).

Если в лаве производится *односторонняя выемка угля комбайном*, то $t_{ц}$ рассчитывают так:

$$t_{ц} = (t_0 + t_{х} + t_{в})(1 + k_0/100)k_1k_2k_3k_4 + t_m,$$

где $t_{х} = (l_{л} - \sum l_{н})/V_{х}$ — время хода

комбайна по зачистке лавы, мин (V_x — скорость комбайна по зачистке лавы, м/мин).

При струговой выемке угля $t_{ц}$ определяют по формуле

$$t_{ц} = (r/h_c)[(l_n - \sum l_n)/V_n + t_{рев}]k_1k_2k_3k_4 + t_m,$$

где r — шаг передвижки крепи, м; h_c — толщина стружки, срезаемой стругом, м; l_n — длина лавы, м; $\sum l_n$ — суммарная длина ниш, м; V_n — скорость движения струга, м/мин; $t_{рев}$ — время на включение, реверс и разгон тяговых двигателей ($t_{рев} = 1,15$ мин); t_m — суммарное машинное время на производство концевых операций, в том числе и на передвижку (установку) крепи в лаве, мин.

Толщину стружки при работе струга рассчитывают по формуле:

$$h_c = [a/(\bar{A}_{р.ц} k_{от} + b)] + d,$$

где a , b , d — эмпирические коэффициенты (например, для струговой установки УСБ2М $a = 6,47$; $b = 18$; $d = 0,012$); $\bar{A}_{р.ц}$ — средняя сопротивляемость угля резанию в целике; $k_{от}$ — коэффициент отжима угля.

На пластах крутого падения Донецкого бассейна получили широкое распространение агрегаты АЩМ и АНЩ. Время цикла выемки угля конвейер-стругами этих агрегатов можно рассчитать по выражению

$$t_{ц} = r/V_{зар} + (m - b)/V_n + t_m,$$

где r — полный шаг зарубки конвейер-струга в угольный пласт, м; m — вынимаемая мощность пласта, м; b — ширина конвейер-струга, м; $V_{зар} = 0,012$ м/мин — скорость зарубки конвейер-струга в пласт; $V_n = 0,02$ м/мин — скорость подачи конвейер-струга.

Время на концевые и другие операции состоит из

$$t_m = (t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5)l_a,$$

где $t_1 = 0,14$ мин/м — время на подготовку рабочего места; $t_2 = 0,31$ мин/м — время на подъем конвейер-струга в исходное положение; $t_3 = 0,24$ мин/м — время на посадку (передвижку) агрегата; $t_4 = 0,29$ мин/м — время на осмотр и ремонт узлов агрегата и замену зубков; $t_5 = 0,1$ мин/м — время на крепление сопряжения лавы со скатом (углеспускной печью); l_a — длина агрегата, м.

Удельные затраты времени при определении t_m установлены по результатам обработки опытных данных, собранных на шахтах производственных объединений «Артемуголь» и «Орджоникидзеуголь».

Зная $t_{ц}$, независимо от типа и вида очистной машины можно определить количество циклов работ по выемке угля за единицу времени. Методологи определения длительности $t_{ц}$ всецел зависит от особенностей выемочных машин. Значения параметров, входящих в рассмотренные формулы для определения $t_{ц}$, лучше устанавливать по результатам работы лав на тех или иных пластах, в тех или иных горно-геологических и горно-технических условиях.

Количество циклов по выемке угля за сутки определяют по выражению

$$n_{ц} = [t_{сут} - \sum t_{рем} - (t_{п.з} + t_{т.п})n]/t_{ц},$$

где $t_{сут}$ — продолжительность суток, мин; $\sum t_{рем}$ — суммарная длительность ремонтно-подготовительной смены смены по дегазации и борьбе с высальными выбросами угля и газа, мин; $t_{п.з} \approx 15$ мин/смену — длительность подготовительно-заключительных операций в смену; $t_{т.п}$ — длительность и совмещаемых технологических операций в смену (перерывы на взрывные работы в нишах и др.), мин/смену; n — число рабочих смен в сутки.

Если в результате расчета получается не целое число циклов, то оно округляется к ближайшему большему

Корректированием же длины лавы, других параметров достигают целого числа циклов выемочных работ.

Суточную производительность лавы определяют по выражению

$$A_{\text{сут}} = l_{\text{л}} r m \gamma n_{\text{ц}} C_{\text{л}},$$

где $l_{\text{л}}$ — длина лавы, м; r — ширина захвата комбайна или шаг посадки (передвижки) крепи, м; m — вынимаемая мощность пласта, м; γ — плотность угля, т/м³; $n_{\text{ц}}$ — количество циклов работ по выемке угля за сутки; $C_{\text{л}} = 0,98—0,99$ — коэффициент извлечения угля в лаве.

В формуле не учтены отказы в работе лавы, как системы, ее машин и обслуживающего персонала, а также резкие изменения в параметрах объекта труда. Для определения среднесуточной нагрузки на лаву надо знать коэффициент $k_{\text{л}}^{\text{п}}$, методология определения которого изложена выше.

Располагая значениями $k_{\text{л}}^{\text{п}}$, среднесуточную добычу угля определяют так:

$$\bar{A}_{\text{л}} = A_{\text{сут}} k_{\text{л}}^{\text{п}}.$$

Годовая же производительность лавы подсчитывается по формуле

$$A_{\text{л.г}} = \bar{A}_{\text{л}} B,$$

где B — число рабочих дней в году.

Таким образом, нагрузку на очистной забой можно определять различными способами. Способ, разработанный ИГД им. А. А. Скочинского, более приемлем, например для действующих ав при установлении нормативной нагрузки; для определения нагрузок при проектировании очистных производственных процессов применяют другие способы.

6.10. ИНТЕГРАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ В РАЦИОНАЛЬНУЮ ТЕХНОЛОГИЧЕСКУЮ СХЕМУ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Производственные процессы, выполняемые в лаве и на ее сопряжениях в определенной последовательности и совокупности, представляют собой технологическую схему очистных работ. Четкость и ритм в работу, в действия всех членов трудового коллектива вносит система, определенный порядок, расписанный, например по графику. Каждый член комплексной бригады в течение всей рабочей смены должен ежеминутно знать, в том числе и при изменяющейся обстановке, что ему делать, как делать и сколько делать, иначе говоря, строго выполнять требования технологов, регламентированные графиком или другим документом.

Технологи — организаторы производства — всемерно стремятся достичь высокой степени непрерывности (поточности) процессов. Поэтому, прежде чем приступить к проектированию технологической схемы процессов, необходимо выбрать рациональный режим работы лавы. На выбор режима влияют технологические, экономические, социальные и организационные факторы.

Технологические факторы включают обеспечение необходимого времени на ежесуточные и еженедельные профилактические и ремонтные работы, проводимые как с выработками, так и с машинами. *Экономические факторы* предусматривают такой режим, при котором будут наиболее полно использоваться основные фонды предприятия. Основными *социальными и организационными факторами* являются те, которые вытекают из необходимости соблюдения социалистических законоположений о труде, в частности они предусматривают смену бригад или звеньев одной бригады непосредственно на рабочем месте, постоянный состав бригад рабочих, закрепление рабочих по

сменам, минимальные нагрузки на рабочих в ночное время и др. Следовательно, условия труда, горно-геологические условия забоя, уровень механизации, принятая нагрузка на очистной забой, объем и длительность ремонтно-профилактических работ, работ по обеспечению безопасности и т. д. определяют режим работы очистного забоя.

Минуглепром СССР рекомендует для шахт с особо вредными и тяжелыми условиями труда такой режим работы: три шестичасовые смены по добыче угля и одна шестичасовая ремонтно-подготовительная смена при 30-часовой рабочей неделе: $(3 \times 6) Д + (1 \times 6) РП$. На шахтах, разрабатывающих опасные пласты, угрожающие внезапными выбросами угля, газа и породы, рекомендуется четырехсменный режим работы: две смены по добыче угля, одна смена ремонтно-подготовительная и одна — для осуществления мероприятий по борьбе с внезапными выбросами. На остальных шахтах разрешается работать в три семичасовые смены, из которых две по добыче угля и одна ремонтно-подготовительная. В конце суток или в другое время — трехчасовой перерыв в работе забоя. Следовательно, по рекомендациям Минуглепрома СССР в течение суток на ремонтно-подготовительные работы следует отводить не менее одной смены. Затем, из оставшегося времени суток исключают длительность подготовительно-заключительных процессов и операций ($t_{п.з}$), время на различные несовместимые технологические перерывы ($t_{т.п}$) и периоды отказов в работе лавы как технологической системы ($t_{от}$). Тогда чистое время работы забоя в сутки составит

$$t_{ч} = t_{сут} - t_{рем} - t_{п.з} - n_{см} - t_{т.п} - t_{от},$$

Если $t_{ч}$ разделить на время выполнения одного технологического цикла работ в лаве $t_{ц}$, то получим количество циклов $n_{ц}$, выполняемых в забое за сутки. Добычу же за один цикл определить

нетрудно. С применением комплексов машин добыча в лаве носит циклический характер. При переходе на добычу угля агрегатами угольный поток из лавы за какой-то период времени станет непрерывным.

При проектировании принимают такую технологическую схему очистных работ, которая была бы наиболее приемлемой с позиций техники и технологии и обязательно в экономическом отношении. При такой постановке задачи без экономико-математических методов и ЭВМ не обойтись. В специальной литературе излагаются методы оптимизации технологических решений. Для этого чаще всего необходимо иметь так называемую целевую функцию и знать критерий оптимальности. Большой вклад в разработку таких методов и решений, связанных с оптимизацией технологических процессов, внес проф. А. С. Астахов. Целевая функция по критерию *трудоемкость работ* по А. С. Астахову имеет вид

$$\lambda = [t_{ц}/(t_{раб} A_{ц})](n_{см}z + d) \rightarrow \min, \quad (6.10)$$

где $t_{ц}$ — реальная длительность цикла очистных работ, мин; $t_{раб}$ — длительность рабочего времени (чистого) в течение суток, мин; $A_{ц}$ — добыча угля за один технологический цикл, т; $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; z — сменная численность рабочих в лаве; d — численность постоянного штата рабочих в лаве и на смежных с нею технологических звеньях.

Целевая функция по критерию *приведенные денежные затраты* по А. С. Астахову имеет вид

$$\lambda' = [t_{ц}/(t_{раб} A_{ц})](n_{см}z\alpha + \beta) \rightarrow \min, \quad (6.11)$$

где α — величина сменного заработка рабочего, руб.; β — условно-постоянные издержки (включают заработную плату рабочих постоянного штата с начислениями на нее, нормативное погашение капитальных затрат, например на повышение пропускной способност

смежных с лавой звеньев, оплату за основные фонды участка и др.), руб.

Критерием *эффективности*, иначе говоря, *оптимизации*, в данном случае два — трудоемкость работ и приведенные денежные затраты. Они имеют вполне определенный экономический смысл. По первой целевой функции надо найти из многих такое решение задачи, при котором трудоемкость очистных работ была бы минимальной, а это должно благоприятно сказаться на росте производительности труда и снижении себестоимости продукции. Критерий приведенные денежные затраты является также общепринятым в народном хозяйстве страны, он учитывает разновременность вложения капитальных и эксплуатационных затрат, т. е. по своей природе шире первого критерия. Критерий отдает предпочтение экономии первоочередных затрат, прежде всего капитальных, перед затратами более поздних периодов, т. е. последующих лет. В горном деле, намечая различные варианты решения задач, можно учесть сравнительные приведенные затраты, т. е. отличающиеся по сравниваемым вариантам. Стремясь достичь минимальных значений функций λ и λ' , следует помнить о необходимости обеспечить высокий уровень качества добываемой продукции, минимальный уровень потерь ископаемого в недрах, наименьший вред окружающей среде и т. д. Можно, конечно, добыть полезное ископаемое в очистном забое с минимальной трудоемкостью работ и с минимальными приведенными затратами, но с большим вредом для окружающей среды или большим содержанием в горной массе пустых пород, что вызовет значительные затраты на обогащение ее, т. е. в сопредельной отрасли. А в итоге конечный результат работы шахтеров — концентрат, направляемый потребителю после обогащения, будет дорогим. Поиск оптимального варианта технологии работ должен осуществ-

ляться при прочих равных выходных параметрах горного производства. Чем же варьируют в поиске оптимального решения при ведении очистных работ? Рассматривая и анализируя формулы (6.10), (6.11), приходим к выводу, что возможностей здесь несколько, например можно уменьшать $t_{ц}$, количество рабочих z , условно-постоянные издержки β , увеличивать $t_{раб}$ и $A_{ц}$. Комплексная механизация и затем автоматизация очистных работ, как генеральное направление научно-технического прогресса в угольной промышленности позволяет достигать при увеличении β снижения $t_{ц}$, z , d и повышения $A_{ц}$. Однако при уже существующих довольно совершенных средствах добычи угля, как это показано выше, $t_{ц}$ резко колеблется и, главным образом, вследствие низкого уровня организации труда и низкой надежности работ. Таким образом, для данного этапа развития угольной промышленности исключительно важно поднять роль организации труда и управления низовыми коллективами. Работы по созданию и внедрению новейших средств и способов добычи угля следует вести непрерывно.

На практике для сравнительной оценки уровня организации очистных работ, например работы двух начальников эксплуатационных участков, используют два показателя: *интенсивность выемки угля* S и *коэффициент непрерывности выемочных работ* $k_{н}$. Показатель интенсивности выемки угля представляет собой отношение среднечасовой площади выемки угля за время работы комплекса по добыче к длительности выемки угля за цикл $t_{в}$:

$$S = 60S_{ч}/t_{в}.$$

Длительность выемки угля за цикл для комбайновых комплексов определяют по формуле

$$t_{в} = l_{д}/V_{ф}.$$

Коэффициент непрерывности выемочных работ можно вычислить так:

$$k_{н} = t_{в}/t_{ц},$$

где t_d — длительность всего технологического цикла работ в лаве, мин.

Показатель S позволяет сравнивать между собой уровни управления и организации труда в лаве при разных мощностях пластов и плотностях добываемого ископаемого.

Исследования процессов, выполняемых в лаве и на ее сопряжениях, а также анализ передового опыта очистных бригад показывают, что количество рабочих в очистном забое не всегда оптимально и определяется не на основе попроцессных норм выработки. В течение же рабочей смены численность звена или бригады остается постоянной, независимо от резких отклонений хода процессов от установленного ритма. Рабочие сменного звена для ликвидации отставания какого-либо процесса сами перераспределяются, так как обычно имеют широкую профессиональную подготовку.

Разумно интегрируя все процессы в лаве и на ее сопряжениях при изменяющихся горно-технических параметрах забоя, характеристиках машин, уровнях организации труда и управления коллективом, надо в течение смены знать варианты организации с λ и $\lambda' \rightarrow \min$. Это возможно лишь с использованием ЭВМ. Управлять очистным забоем с обеспечением минимальных значений λ и λ' — это значит вести работу в оптимальном режиме. Разумеется, оптимальной будет организация, при которой t_d , z , A_d , d и β сами являются оптимальными или оптимальны их сочетания. Располагая t_d , z , α , $n_{см}$, $t_{раб}$, нетрудно построить планограмму работ или скорректировать имеющийся график организации очистных работ.

Рассмотренные здесь основные теоретические положения, а также анализ опыта работы шахт позволили ИГД им. А. А. Скочинского разработать типовые схемы технологии очистных работ применительно к определенным горно-геологическим условиям отработки пластов в угольных бассейнах СССР.

Сущность их изложена в книге «Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах» (М., ИГД им. А. А. Скочинского, 1981). В этом труде каждая типовая технологическая схема включает в себя также основные процессы обеспечения очистных работ. Например, технологическая схема 1 подготовки и отработки по восстанию пластов мощностью 0,55—2,0 м с углами падения 0—10° включает решения по подготовке пласта к очистной выемке, отработке его очистным и подготовительным работам способам охраны выемочных выработок от вредного влияния очистных работ, транспортировки угля из очистных забоев, проветриванию забоев, способам предотвращения внезапных выбросов угля и газа в очистных и подготовительных забоях, способам пылеподавления, газовой защите, электроснабжению, связи и сигнализации. Такое комплексное взаимоувязанное решение всех основных вопросов очистных работ и их обеспечения является современным и правильным подходом при решении технологической задачи. Каждая схема технологии очистных работ содержит возможные варианты технического оснащения лавы. Например, схема 1 имеет пять различных вариантов технического оснащения, исходные данные и расчетные показатели работ очистного забоя по всем вариантам оснащения, а также число и график выходов рабочих в лавы по профессиям. Программирование основных результатов ведения горных работ по этим документам сверху обязательно для всех работников угольной промышленности. Конечно, расчетные показатели, приведенные в схемах, следует рассматривать как нормативы, утвержденные отраслью. Например, по схеме 1 предусматривается погоризонтная подготовка длинных столбов в направлении отработки их по восстанию при выемке мощности пласта $m=1,0$ м, углы падения до 8°, сопротивляемости угля

резанию $A_p=200$ кН/м, плотности угля $\gamma=1,35$ т/м³, длине лавы $l_d=150$ м и трех рабочих сменах по добыче комплексом КД80; надо обеспечить среднесуточную добычу угля 910 т. При этом подвигание забоя — 4,6 м/сут, количество выходов по забою — 62, а производительность труда рабочих по забою на выход — 15 т. Проведение подготовительных выработок, отнесенное на каждые 1000 т добычи, составляет 5 м, а эксплуатационные потери угля — 3 %. Следовательно, при захвате комбайна КА80 0,8 м в сутки необходимо выполнить шесть технологических циклов работ.

Таким образом, интеграция процессов в оптимальную технологическую схему очистных работ при наличии переменных параметров среды, характеристик машин, параметров организации и управления коллективом — дело трудное, но необходимое и возможное. Это доказано примером работы передовых очистных бригад.

6.11. СУЩНОСТЬ РАБОТЫ ПЕРЕДОВЫХ ОЧИСТНЫХ БРИГАД

В отрасли свыше 500 бригад из одного очистного механизированного забоя в сутки добывают по 1000 и больше тонн угля. Производительность труда в этих коллективах в 2—3 раза превышает среднюю по отрасли. Этому способствует, во-первых, технически правильный, соответствующий требованиям и методике (см. гл. 5) выбор эффективных средств комплексной механизации процессов на участке применительно к условиям конкретного вымочного поля (столба) и с учетом их колебаний. Во-вторых, ведение всех производственных процессов в оптимальном или близком к нему режиме. Понятно, что для этого на участке и в шахте в целом надо иметь хорошую организационную систему. Иначе говоря, уровень управления технологической системой участка должен быть высоким, четко реагирующим на все отклонения

и возмущения в системе и ее составных частях «объект труда — орудия труда — сам труд». Чтобы вести производственные процессы в оптимальном режиме, необходимо руководствоваться материалами, изложенными в этой главе. Само собой разумеется, что приемные и пропускные способности звеньев подземного транспорта, включая участковый бункер, не должны сдерживать возможности забоя. Эффективная вентиляция обеспечивается при условии хорошего содержания выработок в соответствии с требованиями ПБ и ПТЭ. Если же мероприятия по плано-предупредительному осмотру и ремонту выработок и многочисленного оборудования не выполняются, то о работе в оптимальном режиме нечего и думать. Трудовой коллектив участка должен быть полностью укомплектован квалифицированными рабочими в соответствии с социально-психологическими требованиями. Таким образом, сам забой и инженерно-техническое, социальное и материально-техническое обеспечение очистных работ должны быть на высоком уровне.

Распределение затрат рабочего времени в бригадах, работающих тоже в очистных механизированных забоях, но не достигающих нагрузок 1000 т угля в сутки, показывает следующее. В течение смены, отведенной для добычи угля по установленному режиму, t_d используется на 37,8 %. Все остальное время добычной смены уходит на ручную погрузку угля, оставшегося после прохода комбайна, работы по перекреплению сопряжений лавы, выравниванию секций крепи, удалению пород от вывалов, перемонтаж лемеха комбайна, доставку материалов и конструкций для крепления ниш и др. Следовательно, неполное использование по режиму времени рабочей смены, отводимого для добычных работ, с одной стороны, и большой расход времени на не основную работу в лаве по выемке угля, передвижке конвейера и секций крепи

с другой — приводят к длительным простоям выемочной машины (более 50 % времени смены). В бригадах-тысячниках, как показано ниже, коэффициент машинного времени составляет не менее 50 %. Рассмотрим сущность работы некоторых передовых бригад.

В Донбассе три пятилетки подряд отлично трудилась на шахте «Красный партизан» производственного объединения «Свердловантрацит» бригада, возглавляемая Героем Социалистического Труда В. Г. Мурзенко.

Комплекс очистных машин КМ87ДН, состоящий на вооружении этого коллектива, отвечает условиям пласта k'_5 мощностью 1,7 м с углами падения 18—20°. Выемочными машинами в этом комплексе служат два комбайна 2К52М, а транспортной машиной — конвейер СПМ87ДН. Лава имеет длину 265 м. Приемная способность транспортных звеньев достигает 10 т/мин. При максимальной скорости подачи комбайна $V_{п\max}=6$ м/мин интенсивность углетока составляет $Q=8-10$ т/мин. Режим работы лавы четырехсменный. В 1976 г. коллектив из одной лавы добыл за сутки 10 000 т товарного антрацита. Этот рекорд показал возможности техники, людей и умелого руководства коллективом. В каждую смену в этот период выходило на работу в лаву 20—22 человека. Машинист комбайна и его помощник управляли комбайном. Выемка угля осуществлялась при движении комбайна снизу вверх, а зачистка при движении сверху вниз. Земник удаляли шнеком комбайна во время зачистки угля. Пачка угля у кровли пласта толщиной 15—20 см самообрушалась. Следовательно, у этой бригады трудностей при оформлении забоя не было. Замена резцов на исполнительных органах комбайнов производилась преимущественно в период выполнения подготовительно-заключительных операций. Комбайны в лаве работали чаще одновременно. Один

из них обслуживал часть лавы длиной около 160 м, а другой остальную часть — 105 м. Строгого разграничения между зонами работы комбайнов не существовало. Иногда нижний комбайн вынимал уголь на участке длиной 180 м. Передвижка секций механизированной крепи М87ДН осуществлялась по павовой схеме организации труда, т. е. за каждым рабочим закреплялся участок лавы длиной 30—35 м, на котором он полностью выполнял все работы — передвигал секции крепи, зачищал основания секций, следил за передвижкой части става конвейера и др. Вся ответственность за качество работ на этом участке лавы возлагалась на конкретного рабочего. Следовательно, для передвижки секций крепи и выполнения сопутствующих ей операций ежесменно в лаву выходило 7—9 человек. В нижней части лавы и на ее сопряжении работали рабочие, заняты расстыбовкой забойного конвейера, передвижкой его головки и части става, дроблением крупных кусков антрацита, выкладкой одного ряда костров на сопряжении лавы, креплением сопряжения, укорочением штрекового конвейера и др. В верхней части забоя находился лишь один рабочий — оператор, занимавшийся передвижкой головки конвейера и части става, выкладкой одного ряда костров и креплением сопряжения лавы. Верхняя и нижняя части проходились буровзрывным способом. Всего нижнюю и верхнюю части лавы, включая сопряжения, обслуживало 8—10 человек в смену. Кроме того, в смену выходило на работу еще 18 человек, не входящих в состав комбинской бригады. Эти участковые рабочие занимались обеспечением очистных работ, в частности, транспортировкой вспомогательных грузов, материально-техническим обеспечением обслуживанием участкового оборудования и др. Уровень управления участком и шахтой в этот период был довольно высоким. Об этом свидетельству

ет тот факт, что при рекордной добыче машинное время составило 72 %, что в 1,8 раза выше среднего, достигнутого комплексно-механизированными лавами Минуглепрома УССР, а производительность труда рабочего на выход по лаве составила 119 т. Средняя же скорость подачи комбайна $V_n = 4$ м/мин, что в 4 раза превысило среднюю, достигнутую по Минуглепрому УССР. Простои лавы были, но всего 9,9 % суточного баланса времени. Совмещаемость во времени выполнения лавных процессов и операций очень высокая. На передвижку одной секции в среднем затрачивалось 25 с. Один рабочий обеспечивал скорость передвижки секций вдоль лавы, равную 4 м/мин. Передвижка головок конвейера и части става совмещалась с работой комбайна по зачистке лавы. За сутки 17 раз передвигали конвейер и его головки. Фронтальная передвижка става конвейера совмещалась с подготовкой комбайна к выемке следующей полосы угля, а иногда и с выемкой угля. Более половины членов бригады имели среднее и среднее техническое образование. Средний стаж работы членов бригады в шахте превышал 7 лет. Все рабочие владели смежными профессиями и при необходимости оказывали помощь друг другу. Особое внимание бригада уделяла ремонтно-профилактическим работам в лаве, на ее сопряжениях и на участке. На эти работы в лаве в начале каждой смены отводилось не менее 1 ч времени. Высококвалифицированный персонал, занятый на этих работах, обеспечил высокий коэффициент отовности лавы как системы. Однако в данной бригаде не была достигнута максимальная технически возможная скорость подачи комбайна — 6 м/мин. Уровень машинного времени по сменам колебался, например 64,7 в первую смену и 79,7 % — в четвертую. Это свидетельствует о наличии некоторых резервов в повышении угледобычи. Специалисты полагали, что при работе

двух комбайнов в аналогичных горно-технических условиях на один забойный конвейер углепоток из лавы может быть доведен до 20 т/мин, но для этого требуется дальнейшее увеличение производительности горно-шахтного оборудования, установленного на всех звеньях эксплуатационного участка, в том числе и в лаве.

Забойный конвейер в период осушения рекордной добычи работал с перегрузкой. Поэтому один из комбайнов, как правило, работал по выемке угля, а другой — по зачистке лавы. Разумеется, если бы конвейер имел большую приемную способность, то выемку угля можно было бы вести на полную мощность двумя комбайнами, а это повысило бы углепоток из лавы. Передвижка секций механизированной крепи одновременно в нескольких паях не сдерживала выемку угля, а ее суммарная скорость доходила до 10 м/мин.

На шахтах страны положительный опыт использования комбайновых комплексов оборудования накоплен и многими другими бригадами. Этот опыт подробно описан в отраслевых научно-производственных журналах и других печатных изданиях.

В СССР имеется также опыт применения струговых комплексов очистного оборудования. Например, на шахте «Майская» п. о. «Ростовуголь» бригада, возглавляемая дважды Героем Социалистического Труда М. П. Чихом, систематически в течение многих лет показывает образцы высокопроизводительного труда. Цикл работ в струговой так же, как и в комбайновой лаве, начинается с выполнения подготовительно-заключительных операций. При выемке угля стругом за ним в лаве никто не перемещается, им управляют дистанционно с конца лавы. Струг во время выемки прижимается к угольному пласту специальными гидродомкратами через став конвейера. Когда гидродомкраты исчерпают ход, их переставляют в слу-

чае применения индивидуальных крепей, затем передвигают приводные головки конвейера и часть его состава, после чего подтягивают опорные балки, фиксирующие головки конвейера. Оформление забоя, передвижка секций крепи (крепление забоя), прохождение ниш, увлажнение угля в массиве, управление кровлей, осмотр и ремонт механизмов также входят в технологический цикл работ. Следовательно,

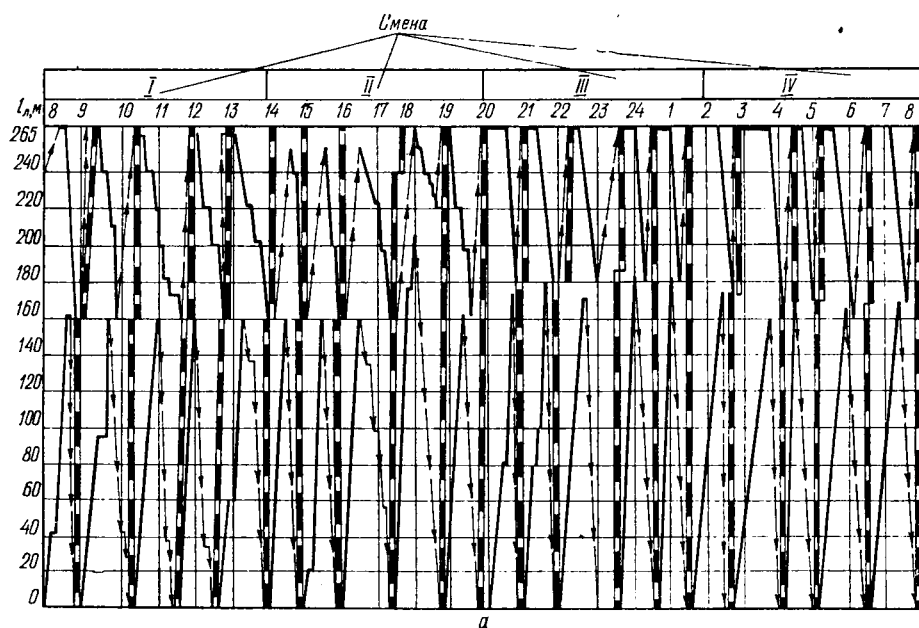
$$t_{\text{ц}} = t_{\text{п.з}} + t_{\text{м}} + t_{\text{т.п}} + t_{\text{п}},$$

где $t_{\text{м}}$ — машинное время работы струга, мин; $t_{\text{п.з}}$ — время подготовительно-заключительных операций, мин; $t_{\text{т.п}}$ — время технологических перерывов в работе, связанных с ведением взрывных работ в нишах, ожиданием обмена партий вагонеток, разбиванием плит антрацита и другим, мин; $t_{\text{п}}$ — затраты времени на подготовительные к выемке угля работы (выдвижение балок), мин.

Ленточный график (рис. 6.35) иллюстрирует наиболее часто встречающуюся организацию очистных работ в лаве, оборудованной струговым механизированным комплексом машин.

Как видно из графика, удельный вес $t_{\text{м}}$ и $t_{\text{ц}}$ довольно высок. Все остальные очистные работы, например такие, как оформление и крепление забоя, проведение ниш, выкладка бутовой полосы полностью совмещаются во времени с выемкой угля. Теперь управлением струговой установки в смену занято два машиниста и два их помощника. Вдвоем легче переносить опорные балки струга, головку конвейера с частью става, устанавливать крепь на сопряжении лавы, выполнять другие работы. Связь между рабочими, занятыми управлением струговой установкой и находящимися на противоположных концах лавы, должна действовать безотказно. Работы в магистральной части лавы выполняют рабочие, расставленные бригадиром по паям. Каждый на своем участке (паяе) обрушает, если

нужно, верхнюю пачку угля, удаляет земник, грузит на конвейер пересыпавшийся уголь, разбивает большие глыбы угля, передвигает секции крепи, следит за гидродомкратами прижатия струга и др. Секции механизированной крепи расставлены в таких лавах в шахматном порядке. Две секции, например у крепи комплекса 1МКС, связаны между собой в комплект. Комплекты же между собой не имеют связей. Отстающая секция в комплекте передвигается в положение опережающей. Поэтому ход штока домкрата равен двум полезным захватам комбайна или двум шагам передвижки забойного конвейера при струговой выемке. В лавах с механизированными крепями домкраты, обеспечивающие непрерывное прижатие струга к забою во время выемки угля, переносятся одновременно с передвижкой секций крепи, т. е. без затрат ручного труда. Участки лавы, примыкающие к ее сопряжениям, против ниш закрепляют индивидуальной крепью — металлическими (деревянными) верхняками и стойками, в том числе посадочными типа ОКУМ. Такая технология работ осуществлялась бригадой М. П. Чиха в лаве длиной 232 м. Комплексом К1МКС, например в 1977 г. бригада ежедневно в среднем добывала 4629 т антрацита, достигнув месячной производительности труда рабочего по добыче 537,4 т. Мощность горизонтального пласта на шахте «Майская» почти такая же, как и в лаве бригады В. Г. Мурзенко, т. е. 1,65 м, однако на вооружении коллектива М. П. Чиха другая система орудия труда. Конвейер в струговой лаве имеет прочное безболтовое соединение решетаков и весь став конвейера тоже прочнее обычного. Такой конвейер, конечно, очень важен для струговой лавы, менее аварийный. Дополнительные гидродомкраты, установленные в этой лаве, позволяли более равномерно прижимать струг к забою по всей его длине, что увеличивало съем угля за один прс



Процесс, операция	Длительность смены, ч					
	1	2	3	4	5	6
Подготовительные-заключительные операции, мин	20					5 20
Управление струговой установкой, мин	41		233			
Взрывные работы (отдых)		28				
Передвижка опорных балоков					33	
Оформление и крепление забоя	41		266			
Проведение ниш	41		266			
Выкладка бутаковой полосы под штреком	41		266			
Управление кровлей	41		266			

Рис. 6.33. График организации очистных работ в комбайновой (а) и струговой (б) лавах в течение добычной смены.

ход струга. Приводы струга давали возможность довести скорость его движения по лаве до 1,2 м/с. Организация труда и управление производственными процессами в лаве и на участке позволили довести машинное время работы струговой установки до 69,5 %. Этот интегральный показатель также может служить критерием оценки работы руководителей участка. Следовательно, показатели работы двух рассмотренных бригад являются лучшими в отрасли. Они достигнуты на антрацитовых пластах мощностью 1,65 м.

На данном этапе развития, например угольной промышленности СССР, в пластах мощностью менее 1,2 м сосредоточено около 82 % промышленных запасов угля. Теперь на этих пластах размещено 1112 лав или 68,6 % общего их числа, добыча из них составляет 55,8 % общей добычи. Поэтому для угольных бассейнов СССР также ценным является опыт работы передовых

бригад на тонких и весьма тонких угольных пластах мощностью менее 1,2 м. Этот опыт детально освещен на страницах отраслевых журналов «Уголь», «Уголь Украины» и в других изданиях.

6.12. МОНТАЖ И ДЕМОНТАЖ КОМПЛЕКСОВ МАШИН

На вооружении шахтеров страны находится свыше 1000 комплексов очистных машин различных типов. Только в шахтах Донбасса ежегодно выполняется около 800 монтажей и демонтажей комплексов. Трудоемкость, стоимость и длительность этих работ пока еще велики, а условия труда специализированных бригад в ряде случаев не отвечают современным требованиям. Это объясняется отсутствием нужных средств механизации, непригодностью оборудования к быстрому монтажу-демонтажу, организационно-техническими и другими причинами. Расстояния транспортировки оборудования по выработкам увеличиваются и, в среднем, для шахт Донбасса составляют 2,5—3 км. Длительность, например монтажа комплексов КМ87 в шахтах Донбасса, в среднем составляет 27,2, а демонтажа — 102,3 сут. Комплексы же КМК97 монтируют быстрее — за 18,5, а демонтируют за 47,6 сут. Трудоемкость работ в среднем на один монтаж комплекса КМ87 составляет 1018, а демонтаж — 894 чел.-смен. Примерно в 2 раза ниже трудоемкость монтажа и демонтажа комплексов КМК97. Стоимость работ по монтажу комплексов КМ87 в среднем равна 16 850, по демонтажу — 14 135 руб., а комплексов КМК97 соответственно 9938 и 8205 руб.

Для того чтобы лучше использовать механизированные комплексы, необходимо всемерно сокращать длительность монтажно-демонтажных и ремонтных работ и повышать их качество. Растягивание сроков влечет за собой замораживание основных фондов, что пагубно отражается на экономике предприятия и отрасли в целом. Вместе с

тем, опыт передовых специализированных монтажно-демонтажных бригад показывает, что, применяя средства малой механизации, рациональную технологию и организацию работ, можно сократить существующие периоды простоя комплексов машин.

Подготовительный период. Полученный шахтой комплекс должен быть введен в работу не позднее 30 суток с момента окончания его поставки (§ 117 ПТЭ). За этот период на поверхности шахты производится приемка, размещение, складирование, контрольная частичная сборка, ознакомление, обучение добычной бригады, другие работы подготовительного периода. Вместе с комплексом машин на шахту из завода-изготовителя прибывает документация, включающая: паспорт, в котором указывается комплектность поставки, комплект чертежей общего вида, спецификация деталей, инструкция по эксплуатации, нормы запасных частей и др. По этим документам изучают устройство, принцип действия, особенности монтажа-демонтажа, ухода, обслуживания комплекса. С инструкцией по эксплуатации должны быть ознакомлены под расписку все рабочие лавы.

Приемку, размещение и складирование поступающего на шахту металлоемкого оборудования производят заранее продуманному плану. Для этой цели возле подъездных путей шахты имеются крытые и некрытые заасфальтированные площадки, а также специально оборудованные склады. Вокруг площадок и складов должна быть дорога с твердым покрытием для перемещения автокранов, других видов транспорта. Грузы с железнодорожных платформ снимают автокранами грузоподъемностью выше 5 т, разгружают их на склады или непосредственно на шахтные платформы направляемые к стволу шахты. К площадкам и складам прокладываются шахтные узкоколейные пути.

Открытая площадка для хранения и опробования секции крепи размещается отдельно. Запасные гидродетали крепи, рукава высокого давления, прочие элементы гидропривода должны храниться в закрытых помещениях.

Перед спуском в шахту все элементы комплекса машин должны быть тщательно осмотрены и приведены в полную исправность. Следует помнить, что обучение рабочих методом показа действующих машин и оборудования при личном участии обучаемых в монтаже, управлении и обслуживании является наиболее эффективным.

Работы по спуску оборудования в шахту, транспортировке по горным выработкам, включая доставку по монтажной камере, и особенно разгрузке сопряжены с большим объемом механизированных операций. Например, при монтаже комплексов типа КМ87 соотношение затрат времени по видам работ составляет: разгрузка оборудования в шахте — 17, доставка по монтажной камере — 21, монтаж — 62 %, а по трудоемкости соответственно: 16, 26 и 58 %. Наиболее трудоемкими являются разгрузочные, доставочные и монтажные работы с секциями механизированной крепи (57 %), с забойным конвейером — 31 %. Вот почему так важно, с одной стороны, иметь монтажепригодные и монтажеспособные секции крепи и конвейера, а с другой — создавать и широко применять специальные технические средства, а также оптимальную технологию монтажно-демонтажных и сопутствующих им работ. Без такого комплексного подхода трудно снизить длительность, трудоемкость и стоимость монтажно-демонтажных работ, а также улучшить их качество.

Схемы монтажа и демонтажа оборудования. Анализ передового опыта и технико-экономические исследования показывают, что удельные затраты на монтаж, например широко распространенных в Донбассе комплексов

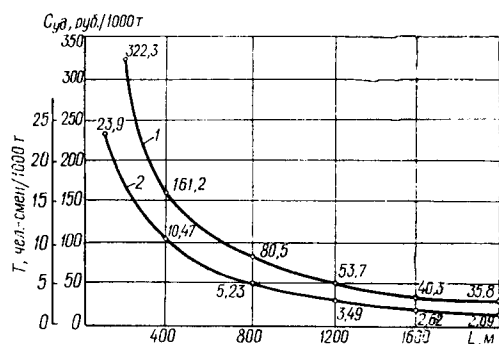


Рис. 6.34. Зависимость удельных денежных расходов и трудоемкости работ на монтаж комплекса машин от длины выемочного столба.

КМ87, а также его удельная трудоемкость зависят прежде всего от длины выемочного столба $L_{ст}$ (рис. 6.36), причем с увеличением $L_{ст}$ в диапазоне 200—1000 м $C_{уд}$ уменьшается в 5 раз, а в диапазоне 1000—2000 м — лишь в 2 раза. В среднем удорожание 1 т угля по статье расходов на «монтаж-демонтаж» составляет 6—8 к. Существующие комплексы машин по надежности и техническим возможностям могут отработывать без демонтажа до капитального ремонта в зависимости от их физического состояния выемочный столб лишь определенного размера. Поэтому, выбирая рациональную схему монтажа и демонтажа комплексов машин, учитывают длину столба и лавы, мощность пласта, угол его падения, расстояние транспортировки оборудования по выработкам, а также состояние самого комплекса, его конструкцию, наличие монтажных средств и др.

С позиции монтажно-демонтажных работ механизированные комплексы можно разделить на две основные группы. К первой относятся комплексы для тонких и средней мощности пластов (0,7—2 м) пологого, наклонного и крутого падения (0—90°). В основу такой классификации положен способ транспортировки секций механизированной крепи, в данном случае без их разборки. Как правило, совре-

менные шахты позволяют транспортировать секции в собранном виде по всем выработкам, в том числе вертикальным и наклонным. Ко второй группе отнесены комплексы с частичной (УКП, 2МКЭ и др.) или полной (КМ81, КМ130, КМ120 и др.) разборкой секций крепи для транспортировки их вплоть до сопряжений выработки с монтажной камерой. Сборка их производится или на сопряжении или в самой монтажной камере. Такая классификация также полезна для будущей унификации средств механизации монтажно-демонтажных работ комплексов с учетом их монтажеспособности.

По заданию Минуглепрома СССР разработаны временные технологические схемы монтажа и демонтажа комплексов машин первой группы (КМ88, 1МКС, «Донбасс» и др.). В схемах предпринята попытка отразить достижения передового опыта и результаты исследовательских работ в этой узкой области технологии угольной шахты. Схемы отличаются друг от друга направлением перемещения очистных забоев (по простиранию, падению, восстанию пластов), способами транспортировки грузов (рельсовый, монорельсовый) по разным выработкам (вентиляционным, конвейерным штрекам или бремсбергам), конструкцией крепи монтажных камер (рамная, анкерная, комбинированная), способами и средствами транспортировки грузов по монтажным камерам (по падению и восстанию пластов с помощью направляющих, поворотных платформ и других средств) и направлением монтажа секций крепи (снизу вверх или сверху вниз). Следовательно, учтены особенности технологических систем большинства эксплуатационных участков шахт.

В качестве примера рассмотрим схему монтажа комплекса машин с транспортировкой секций крепи и другого оборудования по вентиляционному штреку, а по монтажной камере —

сверху вниз по одной секции с последующей установкой их в направлении снизу вверх. Эта схема с разновидностями широко распространена на шахтах Донбасса. Схемы проведения и крепления монтажной камеры, оснащения ее монтажными средствами зависят от принятой технологической схемы подготовки и отработки пласта и монтажно-демонтажных работ. Так, если отработка столбов осуществляется лавами по простиранию, то монтажная камера имеет следующий вид и оснащение (рис. 6.37). По вентиляционному штреку проложен рельсовый путь для передвижения платформ с секциями крепи и другими грузами лебедкой 2 типа ЛВД24. Снятие секций с платформ и установка их на монтажный полук 3 производится гидropодъемником 5 типа ПГ2. Для доставки секций по монтажной камере укладывают уголкового направляющие 6 типа 1УН87. По ним лебедкой 4 типа ЛВД21 и лебедкой 1 типа 1ЛП спускают секции сверху вниз к месту их установки в камере. Разворот секций в камере осуществляют разными способами, используя те же лебедки, блоки, тали, ручные рычажные тягачи и др. После установки секцию распирают между боковыми породами, используя передвижную насосную станцию и другие приспособления. В ходе выполнения монтажных работ двухсторонняя связь должна работать безотказно, ее осуществляют, например аппаратами типа ТАК4М.

Обычно монтажу крепи предшествует монтаж скребкового конвейера. Решетки и тяговый орган конвейера доставляют в вагонетках. Выгружают их из вагонеток гидropодъемниками. Приводные головки доставляют отдельно на платформах. Вначале устанавливают приводную головку конвейера с таким расчетом, чтобы поток угля беспрепятственно направлялся на штрековое средство транспорта, затем монтируют решетки конвейера и наве-

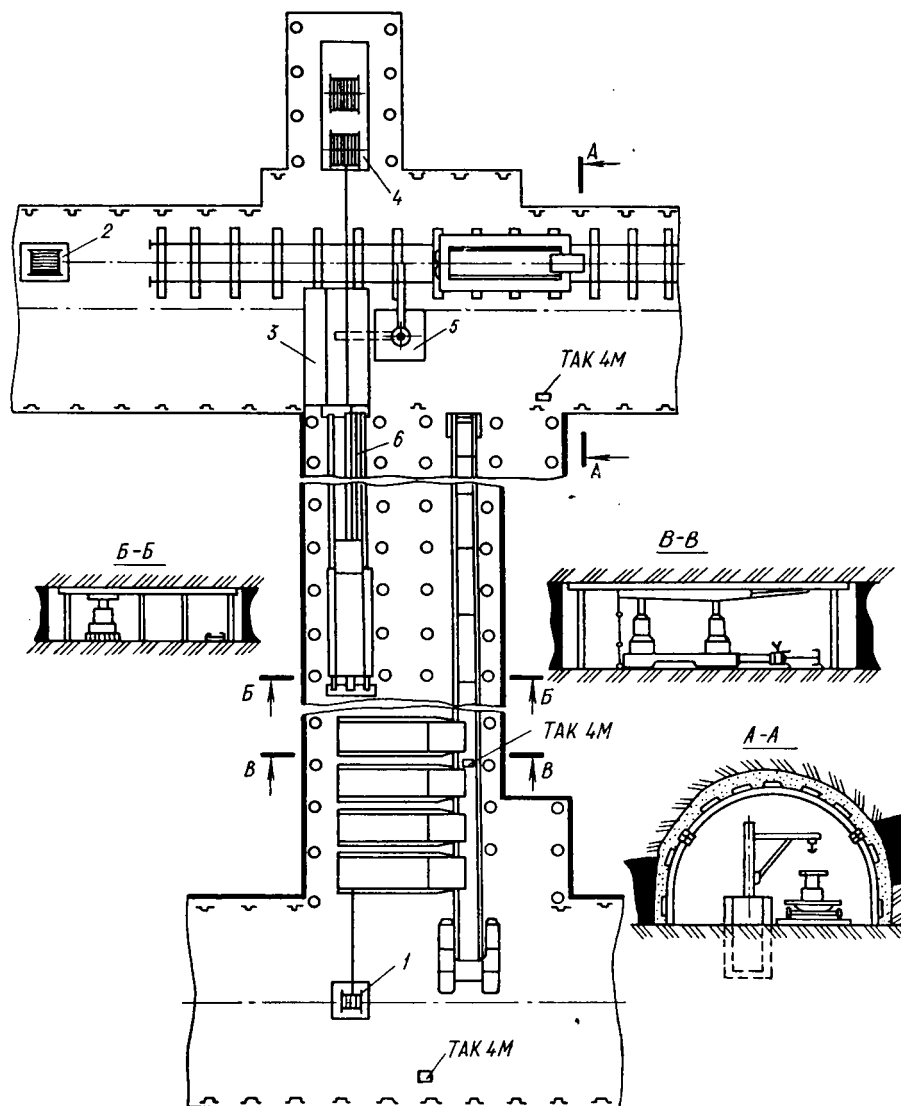


Рис. 6.35. Схема камеры для монтажа комплекса машин типа КМ 88.

сное оборудование к нему, доставленные в монтажную камеру лебедками 4 и 1. Установку тягового органа и укрепление концевых привода выполняют в конце монтажа конвейера. Опробыванием его выявляют дефекты сборки.

Комбайн комплекса монтируется последним. Для этого на поверхности

шахты в механическом цехе комбайн расчлняют на части. Например, механизм подачи с электродвигателем помещают на одну платформу, режущую часть — на другую, исполнительный орган — на третью и т. п. Порядок монтажа следующий. Вначале гидроприемником разгружают и устанавливают комбайновые балки и стопорят

Наименование работы	Количество рабочих монтаж- ной бригады в смену, человек	Всего человек-смен, по нормам	Количество рабочих, не входящих в бригаду, в смену, человек	Всего человек-смен	Сутки									
					1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
					Смены									
					I	II	III	I	II	III	I	II	III	I
Погрузка оборудования комплекса на поверхности на плат- формы с связкой и расклиниванием	2	12	1	6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Разгрузка, доставка, установка монтажных приспособлений и угол- ковых направляющих; установка аппаратов ТАК 4М	9	25	2	6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Разгрузка, доставка и монтаж штрекового оборудования с прокладкой и подключением кабелей			8	24	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Разгрузка, доставка и монтаж забойного конвейера	9	$\frac{96,4}{68}$	1	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Разгрузка, доставка, монтаж сечений крепи и демонтаж уголковых направляющих	9	$\frac{215}{156}$	2	36	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Монтаж комбайна	7	$\frac{8,5}{7}$	2	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Погрузка уголкового направляю- щих, снятие монтажных прис- пособлений и аппаратов ТАК 4М	2	2	1	1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Итого	9	$\frac{358,9}{270}$		82	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Рис. 6.36. Примерный график монтажа комплекса машин первой группы.

их на уже растянутой тяговой цепи. Затем устанавливают режущую часть, присоединяя ее к балкам, и механизм подачи комбайна с электродвигателем. Последним монтируют исполнительный орган комбайна, если он не был установлен совместно с режущей частью. Погрузочные щитки, узлы орошения, гидравлического оборудования и другое устанавливают до опробования комбайна.

Согласно ПТЭ § 114 проект подготовки и обработки выемочного поля комплексом машин должен также содержать раздел, в котором предусматриваются указания по ведению монтажно-демонтажных работ с учетом

особенностей местных условий, а также требований нормативов относительно их длительности. Разрабатывая график монтажа оборудования применительно к конкретным условиям, можно руководствоваться графиком, приведенным на рис. 6.38 во временных технологических схемах монтажа комплексов машин первой группы. Этот график содержит перечень монтажных процессов, планируемое количество рабочих сменной бригады, трудоемкость работ в человеко-сменах и взаимовязанную длительность их выполнения. В частности, предусматривается, например монтаж комплекса КМ87Э в лаве длиной 180 м выполнить в тече-

ние 10 суток, израсходовав при этом 270 чел.-смен.

Опыт передовиков, в частности, на шахте «Чайкино-Глубокая» (Донбасс) показал, что комплекс МК87Э в лаве длиной 205 м можно смонтировать всего за семь суток. На шахтах Карагандинского бассейна на пластах средней мощности комплексы длиной 100 м монтируют в среднем за 11, а демонтируют — за 12 суток. В передовых монтажно-демонтажных бригадах технология работ отличается максимально возможным совмещением во времени монтажных процессов: стремлением создать бесстоечное пространство в монтажной камере, что позволяет исключить трудности при развороте секций, высвободить в среднем двух рабочих, занятых на перекреплении; блочной схемой монтажа секций (3—5 секций в блоке), доставляемых по камере в положении, не требующем их разворота; внедрением соответствующих приспособлений и инструментов (монтажных станков, кранов, поворотных платформ, гайковертов, безболтовых соединений, простых крепежных приспособлений и т. п.); специализацией рабочих и высоким уровнем организации труда.

Приемка смонтированного и опробованного под нагрузкой комплекса очистных машин производится специальной комиссией с участием представителей горно-технического надзора. После устранения всех выявленных недостатков комплекс сдается в эксплуатацию по акту, утвержденному производственным объединением по добыче угля.

Демонтаж комплекса машин выполняется после осмотра его комиссией с участием представителя рудоремонтного завода или центральных мастерских производственного объединения. Комиссия выявляет узлы комплекса, не пригодные для дальнейшей работы, устанавливает степень износа комплекса, делает другие выводы. Демонтаж

комплексов должен производиться не позднее, чем на следующие сутки после остановки лавы во избежание ухудшения состояния очистного забоя. В противном случае извлечение комплекса усложняется. При демонтаже используются в основном те же средства механизации работ, причем вручную приходится развинчивать много (около 2 тыс.) болтовых соединений, а также выполнять другую трудоемкую и небезопасную работу. Поэтому следует подчеркнуть огромную важность применения в горном оборудовании так называемых безболтовых соединений. Особое внимание уделяется мероприятиям, обеспечивающим безопасность демонтажных работ. После извлечения комбайна и конвейера из лавы перед разгрузкой секций механизированной крепи их укрепляют с целью предотвращения вывалов и обрушений пород кровли. Затем место, на котором стояла секция, должно обязательно закрепляться индивидуальной крепью. Вытянутые из лавы секции крепи гидроподъемником грузятся на платформы. Затем эти платформы с прочно увязанным грузом перемещают на поверхность шахты или в другую монтажную камеру при перемонтаже оборудования.

В других горно-технических условиях, например на пластах крутого падения, а также пластах мощностью свыше 2 м есть свои особенности в технологии монтажных и демонтажных работ. Кроме того, достижения передовых коллективов специализированных монтажных участков, находящихся в ведении рудоремонтных заводов, свидетельствуют о больших возможностях по дальнейшему сокращению сроков, снижению трудоемкости и стоимости работ с одновременным повышением их качества. Однако это не значит, что организации, занятые созданием и совершенствованием горной техники, не должны более целеустремленно работать в направлениях повышения мон-

тажеспособности и монтажепригодности забойного оборудования. Разрабатывая критерии оценки оборудования, следует обязательно учитывать упомянутые здесь настоятельные требования угольной практики. Следует также помнить, что от этого во многом зависит использование активных фондов шахт. Шахты должны строго придерживаться рекомендуемых Минуглепромом СССР нормативов на монтажно-демонтажные работы (табл. 6.11).

Таблица 6.11. Нормативные сроки выполнения монтажно-демонтажных работ

Комплекс	Длина лавы, м	Длительность работ, сут		
		Монтаж	Демонтаж	Перемонтаж
КД80, КМ103	150	12	10	15
КМК98	150	7	6	10
КМ88	150	12	10	14
МКЭ	80	6	4	8
КМ130	80	7	6	10
ОКП, УКП	80	6	4	8
КТУ	100	8	6	10

Примечание. Если лава имеет нулевую длину, то длительность работ определяется экстраполированием с учетом средней их длительности, отнесенной на 1 м лавы.

6.13. НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ДОБЫЧИ УГЛЯ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ

Очистной забой у угольщиков был и остается базовой основой технологии. Поэтому на всех этапах развития угольной промышленности ему уделяется повышенное внимание. Теперь очистному забою нужна система машин второго поколения, интегрирующая все производственные процессы добычи угля, в том числе вспомогательные.

В будущем развитие горного дела пойдет по пути создания комплексно-автоматизированного забоя — важней-

шего базового узла автоматизированной шахты.

Для угольных шахт Минуглепрома СССР острыми стали проблемы отработки тонких и весьма тонких пластов, в том числе на больших глубинах. Нужны эффективные средства комплексной механизации процессов, в том числе при сложных условиях залегания пластов, труднообрушающихся и неустойчивых породах, коротких выемочных полях, пластах с большим количеством геологических нарушений, опасных по выбросам угля и газа и др.

Для пластов с устойчивыми и средней устойчивости породами кровель предпочтение будет отдано фронтальному принципу построения очистных машин. Длительные испытания и эксперименты в шахтных условиях с агрегатами и другими техническими средствами, имеющими фронтальные механизированные крепи, например типов А2, А3, АК, «Днепр», АЩ и др., на пластах пологого и крутого падения показали перспективность такого направления работ. В ближайшее время будут созданы работоспособные агрегаты, удовлетворяющие современным требованиям общества. В частности, уже сейчас успешно применяются агрегаты АКЗ, АЩМ для пластов крутого падения. Вскоре предполагается выход агрегатов на пласты пологого падения. Тонкие пласты пологого падения с неустойчивыми кровлями требуют поиска принципиально новых способов и средств для выемки угля и крепления забоев. Комплексы КМ103 и КД80 для работы в таких условиях мало пригодны, нужна их модернизация. То же самое можно отметить и для пластов, опасных внезапными выбросами угля и газа, для которых остро необходимы машины с дистанционным управлением.

Теперь в забое главную роль играет не физическая сила рабочего, как было раньше, а его творческие способности межличностная совместимость рабочих:

и др. Опыт показывает, что хорошо спроектированная учеными, инженерами и техниками технология очистных работ с оптимальной численностью обслуживающего персонала не будет реализована, несмотря на то, что она базируется на последних достижениях науки и практики, только по той причине, что она идет в разрез с социально-психологическими установками непосредственных исполнителей дела.

Организуя и поддерживая оптимальную технологию комплексно-механизированного очистного забоя, необходимо обязательно учитывать влияние социально-психологических факторов.

Для скорейшего перехода на агрегаты-углероботы, интегрирующие все производственные процессы добычи

угля, потребуется дальнейшая концентрация и интенсификация научно-исследовательских работ в угольной промышленности. Основным мерилем научно-технического прогресса применительно с очистному забою должен и в этом случае оставаться рост его производительности и качества добываемой продукции.

Одновременно необходимо совершенствовать технологию и технику в очистных забоях, где еще не могут применяться современные комплексы добычных машин.

Отрасль надо вывести на оптимальные параметры подземных горных работ, предстоит паспортизовать и стандартизовать технологические процессы разработки угольных месторождений.

Глава 7

ОСОБЕННОСТИ ВЫПОЛНЕНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ, ОСНАЩЕННЫХ ИНДИВИДУАЛЬНЫМИ КРЕПЯМИ

7.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Технология очистных работ во многом зависит от горно-геологических условий залегания пластов. Техника для механизации труда в лавах выбирается прежде всего с учетом этих условий. В настоящее время механизированные комплексы не могут эффективно работать в следующих условиях: при наличии в пределах выемочного поля большого количества непереходимых или труднопереходимых геологических нарушений — сбросов, надвигов, утонений и др.; опасности пластов по внезапным выбросам угля и газа, а также суфлярных выделений метана и др.; слабых вмещающих пород — неустойчивых кровель, сползающих почв, склонных к размоканию и потере несущей способности; больших водоприёмков (более 15 м³/т), прорыв газов и др.; мощных труднообрушаемых по-

род кровли и слабых почв; мощности пласта менее 0,8 м, а также резком изменении ее в пределах выемочного поля; малых размеров выемочных полей и др.

Такое количество ограничений, накладываемых на комплексно-механизированную добычу угля, свидетельствует, с одной стороны, о необходимости дальнейшего совершенствования комплексов, а с другой — о создании и совершенствовании комплексов машин с индивидуальными крепями, способных эффективно работать в таких сложных условиях. Следовательно, областью применения индивидуальных крепей являются пласты, где эффективность созданных новых средств добычи угля невысокая.

Выемка угля в лавах с индивидуальными крепями может производиться узко- и широкозахватными комбайнами, стругами, скрепер-стругами, кон-

вейер-стругами, пилами, буровзрывным или другими способами. Чаще всего применяют узкозахватные комбайны и струги. Процессы выемки и погрузки угля, а также его транспортировки по лаве не отличаются от рассмотренных в гл. 6. Принципиально отличаются лишь процессы крепления лав и управления боковыми породами.

7.2. КРЕПЛЕНИЕ ЛАВ

ПТЭ, изданные в 1976 г., разрешают крепить длинные очистные забои на пластах пологого и наклонного падения металлическими индивидуальными крепями, а в сложных условиях и на пластах крутого падения — деревянными крепями. В коротких очистных забоях рекомендуется использовать анкерную крепь.

Научно-исследовательскими институтами отрасли разработаны типовые паспорта крепления лав металлической индивидуальной крепью применительно к широко применяемой узкозахватной выемке угля. Рассмотрим основные положения составления паспорта крепления лав — основного технического документа, находящегося у начальника эксплуатационного участка. Крепление лавы определяет, прежде всего, безопасность работ, следовательно, параметры этого процесса, с одной стороны, в большей мере диктуют особенности выемки угля, его транспортировки, выполнения других производственных процессов, а с другой — конструкция выемочной и транспортной машин, их параметры, требуют определенных параметров крепления забоя. Следовательно, метод компромисса при решении поставленной задачи здесь наиболее приемлем.

Чтобы решить, например задачу, на каком расстоянии от забоя поставить первую стойку крепи, надо знать величину захвата комбайна, габариты корпуса выемочной машины и конвейера, включая желоб кабелеукладчика, возможные отклонения корпуса вые-

мочной машины при ее движении по лаве. Иногда комбайны и струги имеют возможность, и это предусмотрено конструкцией, корпусом выходить за пределы габарита конвейера. На практике, при наличии устойчивых кровель, бесстоечное пространство достигает 1,6, а иногда — 2,8 м. При отработке пластов с неустойчивой кровлей стойки следует устанавливать как можно ближе к забою. В связи с этим переходят на захват комбайнами 0,5 и 0,4 м, отказываются от установки зачистных лемехов на конвейере, а также желоба кабелеукладчика. Чтобы передвигать забойный конвейер без разборки става, необходимо создать бесстоечное пространство. При этом используются металлические шарнирные верхняки (см. гл. 4). Забойные конвейеры (см. гл. 6) могут передвигаться «волной» или фронтально. Эти процессы, следовательно, можно осуществлять различными способами. На шахтах Донбасса, например, чаще применяют передвижение конвейера с изгибом става — «волной».

Стойки индивидуальной крепи с эргономической точки зрения и для лучшего проветривания забоя, по другим соображениям целесообразнее устанавливать прямолинейными рядами параллельно очистному забою. Если длина верхняка равна захвату комбайна, то консольной навеской металлических верхняков можно обеспечить закрепление бесстоечного пространства, необходимого для передвижки става конвейера «волной». Во всех случаях работы по креплению лавы следует совмещать с выемкой угля. Стойку под консольный верхняк устанавливают лишь после передвижки забойного конвейера. Если захват выемочной машины вдвое меньше, чем длина шарнирного верхняка, то стойки по лаве устанавливают в шахматном порядке. Консольную навеску верхняков и, следовательно,

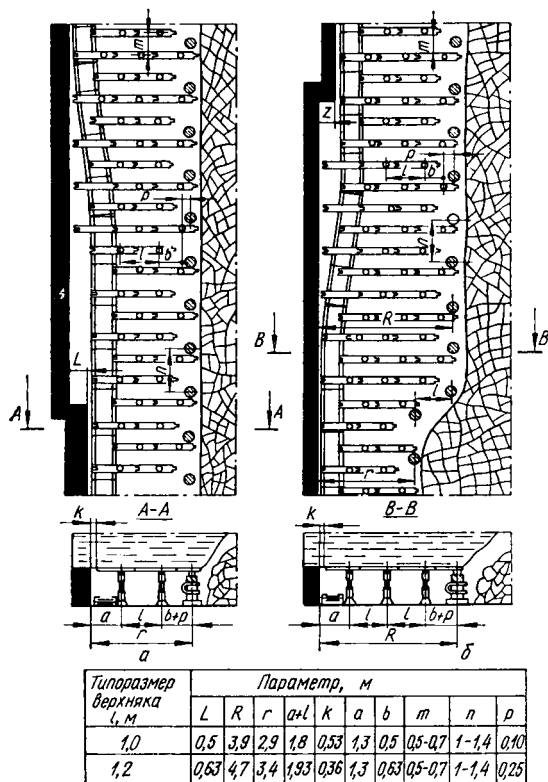


Рис. 7.1. Фрагменты паспорта крепления лавы на пласте пологого падения при движении комбайна сверху вниз (а) и снизу вверх (б).

закрепление обнажения кровли вслед за комбайном осуществляют через одну стойку по падению. Такой порядок установки стоек и навески верхняков применяется и при струговой выемке угля. Эта схема позволяет также использовать индивидуальные крепи в условиях менее устойчивых пород кровли. В качестве примера (рис. 7.1) приведены фрагменты паспорта крепления лавы индивидуальной крепью на пласте пологого падения при движении комбайна сверху вниз и снизу вверх (рис. 7.1, а, б).

Опыт работы шахт показывает, что для получения сопротивления, при котором в окружающих забой породах

благоприятно протекают геомеханические процессы, индивидуальные крепи дают большую возможность, чем механизированные. При этом можно варьировать и числом стоек, и их рабочим сопротивлением. Шаг установки рядов стоек по длине лавы можно изменять, а количество стоек, устанавливаемых под верхняк, увеличивать. Появление трещин в кровле, особенно под забоем, вывалов пород обычно свидетельствует о недостаточном рабочем сопротивлении крепи или о неправильном его распределении по ширине лавы. В таких случаях паспорт крепления призабойной части лавы необходимо изменять.

Посадочные стойки, а также кусты из призабойных стоек располагают в один ряд по линии намечаемого среза кровли или в два ряда в шахматном порядке. Шаг установки посадочных стоек по длине лавы обычно равен удвоенному шагу расстановки призабойных стоек. Посадочные стойки передвигаются последовательно, чаще после выемки одной, реже — двух полос угля в лаве. При шахматном расположении посадочных стоек, применяемом при труднообрушаемых породах, их передвигают последовательно, через одну. Есть лавы, в которых осуществляют так называемое безорганное обрушение пород кровли в выработанном пространстве забоя. Рассмотренные здесь положения составления паспортов крепления касаются забоев тонких и средней мощности пластов с углами падения 0—35°.

В лавах пластов крутонаклонного и крутого падения почти повсеместно в качестве индивидуальной применяется деревянная крепь. Паспорт крепления одной из таких лав, например Центрального района Донбасса (рис. 7.2), предусматривает использование деревянной крепи, состоящей из комплектов. Комплект представлен тремя, реже четырьмя стойками, двумя распилами, укладываемыми по одному

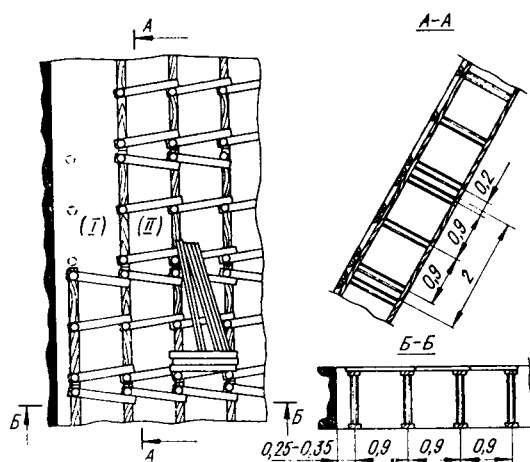


Рис. 7.2. Фрагмент паспорта крепления лавы на пласте крутого падения:
(I), (II) — места нахождения рабочих.

соответственно к кровле и почве пласта, и затяжками, забиваемыми за распил. Иногда почва пласта в лаве не «затягивается», т. е. затяжки к ней не прикладываются. Длинная сторона комплекта всегда располагается по падению пласта. Комплекты индивидуальной крепи устанавливаются в стык один к одному, а по простиранию пласта — через 0,9 м один от другого. Плотность стоек такой крепи колеблется от 1,5 до 2,7 шт. на 1 м². Есть случаи применения сплошного затягивания кровли и почвы пласта. Крепь возводится в комбайновом забое лишь после выемки полосы угля по всей лаве и спуска комбайна в нижнюю ее часть. Процесс крепления такого забоя отличается исключительной трудоемкостью и сложностью. На каждые 1000 т добытого в таких лавах угля, например на шахтах Центрального района Донбасса, за один раз расходуется около 60 м³ деревянных крепежных материалов. Не менее трудоемкими процессами являются ежесуточная доставка заранее приготовленных элементов крепи в шахту, а также перемещение элементов крепи по лаве.

Таким образом, практика работы угольных шахт и исследования процесса крепления лав в различных горно-геологических условиях отработки пластов позволили сформировать важные положения, полезные для разработки паспортов крепления очистных забоев. Разработка паспорта производственного процесса, да еще такого сложного, как крепление лавы, — дело, требующее ответственности, творчества, учета многообразия горно-геологических, горно-технических, эргономических, экономических и других факторов. Без использования метода оптимального компромисса в решении задач здесь не обойтись. Если в лаве обнаруживается неудовлетворительное с точки зрения безопасности состояние пород, утвержденный паспорт крепления должен быть проанализирован и, если необходимо, изменен.

Индивидуальные крепи мобильнее механизированных. Поэтому импровизаций в процессе крепления лав здесь больше. Однако трудоемкость работ по переноске индивидуальной крепи, а также выполнения сопутствующих процессов велика и составляет 50—60 % общей трудоемкости по забою. Поэтому, где это эффективно, необходимо применять механизированные крепи и совершенствовать процесс крепления лав индивидуальными крепями.

7.3. УПРАВЛЕНИЕ БОКОВЫМИ ПОРОДАМИ

При отработке угольных пластов пологого и наклонного падения чаще пользуются термином *управление кровлей*, а при отработке пластов круто-наклонного и крутого падения — термином *управление боковыми породами*. Второй термин более приемлем, поскольку, управляя кровлей, всегда используют и почву пласта. ПТЭ требуют одновременной разработки паспорта управления кровлей и крепления

очистных выработок в соответствии с инструкцией к § 36 ПБ.

Практикой угольной промышленности, горной наукой, в частности геомеханикой, установлено, что земную поверхность необходимо своевременно защитить от опасного развития деформаций и разрушения вследствие отработки ископаемых. Эти мероприятия должны быстро стабилизировать нарушенное вследствие выемки полезного ископаемого состояние пород.

В угольных шахтах применяют в основном четыре способа управления состоянием вмещающих пород: *полное обрушение пород кровли* в выработанном пространстве очистного забоя; *плавный прогиб пород кровли* и сближение их с почвой; *удержание боковых пород* индивидуальными крепями; *закладку выработанных пространств* породами, добытыми в шахте или доставленными из поверхности.

Есть отдельные случаи применения такого способа, когда вмещающие породы поддерживаются оставляемыми в недрах угольными целиками. Потери запасов угля месторождения при этом составляют 50—60 %. Попытки заменить угольные целики искусственными закладочными полосами в угольной промышленности не увенчались успехом.

Способ полного обрушения пород кровли в идеальном виде повсеместно применяется в лавах с механизированными крепями (см. гл. 2). Полное обрушение на пластах пологого и наклонного падения в лавах, закрепленных индивидуальными крепями, можно вести при соблюдении следующих условий: мощность пласта не менее 0,5 м, крепь металлическая; мощность пласта не менее 0,7 м, крепь деревянная; почва в лаве не допускает значительного вдавливания опорных поверхностей стоек; выработанное пространство не заполнено большим количеством пород от выбора прослоек из пласта.

Процесс управления кровлей полным обрушением пород состоит из следующих этапов: осмотра рабочего места и приведения его в безопасное состояние; расчистки дороги и места для перемещения посадочных стоек и их установки; возведения предохранительных стоек деревянной крепи; разгрузки посадочной стойки; передвижки ее на новое место, придания ей распра, извлечения стоек призабойной крепи, переброски их на новое место, отсоединения шарнирных верхняков и выбивки предохранительной крепи. После этого на освобожденном от крепи участке лавы должно произойти самопроизвольное обрушение пород. Для осуществления этого процесса выделяется сменное звено из опытных рабочих, каждый член которого специализируется на отдельных операциях. Количество рабочих определяется нормой выработки. Выполнив этап — операцию процесса, — бригада перемещается на следующий участок лавы. Если кровля неустойчивая, т. е. обрушается сразу же после удаления крепи, то при этом достигается наивысшая безопасность работ в лаве.

Для ускорения работ по обрушению кровли посадку иногда ведут на разных участках лавы одновременно, соблюдая специальные меры безопасности.

С целью облегчения первых осадок труднообрушаемой кровли иногда применяют передовое торпедирование пород, предварительное разупрочнение их водой или другими средствами, подработку пластов и т. д.

В лавах пластов наклонного падения обрушение кровли тоже можно вести с помощью посадочных стоек ОКУ, переноска которых должна осуществляться на предохранительных канатах. Предпринимались попытки ведения полного обрушения и на пластах крутого падения в лавах с деревянными и металлическими индиви-

дуальными крепями. Удаление деревянной крепи, например на участке, подлежащем обрушению, осуществлялось перемещением петли каната, прикрепленного к специальной посадочной лебедке.

На пластах крутого падения проводились также эксперименты по применению специальных посадочных тумб и крепи «Спутник-К».

Заметим, что ПТЭ требуют повсеместного применения способа управления полным обрушением, исключая пласты с полной закладкой пространства, а также пласты, кровли которых склонны к плавному прогибу. К сожалению, полное обрушение как наиболее экономичный способ управления кровлей можно применять в лавах с индивидуальными крепями не повсеместно, в основном из-за небезопасности работ.

Плавный прогиб пород кровли, как способ управления вмещающими породами, ПТЭ рекомендуют осуществлять в случаях, когда кровля изгибается без разрывов сплошности в призабойном пространстве лавы. Специальная и призабойная крепи для этого способа должны быть податливыми и переноситься за каждым циклом очистных работ. На шахтах, например Донбасса, имеется ряд пластов, мощностью менее 0,8 м, где применяется этот эффективный и безопасный способ управления. К сожалению, объем добычи из таких пластов весьма мал (около 1 % добычи Минуглепрома СССР).

Удержание боковых пород индивидуальными крепями в выработанном пространстве, как способ управления, применяется широко при отработке тонких и средней мощности пластов крутого падения, например в Донбассе. Львиная доля добычи угля (65 %) из пластов крутого падения, как правило, содержащих весьма ценные марки коксующихся углей, приходится на лавы, боковые породы которых управ-

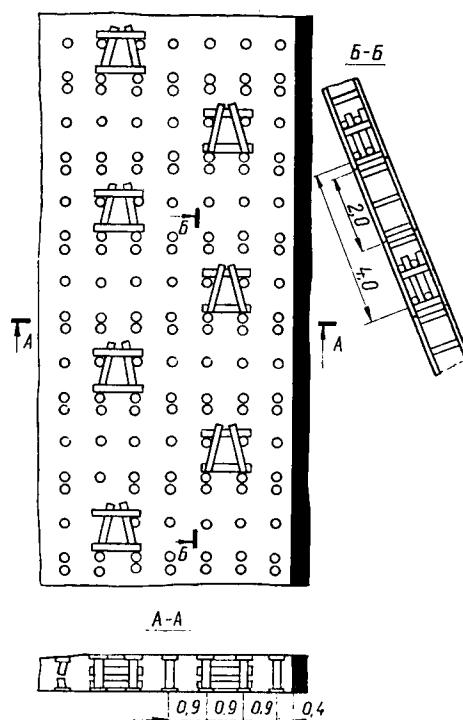


Рис. 7.3. Управление боковыми породами удержанием их на кострах и стоечной крепи.

ляются именно этим способом. Все призабойное и выработанное пространство лавы (рис. 7.3) закрепляется индивидуальной деревянной крепью, которая не переносится. Костры по пространству располагают в шахматном порядке. Плотность крепи составляет один костер на 8—10 м² площади выработанного пространства лавы. Костры выкладываются по падению через 3—4 м, а по простиранию — через 2,7 м, т. е. через три «дороги» между тремя рядами стоечной крепи. Форма костра в плане — трапецевидная. Такой костер удобнее выкладывать в лаве пластов наклонного и крутого падения. Расход лесоматериалов достигает 80 м³ на 1000 т добытого угля. Трудоемкость возведения крепи составляет около 70 % общей трудоемкости работ по забою. Следовательно, процесс управ-

ления боковыми породами удержанием их на возводимой индивидуальной деревянной крепи не способствует повышению эффективности добычи угля. С геомеханической позиции рассматриваемый производственный процесс неблагоприятно влияет на состояние пород под забоем, поскольку в выработанном пространстве искусственно задерживается обрушение пород, в результате чего возникает сильный нажим на краевую часть угольного пласта. Управление боковыми породами *полной закладкой выработанных пространств* породами или материалами (§ 100 ПТЭ) рекомендуется применять в следующих условиях: для охраны ответственных сооружений и водоемов на поверхности; при слабых, склонных к сползанию породах почвы или весьма слабых породах кровли и почвы на пластах крутого падения; под пожароопасными участками и участками, опасными по прорывам глины; как правило, при отработке мощных пластов крутого падения с самовозгорающимися углями, отработке пластов крутого падения, опасных по внезапным выбросам угля и газа.

Применение этого способа при добыче угля в СССР незначительно. На зарубежных угольных шахтах, например в ФРГ, применение полной закладки также резко уменьшилось в связи с почти повсеместным применением щитовых механизированных крепей, работающих с полным обрушением кровли. Это объясняется сложностью и большой трудоемкостью процесса закладки и сопутствующих ему процессов в шахте и на ее поверхности. Для ведения процесса надо располагать закладочными материалами, причем в большом количестве. Ориентировочно на каждую добытую в лаве тонну угля требуется 1 т закладочных материалов.

Закладочные материалы. В качестве закладочного могут быть использованы следующие материалы: песок,

гравий или коренные породы, добываемые в карьерах, шлак металлургических заводов, отходы обогатительных фабрик, пустые породы шахтных отвалов, породы, добываемые при прохождении и восстановлении выработок. Закладочный материал не должен содержать горючих веществ более 20 %, выделять вредных газов, давать, будучи уложенным в выработанное пространство, большую усадку, быть дорогим и, по возможности, должен располагаться близко к шахте.

В принципе закладочный материал может быть доставлен и уложен в выработанное пространство *гидравлическими, пневматическими, механическими*, другими устройствами. Если материал подается по трубам или гибким лентам, то он должен обладать минимальной абразивностью и определенной кусковатостью. При гидравлической закладке материал должен хорошо отдавать воду и не размокать в ней, содержать немного глинистых фракций. Содержание примерно 10 об. % глины способствует повышению качества закладочного массива, его воздухонепроницаемости, увеличивает плотность и слеживаемость. Гранулометрический состав закладочного материала должен быть определенным. Максимально допустимые размеры кусков при пневматической и гидравлической закладке составляют 60—80 мм, при самотечной и механической — 200—250 мм. Лучшим материалом, например для гидравлической закладки, является кварцевый песок.

Самотечная закладка. Сущность этого способа закладки весьма проста — материал в пригодном виде доставляется к месту закладки и затем самотеком направляется в заранее отшитую часть выработанного пространства, самоуплотняясь при этом за счет силы гравитации и кинетической энергии падения. Самотечная закладка применяется в выработанном пространстве пластов крутого падения. Преимуще-

ства такого способа управления боковыми породами состоят в следующем: сравнительно невысокой стоимости работ, простоте применяемого оборудования, нежестких требованиях к качеству материала и др. К основным недостаткам следует отнести ограниченность области применения и невысокую плотность получаемого закладочного массива (усадка достигает 20—40 % — мощности пласта). Небольшое распространение этот вид закладки получил, например на шахтах Донбасса, отрабатывающих пласты с углами падения свыше 40°. Транспортируют породы, получаемые от прохождения, например выработок вентиляционного горизонта, а также породы от их ремонта, вагонетками. Затем передвижными опрокидывателями эти породы доставляют в выработанные пространства лав, которые заранее отшиваются досками и полками, уложенными на кусты стоек или костры. Дробление материала перед закладкой обычно не производится. В результате под вентиляционными штреками образуются закладочные полосы невысокой плотности. Высота этих полос составляет 20—40 м и зависит в основном от количества пород, поступающих для закладки. Фактическая плотность такой самотечной закладки невысокая, так как материал заранее не подготавливается, гранулометрический состав его различный, в отшиваемом выработанном пространстве остаются костры или другие виды индивидуальной крепи. Серийное оборудование для самотечного вида закладки не создано, и поэтому трудоемкость работ большая.

Пневматическая закладка. Для осуществления этого способа управления боковыми породами надо располагать закладочной машиной, специальными трубопроводами и другим вспомогательным оборудованием. Закладочная машина энергией сжатого воздуха перемещает специально приготовленный закладочный материал по трубопро-

водам со значительной скоростью. Скорость вылета кусков, например размером 30 см, составляет 30—40 м/с. Это позволяет укладывать материал на пластах любого падения с относительно высокой плотностью.

Известны конструкции закладочных машин, например *однокамерных*, *двухкамерных* и *барабанного типа*, устройство и принцип работы которых описаны в специальной литературе. При простых трассах укладки трубопровода применяют машины барабанного типа (рис. 7.4). Производительность их составляет около 200 м³/ч, средняя длина пневмотранспортировки по трубам — 500 м. Пневмотрассу собирают из стальных труб длиной 2—6 м с толщиной стенок 8—10 мм. Диаметр труб принимают в 2,5—3 раза большим максимального размера кусков материала, чаще 150—250 мм. Принцип работы машины следующий (см. рис. 7.4). Материал поступает в приемную воронку, затем колесом дозирующего барабана 2 направляется в смесительную камеру 1. Камера 1 соединена с одной стороны с трубопроводом сжатого воздуха, идущего от компрессорной станции, а с другой — с закладочным трубопроводом. Струя сжатого воздуха захватывает закладочный материал и

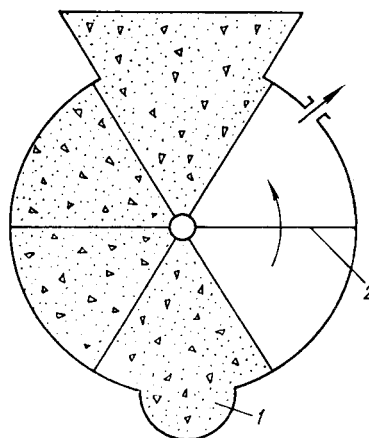


Рис. 7.4. Схема пневмозакладочной машины барабанного типа.

транспортирует его по трубопроводу. Производительность пневмотранспортировки зависит от диаметра трубопровода, расхода сжатого воздуха и параметров пневмотрассы. Машины барабанного типа, например ПЗБ, имеют номинальную производительность 160 м³/ч при дальности транспортировки 400 м, диаметре закладочного трубопровода 200 мм и давлении сжатого воздуха 0,4 МПа. На практике установлено, что при производительности машины, например до 60—70 м³/ч, следует применять трубы диаметром 150 мм.

Производительность пневмозакладочной установки при выполнении закладочных работ в отдельную смену определяется по формуле:

$$Q_{п.з} = (Lm\gamma cbnz k) / (T k_k k_m),$$

где L — длина очистного забоя, м; m — вынимаемая мощность пласта, м; γ — плотность угля, т/м³; c — коэффициент извлечения угля ($c=0,92-0,97$); b — шаг закладки, м; n — число породных полос, выкладываемых в забое за сутки; z — удельный расход закладочного материала ($z=0,70-0,85$), м³/т угля; k — коэффициент, учитывающий резерв производительности установки ($k=1,0-1,3$); T — время, отводимое на закладку пространства в течение суток, ч; k_k — коэффициент, учитывающий качество закладочного материала ($k=0,8-1,0$); k_m — коэффициент машинного времени установки.

Если же работы по выемке угля и закладке выработанного пространства в лаве совмещаются во времени, то скорость возведения закладки не должна быть меньше скорости выемки угля. На скорость выемки угля обычно накладываются ограничения по газовому фактору, скорости возведения призабойной крепи, крепости вынимаемого угля и т. п.

Во всех случаях перед закладкой надо сделать отшивку пространства и

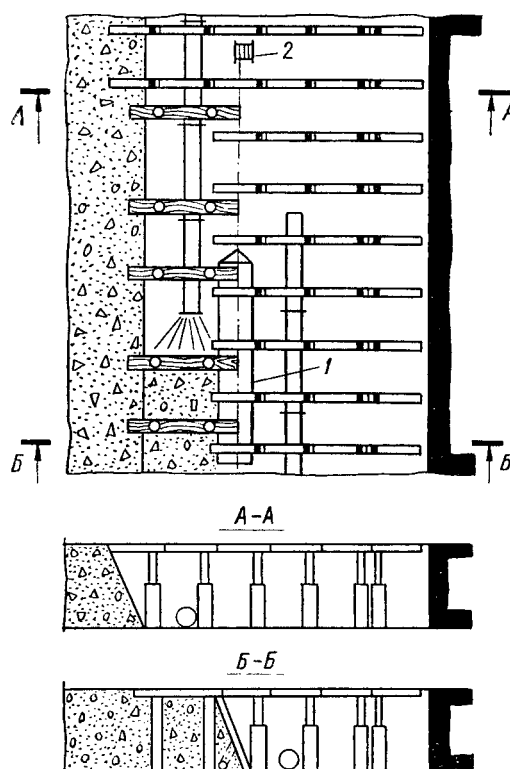


Рис. 7.5. Передвижная отшивка-перегородка для ограждения закладочного массива.

удалить из него крепь и другие элементы. Отшивки-перегородки могут быть стационарными или передвижными. В лавах, например пластов пологого, наклонного и крутого падения (рис. 7.5) отшивки-перегородки могут перемещаться лебедкой 2. Трудоемкость работ можно уменьшить применением трубопроводов с боковым выносом материала. В этом случае отшивка пространства не нужна, так как выпуск закладочного материала не лобовой, а фронтальный. Такой закладочный трубопровод 1 по лаве можно перемещать без разборки трассы. Переноска трассы, осуществляемая секциями механизированной крепи, схематически представлена на рис. 7.6.

В последние годы машиностроители отрасли освоили выпуск дробильно-

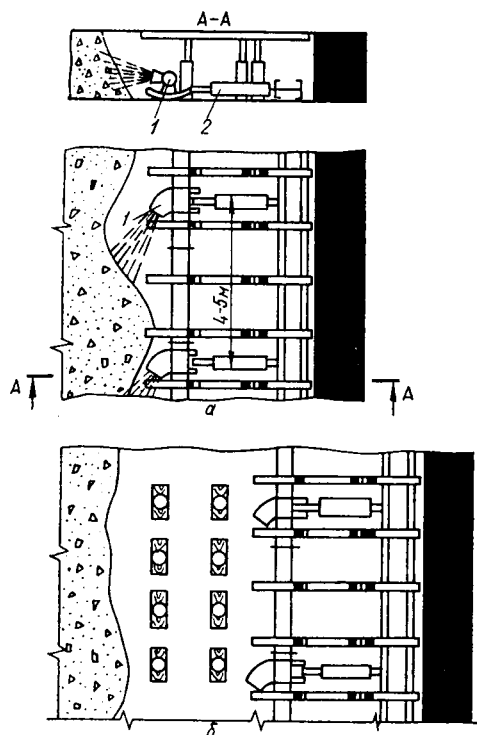


Рис. 7.6. Схема бокового выноса закладочного материала.

закладочных комплексов «Титан» конструкции Донгипроуглемаша. Комплекс позволяет пневматическим способом уложить шахтную породу в выработанное пространство лав. Для этого в его составе имеется приемный бункер, дробильно-закладочная машина, воздуходувка и закладочный трубопровод. Закладка ведется полосами шириной 2,4 м, в качестве отшивки применяют металлическую сетку с ячейками 5×5 мм. Производительность комплекса «Титан» — 20—60 м³ разрыхленной породы в час, дальность транспортировки — до 75 м, количество обслуживающего персонала — 5 человек. На ряде шахт Донбасса комплекс «Титан» эффективно применяют для укладки пустых пород в выработанное пространство лав.

Пневматическая закладка отличает-

ся сравнительной простотой, дает высокую плотность массива (усадка 20—30 %), приемлема для использования в комплексно-механизированных лавах. Недостатки — значительное пылеобразование, большой расход сжатого воздуха, повышенный износ трубопровода, высокие требования к качеству закладочного материала, сравнительно большие затраты на приобретение оборудования.

Гидравлическая закладка основана на использовании энергии потока воды как для транспортировки закладочного материала, так и для его укладки в выработанное пространство. Процесс состоит из следующих этапов: подготовки закладочного материала, смешивания его с водой, гидротранспортировки пульпы по трубам до выработанного пространства, подготовки выработанного пространства к закладке, возведения закладочного массива, отвода и осветления воды и откачки ее на поверхность.

Гранулометрический состав и консистенция пульпы, иначе говоря, соотношения в ней твердого и жидкого компонентов, во многом определяют эффективность этого способа закладки. Соотношение твердого вещества к воде (Т:Ж), например при применении песка, должно составлять от 1:1 до 1:1,5. Если используется материал с более крупными частицами, отношение Т:Ж должно достигать 1:6. При гидравлической закладке очень важен также показатель, оцениваемый коэффициентом фильтрации закладочного материала. Он представляет собой объем воды, проходящей через единицу площади материала за единицу времени. Например, самый высокий коэффициент фильтрации, равный 19, у закладочного материала, состоящего из остроугольных кусков породы, а самый низкий — у песка, равняется 0,0068—0,040.

Для ведения процесса шахта должна иметь гидрозакладочный комплекс

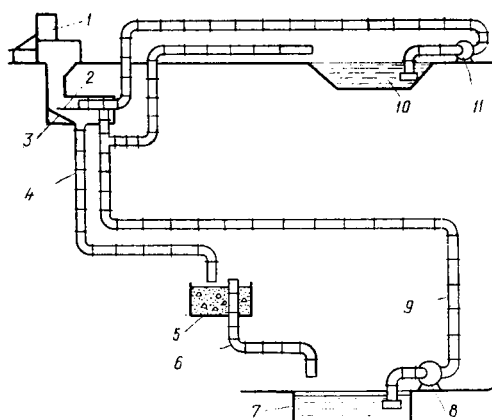


Рис. 7.7. Схема гидрозакладочного комплекса шахты.

(рис. 7.7). На поверхности шахты расположен бункер-накопитель закладочного материала 1. Из бункера материал поступает на смесительный лоток 3 специальной камеры, где гидромонитором 2 материал размывается и превращается в пульпу. Образовавшаяся пульпа по пульпопроводу 4 движется до пространства 5, подлежащего закладке. В выработанном пространстве твердые частицы уплотняются, а вода по дренажной трубе 6 отводится в водоотстойник 7, откуда насосами 8 ее по трубопроводу 9 перекачивают в смесительную камеру или в водоотстойник 10, расположенный на поверхности шахты. Затем осветленная вода насосами 11 вновь подается в смесительную камеру.

Пульпу желательно подавать под действием массы столба жидкости (см. рис. 7.7).

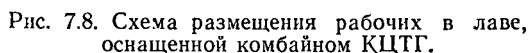
Производительность гидрозакладочных комплексов составляет 40—200 м³/ч твердого вещества при расходе воды 1,5—2,5 м³, например на 1 м³ песка. Преимущества гидрозакладки: небольшая усадка закладочного массива (10—15 %), относительно высокая производительность, малая трудоемкость работ, простота оборудования, отсутствие пыли и др. Недостат-

ки — необходимость подачи в шахту большого количества воды, что резко ухудшает состав шахтной атмосферы, невозможность совмещения работ по закладке с выемкой угля. Это усложняет технологию очистных работ. Суммарные затраты на возведение 1 м³ закладочного массива значительные, большая часть их приходится на получение и приготовление материала, а затем на ведение собственно закладочных работ.

Таким образом, на угольных шахтах СССР разные способы закладки выработанных пространств применяются ограниченно. Выбор эффективного способа зависит от того, какие объекты предстоит подработать или какие пласты и слои необходимо вначале отработать. При отработке, например запасов угля, залегающего под заводами или другими ответственными сооружениями, необходимо создать плотный закладочный массив, для чего применяют гидравлическую закладку. Однако это требует значительных капитальных затрат на приобретение оборудования и строительство зданий, сооружений и камер.

7.4. НЕКОТОРЫЕ РАЦИОНАЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Зная сущность и особенности выполнения производственных процессов в лавах с индивидуальными крепями, можно приступить к изучению технологических схем очистных работ. Рассмотрим на примере работы лучших бригад отрасли три схемы применительно к пластам пологого, наклонного и крутого падения. Так, на шахте «Першотравенская» производственного объединения «Павлоградуголь» (Западный Донбасс) при отработке тонкого пласта пологого падения очистные производственные процессы осуществляются по схеме, приведенной на рис. 7.8. Поскольку мощность пласта составляет 0,55—0,60 м, то выемку



нием обнаженной кровли над комбайном, подтягивает кабель и устанавливает временную стоечную крепь. Вслед за проходом комбайна рабочий (3) зачищает уголь под забоем, находясь под защитой временной крепи, и подает стойки машинисту комбайна. Машинист комбайна (2) устанавливает металлическую стойку со стороны завала, выбив ее из спаренного ряда предыдущего цикла. После прохода комбайна рабочий (2) перебрасывает стойки из резервного ряда через конвейер и снимает с работающего конвейера доставляемые в лаву деревянные стойки. Рабочий (4) снимает распылы с конвейера и складывает их, а в процессе крепления лавы поддерживает эти распылы. Рабочий (5) устанавливает металлические стойки, которые берет из резерва. Рабочий (6), находясь под защитой постоянной крепи, устанавливает ряд металлических стоек в комплекты, убирает временную крепь, выбивает забойную стойку предыдущего цикла и производит зачистку угля у конвейера, подготавливая последнему дорогу для передвижки «волной».

Конвейер к забою передвигается в два приема. После передвижки одной из головок, вслед за выемкой с отставанием не менее 8 м, сначала производится передвижка става до среднего ряда стоек, а затем от среднего ряда до призабойного. Передвижка конвейера осуществляется пятью рабочими гидродвигателями ГП1УМ и специальной упорной стойкой.

Управление боковыми породами способом полного обрушения кровли производят трое рабочих, которые передвигают стойки ОКУМ. Работы во времени совмещаются с выемкой угля установкой призабойной крепи, выполняются после передвижки конвейера с отставанием от комбайна не менее чем на 30 м. Шаг передвижки тум ОКУМ равен ширине захвата комбайна — 1,5 м. Породы непосредственно

кровли обрушаются через 3—4,5 м, а основная кровля — через 25—30 м.

Для разворота комбайна и подготовки его к выемке последующей полосы угля на сопряжениях лавы со штреками буровзрывным способом проходят ниши размером (4,5×5) м. Крепление ниш осуществляется гидравлическими стойками, устанавливаемыми под металлический верхняк из спецпрофиля длиной 5,5 м. Расстояние между верхняками по падению равно 0,5 м. Под каждый такой верхняк устанавливаются четыре гидравлические стойки ГСУ. На разворот комбайна требуется около 20—30 мин.

В лаве принят четырехсменный режим работы: три добычных смены по 8 ч и одна смена — ремонтно-подготовительная. Графиком организации предусмотрено выполнение двух циклов очистных работ в сутки.

Очистные бригады шахты «Першовравнева», освоив такую технологию и организацию работ, подвигают очистные забои на весьма тонком пласте со средней скоростью 56,5—60 м/мес., достигая добычи 7500—9500 т угля в месяц. Следовательно, в сутки добывается в среднем 350—400 т угля. Замечим, что зольность этого угля составляет всего 10—12 %. Поэтому стоимость его высокая, а добыча угля в целом эффективная. Недостатками технологии являются: наличие большой незакрепленной площади в зоне работы комбайна, значительные затраты времени на концевые процессы, невозможность регулирования исполнительного органа комбайна, большая трудоемкость процессов крепления лавы и управления комбайном и др.

На пластах пологого и наклонного падения, например в северной части Донецкого бассейна, отличающихся сложностью условий залегания — непостоянством углов падения, большим количеством куполообразных структур, тектоническими нарушениями, частым обрушением кровель неустойчивыми по-

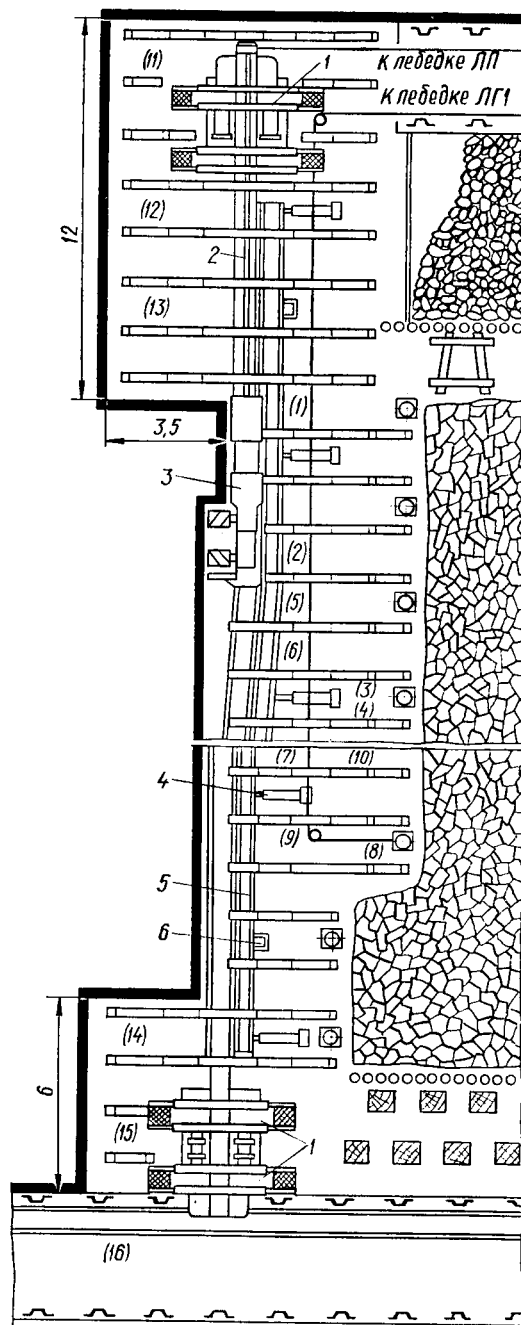


Рис. 7.9. Схема размещения рабочих и оборудования в лаве пласта наклонного падения.

родами, большим количеством прослоек пустых пород в пластах, суфлярными выделениями метана, короткими выемочными полями и другими — чаще всего применяют шнековые узкозахватные комбайны, скребковые конвейеры и индивидуальные крепи. Лучше других для этих условий при мощности пластов 1,1—1,8 м, углах падения до 35° и кровлях средней устойчивости приспособлен комплект оборудования КОИ1. В состав комплекта (рис. 7. 9) входят комбайн 2К52М 3, конвейер СП63ТН 2, траковый кабелеукладчик ЦТ5Н 5, верхнее и нижнее устройства УПК 1, удерживающие конвейер от сползания, унифицированные гидропередвижки УГП 4, насосная станция СНУ и предохранительная лебедка ЛП, устанавливаемая на вентиляционном штреке. Комплект оборудования снабжен средствами двухсторонней связи и управления. Комбайн отличается наличием специальных щитков, поворачиваемых гидродомкратом, а также устройством для крепления предохранительного каната, идущего к лебедке ЛП. На конвейере установлены зачистные лемехи и повышенные борты. На верхней головке конвейера имеется направляющий блок для прохода предохранительного каната. Рештаки става конвейера соединяются звеньями цепи 24×86. Каждый четвертый рештак става с завальной стороны снабжен домкратом 6 для удобства ремонта конвейера в случае обрыва нижней ветви тягового органа.

В добычную смену, например на шахте «Привольнянская» производственного объединения «Лисичанскуголь», с применением комплекта КОИ1 машинист комбайна (1) управлял комбайном, помощник машиниста (2) следил за работой исполнительного органа и погрузочного щитка, рабочие (3) и (4) передвигали став конвейера и удерживающее устройство УПК, рабочие (5), (6) и (7) устанавливали призабойную крепь — стойки и верхняки. Управле-

нием кровлей способом полного обрушения были заняты рабочие (8), (9) и (10). Верхнюю нишу проходили рабочие (11), (12) и (13), нижнюю — рабочие (14) и (15). На сопряжении лавы со штреком трудился рабочий (16). Комбайн работал по челноковой схеме.

Передвижка головки конвейера с частью става и комбайна для выемки последующей полосы угля занимала 10—20 мин.

В ремонтно-подготовительную смену осуществлялись профилактические ремонты комбайна, другого оборудования, лавы, выполнялись работы по укреплению пласта и др. Всего в смену было занято 10—13 рабочих.

Бригада, освоив такую технологию и технику в лаве пласта k_3 мощностью 1,8 м с углами падения 23—26°, достигала среднесуточной нагрузки 1069 т а в отдельные сутки — 1615—1776 т угля. Производительность труда рабочего колебалась в пределах 11,8—22 т/выход. Проектно-конструкторские работы по совершенствованию комплекта оборудования КОИ1 должны быть направлены на охват пластов наклонного падения меньшей мощности запасы которых в северо-восточных районах Донбасса значительные. Применение такого или аналогичного оборудования в этих условиях будет и технически целесообразным.

На пластах крутонаклонного и крутого падения в лавах, оснащенных индивидуальными деревянными крепями (шахты Центрального района Донбасса), пока превалирует выемка угля отбойными молотками. Технологическая схема процессов добычи угля отличается сложностью, в основном, из-за несовершенства способов крепления лав и управления боковыми породами.

Многолетний опыт применения очистных комбайнов в забоях, перемещаемых по простиранию, оснащенных индивидуальными крепями, показал, что

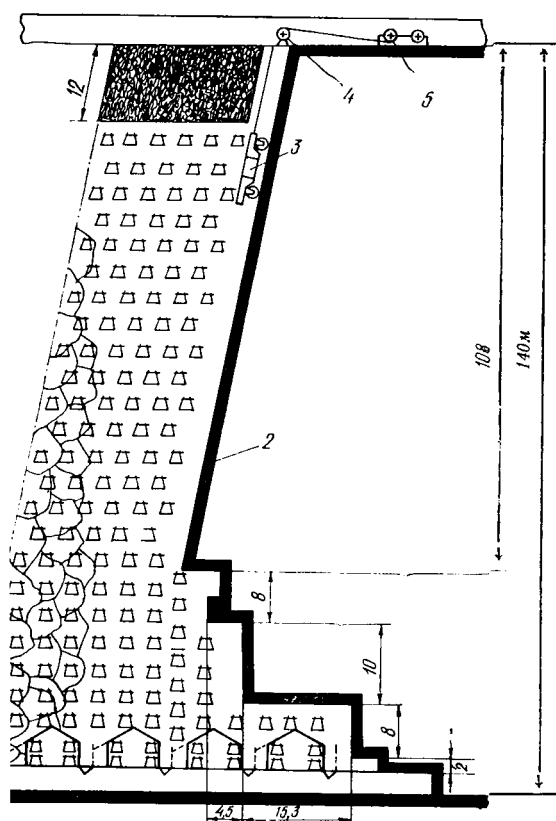


Рис. 7.10. Технологическая схема применения комбайна в лаве пласта крутого падения с индивидуальной крепью:

— магазинные уступы; 2 — комбайновая часть лавы; 3 — спуск комбайна в нижнюю часть лавы; 4 — кран-балка; 5 — лебедка.

они работоспособны лишь в лавах с устойчивыми почвами и кровлями. Для пластов с неустойчивыми вмещающими породами, а их в районе большинство, комбайны и другие выемочные машины еще не созданы. Специфика отрабатки сближенных пластов крутого падения неизбежно ведет к оставлению определенного количества неизвлеченных запасов — целиков угля. Они являются концентраторами напряжений и поэтому устойчивость пород ухудшается еще больше. Рассмотрим наиболее трудотребовательную технологическую схему применения комбайна (рис. 7. 10).

В нижней магазинной части лавы длиной 28 м с потолкоуступной конфигурацией забоя выемку угля производят отбойными молотками. На сопряжении лавы с откаточным штреком устраивают искусственные целики. Под вентиляционным штреком самотечной закладкой выполняют бутовую полосу шириной 12 м.

Забой в добычные смены обслуживают бригады, состоящие из 12—14 человек каждая, в том числе машинист комбайна и его помощник, 4—6 рабочих, занятых на возведении призабойной крепи, три забойщика, находящихся в уступах магазинной части, и насыпщик. В ремонтно-подготовительную смену работают лесодоставщики, закладчики и рабочие по выкладке костров и искусственных целиков. Среднесуточная добыча угля из лавы составляет 200—300 т на пластах мощностью 1 м, а производительность труда — 7—8 т/выход.

7.5. О НАПРАВЛЕНИЯХ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ДОБЫЧИ УГЛЯ В ЛАВАХ С ИНДИВИДУАЛЬНЫМИ КРЕПЯМИ

В угольной промышленности СССР выполняется комплексная целевая научно-техническая программа по совершенствованию конструкций индивидуальных крепей для условий, в которых пока не предполагается применять более совершенные средства комплексно-механизированной добычи угля.

Намечается, в частности, создать более надежные стойки двойной гидравлической раздвижности, облегченные верхняки и др. Самым слабым местом в технологии очистных работ с индивидуальными средствами добычи угля является наличие больших технологических «узаконенных» простоев, приводящих в числе других простоев к низкому использованию выемочных машин, составляющему всего 30 % длитель-

ности суток. Следовательно, максимальное совмещение всех производственных процессов с выемкой угля яв-

ляется важнейшим путем интенсификации очистных работ в рассматриваемых условиях.

Глава 8

УЧАСТКОВОЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ОЧИСТНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ

8.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Перемещающийся очистной забой в угольной шахте не может функционировать без постоянного внешнего многопланового обеспечения. При этом лучшим считается такое обеспечение, которое профилактически упреждает появление «нештатной» ситуации в очистном забое. А если все-таки она возникла, то обеспечение должно в кратчайший срок и с минимальными издержками вернуть забой в запрограммированный режим работы. Поэтому обеспечение очистных работ не менее важно, чем сами очистные работы. Следовательно, энергетическое, проходческое, транспортное, вентиляционное, материально-техническое, психологическое и другое обеспечение должно поддерживать технологию очистных работ в оптимальном режиме. Без комплексной взаимоувязки всех процессов невозможно создать гармоничную технологию угольного участка и шахты в целом.

Стержнем технологического обеспечения является принятая схема подготовки и отработки выемочного поля или выемочного столба. Проектируя и корректируя подготовку и отработку пластов, стремятся во всех случаях создать простор для устойчивой высокопроизводительной работы очистного забоя, разумеется, с учетом возможного изменения горно-геологических условий залегания пластов и других факторов. Лучшей схемой подготовки и отработки пластов, как показали практика последних лет и исследования технологии эксплуатационных участков, является столбовая с отработкой столбов

обратным ходом. Именно при использовании этой схемы достигнуты высшие в отрасли результаты по концентрации и интеграции производственных процессов. В 1980 г. ИГД им. А. А. Скочинского и другими институтами были созданы прогрессивные технологические схемы подготовки и отработки угольных пластов. Они содержат научно обоснованные типовые решения обязательные для внедрения всеми подразделениями угольной промышленности. За последние 20 лет схемы подготовки и отработки пластов изменились. Первопричиной изменений явились орудия труда. Что же касается объекта труда — угольных пластов, то на перспективу намечается интенсивный ввод в эксплуатацию тонких и весьма тонких пластов и пластов со сложными условиями залегания.

Распределение подземной добычи угля в СССР по мощности и углам падения пластов по состоянию на начало одиннадцатой пятилетки приведено в табл. 8. 1.

Из табл. 8. 1. следует, что 77,3 % угля добывается на пластах пологого падения, причем на пластах средней мощности 46,8 %. Тонкие пласты пологого падения обеспечили 19,6 % всей подземной добычи. В перспективе, особенно на шахтах Донбасса, Львовско-Волынского и других бассейнов страны, ожидается ввод в отработку в больших масштабах тонких и весьма тонких угольных пластов. Следовательно, вопросы подготовки таких пластов являются актуальными.

Старшее поколение горных инженеров и техников в производственной де-

таблица 8.1. Распределение подземной добычи угля в СССР

Угол падения пластов, град.	Добыча угля из пластов различной мощности m , %				
	$m < 0,7$ м	$m = 0,71 - 1,2$ м	$m = 1,21 - 3,5$ м	$m > 3,5$ м	Итого
До 18	2,6	19,6	46,8	8,3	77,3
19—35	0,2	3,0	6,2	1,6	11,0
36—55	0,1	0,9	1,0	0,4	2,4
56—90	1,1	2,8	2,7	2,7	9,3
Итого	4,0	26,3	56,7	13,0	100,0

ельности пользовалось термином «система разработки», который по акад. И. Д. Шевякову означал — определенный порядок проведения подготовительных и очистных выработок, увязанный во времени и пространстве. Теперь аряду с этим термином употребляют акой: «технологическая схема подготовки и отработки пласта». Последний термин, по вкладываемому в него содержанию, емче, поскольку он включает все то, что понимали под термином «система разработки», плюс процессы очистных работ и процессы их обеспечения. Такой термин отражает нынешний этап в интеграции производственных процессов, является следствием дальнейшего научно-технического азвития отрасли. Например, в технологических схемах подготовки и отработки пластов содержатся рекомендации по различным вариантам вооружения очистных забоев, выполнению чистных работ, осуществлению мероприятий, предотвращающих выбросы угля и газа, ведению проходческих работ, транспортных процессов, пылеподавлению, электроснабжению, связи, сигнализации и др. Теперь, по сравнению со временем деятельности акад. И. Д. Шевякова, многое в технике и ехнологии угледобычи изменилось и потребление нового термина оправда-

но, а термин «система» лучше употреблять применительно к шахте в целом, вкладывая в него иной смысл.

8.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ДЛИН ЛАВЫ И ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА

Современные технологические схемы подготовки и отработки пластов в основном построены с использованием раскройки их на выемочные столбы. Длинная сторона выемочного столба, точнее сам столб, может располагаться по падению, по восстанию или по простиранию. Основными геометрическими параметрами столба являются его ширина и длина. При перспективной бесцеликовой отработке пластов ширина столба равна длине лавы. Цель данных расчетов заключается в нахождении оптимальных длин лавы (l_0) и столба (L_0). Дело в том, что современные очистные, проходческие, транспортные и другие комплексы являются дорогими и недолговечными машинами, расходы на их обслуживание, монтаж и демонтаж большие, а надежность невысокая. Коэффициенты готовности технологической цепи на эксплуатационных участках составляют всего 0,20—0,35. Поэтому нахождение оптимальных значений l_0 и L_0 , при которых существующая техника, технология и организация работ дает наибольшую экономическую отдачу, весьма важно.

Известно несколько методик определения l_0 и L_0 . Однако наиболее приемлемой является методика, в основу которой положен принцип минимальной участковой себестоимости 1 т угля. Согласно этой методике, оптимальная длина лавы определяется по удельным затратам, связанным с выполнением производственных процессов в самом очистном забое, на его сопряжениях, а также за его пределами, т. е. внелавные расходы труда и средств здесь тоже учтены.

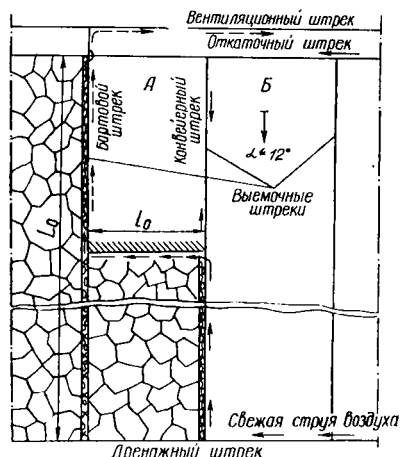


Рис. 8.1. Схема к определению оптимальной длины лавы и длины выемочного столба.

Сущность методики определения l_0 рассмотрим на следующем примере. Часть угольного пласта раскроена на столбы А и Б (рис. 8. 1). Отработку этих столбов намечается осуществить одинарными лавами, перемещаемыми по восстанию. Лавы оснащены современными угледобывающими комплексами. Шахта газовая. Определим вначале все эксплуатационные расходы, зависящие от l , а затем составим функциональную зависимость $f(l)$, т. е. экономико-математическую модель участковой себестоимости 1 т угля. Расходы учтем в рублях на добычу 1 т угля. Период времени — 1 год.

1. Расходы на заработную плату рабочим лавы

$$(abn)/(m\gamma clV) + (a_1b_1n)/(m\gamma cV) + (a_2b_1)/(m\gamma cl),$$

где m — вынимаемая мощность пласта, м; γ — плотность угля, т/м³; c — коэффициент извлечения запасов в пределах столба; l — длина лавы, м; n — число смен по добыче угля в сутки; a — сменное число рабочих лавы, не зависящее от длины лавы и скорости ее продвижения; a_1 — сменное количество рабочих лавы, зависящее от ее длины; a_2 — сменное число рабочих лавы, зависящее от скорости ее продвижения; b, b_1 — заработная плата одного рабо-

чего за смену по тарифно-квалификационному справочнику с учетом начислений, руб.; V — скорость продвижения очистного забоя, м/год.

2. Расходы на заработную плату рабочим занятым на сопряжениях лавы

$$(l_n b_1)/(Hl) + (a_3 b_1)/(m\gamma cl),$$

где l_n — суммарная длина ниш, м; H — норма выработки на выемку угля в нише, т/чел.-смен; a_3 — количество рабочих в нише на один метр продвижения ее, чел.-смен.

Заметим, что в угольной промышленности расходы на заработную плату рабочим составляют 55—60 % себестоимости 1 т горной массы. В предыдущей главе показано, что количество рабочих, занятых очистными работами, независимо от длины лавы является постоянным. Так машинист и его помощник в добычную смену нужны всегда, независимо от объема работ и длины лавы, а также один рабочий на сопряжении лавы и т. п. С увеличением длины лавы и ростом объемов производства растет количество рабочих, занятых передвижкой секции механизированной крепи, оформлением забоя и т. п. Иначе говоря, количество рабочих с индивидуальной нормой выработки при росте объемов производства возрастает. Это обстоятельство учтено при постановке данной оптимизационной задачи.

3. Амортизационные отчисления забойного оборудования

$$(c_1 \varphi)/(m\gamma cVl) + (c_2 \varphi)/(m\gamma cV),$$

где c_1 — стоимость оборудования лавы и ее сопряжений, масса которого не зависит от длины лавы (комбайн, головки конвейера, крепи сопряжения и др.), руб.; c_2 — стоимость оборудования лавы, масса которого зависит от длины лавы (механизированная крепь, решетчатый став, тяговый орган конвейера и др.), руб. φ — суточная норма амортизационных отчислений, руб.

В связи с ростом стоимости активных фондов предприятия, к которым относятся комплексы очистных машин, удельный вес амортизационных расходов возрастает и после заработной платы стоит на втором месте. Иначе говоря, чем дороже техническое оснащение производства, тем большими долями на себестоимость продукции переносится его стоимость.

4. Расходы на монтаж и демонтаж забойного оборудования

$$(P_1 a_4 b_1)/(m\gamma clL) + (P_2 a_4 b_1)/(m\gamma cL),$$

где P_1, P_2 — соответственно масса оборудования в лаве, не зависящая и зависящая от ее

длины; a_4 — трудоемкость доставки, монтажа и демонтажа 1 т оборудования, чел.-смен; L — длина выемочного столба, м.

Параметр b_1 можно взять по фактическим данным или определить по нормировочнику.

5. Расходы на материалы

$$(l_{\text{н}} a_5 b_2)/l + [b_3(l - l_{\text{н}})]/l + (P_2 a_6 b_4)/(m\gamma c),$$

где a_5 — расход ВВ на 1 т угля, полученную при прохождении ниш (лучше взять по фактическим данным), кг; b_2 — стоимость 1 кг ВВ, руб.; b_3 — стоимость режущего инструмента для выемочной машины, расходуемого на 1 т добытого угля, руб.; a_6 — расход рабочей жидкости гидропривода, отнесенный к 1 т массы комплекса машин при подвигании лавы на 1 м, кг; b_4 — стоимость 1 кг рабочей жидкости, руб.

Если при прохождении ниш применяют лесные материалы, то учитывают их удельный расход.

6. Расходы на электроэнергию

$$[a_7 b_5(l - l_{\text{н}})]/l + (a_8 b_5 l)/2 + (P_2 a_9 b_5)/(m\gamma c) + (a_{10} b_5)/(m\gamma c V) + (\sum N b_6)/(D m\gamma c l V),$$

где a_7 — расход электроэнергии выемочной машиной на добычу 1 т угля, кВт·ч; a_8 — расход электроэнергии конвейером на перемещение 1 т угля на расстояние 1 м, кВт·ч; a_9 — расход электроэнергии насосной станцией на передвижение 1 т механизированной крепи и соответственно конвейера и комбайна на расстояние 1 м по лаве, кВт·ч; a_{10} — расход электроэнергии на проветривание 1 м лавы в сутки, кВт·ч; b_5 — стоимость 1 кВт·ч электроэнергии, руб.; $\sum N$ — суммарная установленная мощность электродвигателей, кВт; b_6 — стоимость 1 кВт·А установленной мощности трансформаторов в месяц, руб.; D — количество рабочих дней в месяце.

7. Расходы на проведение 1 м выработок, непосредственно обслуживающих лаву:

$$(\sum K)/(m\gamma c l),$$

где $\sum K$ — суммарная стоимость проведения 1 м выемочных штреков (ходков), обслуживающих лаву, руб.

8. Расходы на поддержание штреков (ходков), обслуживающих одну лаву,

$$(P_{\text{п}} L)/(2 m\gamma_0 V l),$$

где $P_{\text{п}}$ — суммарная стоимость поддержания м штреков (ходков) в сутки, руб.

9. Расходы на транспортировку угля по выемочному штреку (бремсбергу) ленточными конвейерами

$$38,5/A + 0,077(L/A),$$

где A — суточная добыча угля из лавы, т.

10. Расходы на монтаж и демонтаж (укорочение) оборудования в выемочных штреках

$$(P_3 R b_7)/(m\gamma c l),$$

где P_3 — масса оборудования в штреках (бремсбергах), отнесенная к 1 м длины штрека (столба); R — трудоемкость монтажа и демонтажа 1 т оборудования, чел.-смен; b_7 — заработная плата одного монтажника в смену с учетом начислений, руб.

11. Расходы, относимые на себестоимость продукции при сооружении возле транспортных штреков различных заездов, площадок, камер и др.

$$K_2/(m\gamma c l L),$$

где K_2 — стоимость сооружения приемно-отправительных заездов, площадок, камер и др., предназначенных для обслуживания одной лавы, руб.

Поступая таким образом, можно учесть и другие эксплуатационные расходы по процессам участкового обеспечения очистных работ, зависящим от длины лавы. Например, если для осуществления принудительной осадки основной кровли требуется вести торпедирование пород, то объем скважин будет зависеть от l или, если в лаве ведут работы по упрочению пород, то объем их тоже зависит от l . В данном примере примем к учету одиннадцать видов эксплуатационных расходов участка по добыче угля. Расчет будем вести для случая, когда суточная площадь выемки угля lV постоянна, т. е. поступим так, как должно быть при ритмичной работе. Скорость подвигания лавы $V = A/(m\gamma c l)$, следовательно, она тоже постоянна. Сложив все одиннадцать видов расходов и подставив в сумму, где это требуется, выражение скорости подвигания лавы, после математических преобразований получим

$$\begin{aligned} f(l) = & (1/m\gamma c) \{ (a_1 b_1 n m\gamma c)/A + (c_2 m\gamma c)/A + \\ & + (a_8 b_5 m\gamma c)/2 + [(a_{10} b_5 m\gamma c)/A]l + [a_2 b_1 + \\ & + (l_{\text{н}} b_1 m\gamma c)/H + a_3 b_1 + (P_1 a_4 b_1)/L + \\ & + l_{\text{н}} a_5 b_2 m\gamma c + P_3 R b_7 - b_3 l_{\text{н}} m\gamma c - a_7 b_5 l_{\text{н}} m\gamma c + \\ & + \sum K + K_2/L \} \cdot (1/l) + [(ab m\gamma c)/A + \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
& + (c_1 \varphi m \gamma c) / A + (P_2 a_4 b_1) / L + b_3 m \gamma c + P_2 a_6 b_4 + \\
& + a_7 b_5 m \gamma c + P_2 a_9 b_5 + (\sum N b_6 m \gamma c) / (DA) + \\
& + (P_n L m \gamma c) / 2A + (38,5 m \gamma c) / A + \\
& + 0,077 (L m \gamma c) / A \} \rightarrow \min. \quad (8.1)
\end{aligned}$$

Это и есть экономико-математическая модель себестоимости 1 т угля в зависимости от длины лавы, нагрузки на лаву и других параметров. Выражение должно стремиться к минимуму, т. е. суммарные эксплуатационные затраты при добыче угля на участке должны быть минимальными, разумеется, без нанесения ущерба качеству продукции, природе и при полной безопасности обслуживающего персонала. Возникает вопрос, насколько модель схематизирует реальную действительность? Ответ однозначный: умеренно упрощает действительность, так как в большей мере учитывает основные лавные затраты, а также энергетическое, проходческое, транспортное, вентиляционное, строительное, монтажно-демонтажное, ремонтное и другие виды обеспечения очистных работ. Для удобства использования выражения (8. 1), упростим его

$$\begin{aligned}
B_1 &= (a_1 b_1 n m \gamma c) / A + (c_2 \varphi m \gamma c) / A + \\
& + (a_8 b_5 m \gamma c) / 2 + (a_{10} b_5 m \gamma c) / A; \\
B_2 &= a_2 b_1 + (l_{11} b_1 m \gamma c) / H + a_3 b_1 + (P_1 a_4 b_1) / L + \\
& + K_2 / L + l_{11} a_5 b_2 m \gamma c - b_3 l_{11} m \gamma c - \\
& - a_7 b_5 l_{11} m \gamma c + \sum K + P_3 R b_7; \\
B_3 &= (a b n m \gamma c) / A + (c_1 \varphi m \gamma c) / A + (P_2 a_4 b_1) / L + \\
& + b_3 m \gamma c + P_2 a_6 b_4 + a_7 b_5 m \gamma c + P_2 a_9 b_5 + \\
& + (\sum N b_6 m \gamma c) / DA + (P_n L m \gamma c) / 2A + \\
& + (38,5 m \gamma c) / A + 0,077 (L m \gamma c) / A.
\end{aligned}$$

Учитывая, что множитель $1/(m \gamma c)$ — величина постоянная, экономико-математическую модель можно записать так

$$f(l) = B_1 l + B_2 (1/l) + B_3 \rightarrow \min.$$

Взяв первую производную по l и при-

равняв ее нулю, получим выражение для определения оптимальной длины лавы l_0 :

$$df/dl = B - (B_2/l^2) = 0; \quad l_0 = \sqrt{B_2/B_1}.$$

Используя современные возможности, заложенные в ЭВМ, можно, например для машины МИР-3, на языке АЛМИР составить программу вычисления функции $f(l)$, используя конкретные горно-технические параметры оработки пласта. Изменяя, например переменную l с определенным шагом можно найти минимальное значение участковой себестоимости 1 т угля. Преимущества этой ЭВМ состоят в выдаче графика зависимости функции аргумента. Задачу можно также решить, используя другие ЭВМ.

Пример. Определить оптимальную длину лавы для следующих горно-технических параметров: мощность пласта $m=0,95$ м; плотность для $\gamma=1,23$ т/м³; угол пласта падения $\alpha=$ газообильность лавы $q=15$ м³/т; производительность комбайна МК67 $Q=2,3$ т/мин; длительность работы лавы в сутки по добыче $L=3 \times 6=18$ ч; коэффициент снижения устойчивой мощности двигателя комбайна $k_y=($ коэффициент машинного времени комплекса машин $k_m=0,29$. Остальные значения параметров приведены в табл. 8.2.

Решение. 1. Определим среднесуточную нагрузку на лаву

$$\begin{aligned}
A_c &= 60 D Q k_y k_m = 60 \cdot 18 \cdot 2,3 \cdot 0,8 \cdot 0,29 = \\
& = 576,29 \text{ т.}
\end{aligned}$$

2. Упрощенно подсчитаем допустимую нагрузку на лаву по газовому фактору

$$\begin{aligned}
A_{CH_4} &= \frac{864 V S d k_m k_{в.п.}}{k q_{yч}} = \\
& = \frac{864 \cdot 4 \cdot 3,4 \cdot 1 \cdot 0,29 \cdot 1,3}{0,5 \cdot 5} = 590,65 \text{ т.}
\end{aligned}$$

3. Вычислим заработную плату рабочим

$$\begin{aligned}
& (8 \cdot 25,8 \cdot 3) / 576,29 + (0,006 \cdot 25,8 \cdot 3 l) / 576,29 - \\
& + (0,5 \cdot 25,8) / (0,96 \cdot 1,23 \cdot 0,92 l) = 1,0745 + \\
& + 0,0008058 l + 11,9998 (1/l) \text{ руб./т.}
\end{aligned}$$

4. Заработная плата рабочих на сопряженных лавы со штреком

Таблица 8.2. Параметры и их значения

Параметр	Значение	Единица измерения	Параметр	Значение	Единица измерения
a	8	чел.	$L_{o. ш}$	241	м
a_1	0,006	чел.-смен	$S_{в. ш}$	7,9	м ²
a_2	0,5	То же	$S_{o. ш}$	7,9	м ²
a_3	2,0	»	k	0,29	—
a_4	5,0	»	$k_{в. п}$	1,3	—
a_5	0,0049	кг	V	4	м/с
a_6	0,116	кг	D	18	ч
a_7	0,8	кВт·ч	d	1	%
a_8	0,025	То же	φ	0,001	—
a_9	0,3	»	L	1100	м
a_{10}	1,95	»	R	3,2	чел.-смен
b_1	25,8	руб.	ΣN	462	кВт
b_2	0,4	То же	l_n	14,1	м
b_3	0,255	»	H	3,31	т/чел.-смен
b_4	0,4	»	n	3	—
b_5	0,11	»	P_1	32	т
b_6	1,07	»	P_2	8	То же
b_7	21,0	»	P_3	0,140	»
c	0,92	—	ΣK	150	руб.
c_1	177500	руб.	K_e	33000	То же
c_2	2060	То же	P_{II}	0,38	»
c_3	20,3	»	S	3,4	м ²
c_4	20,8	»	K_1	0,5	—
$L_{в. ш}$	241	м			

$$,1 \cdot 25,8)/(3,31l) + (2 \cdot 25,8)/(0,95 \cdot 1,23 \cdot 0,92l) = 157,89/l.$$

Амортизационные отчисления

$$(77500 \cdot 0,001)/576,29 + (2060 \cdot 0,001l)/576,29 = 0,308 + 0,0036l.$$

Расходы на монтаж и демонтаж оборудования

$$(32 \cdot 5 \cdot 25,8)/(0,95 \cdot 1,23 \cdot 0,92 \cdot 1100l) + (8 \cdot 5 \cdot 25,8)/(0,95 \cdot 1,23 \cdot 0,92 \cdot 1100) = 3,49/l + 0,87.$$

Стоимость основных материалов

$$4,1 \cdot 0,0049 \cdot 0,4/l + 0,255 - (0,255 \cdot 14,1)/l + (8 \cdot 0,116 \cdot 0,4)/(0,95 \cdot 1,23 \cdot 0,92) = 0,6 - 3,568/l.$$

Стоимость электроэнергии

$$3 \cdot 0,11 - (0,8 \cdot 11 \cdot 14,1)/l + (0,025 \cdot 0,11l)/2 + (8 \cdot 0,3 \cdot 0,11)/(0,95 \cdot 1,23 \cdot 0,92) + (1,95 \cdot 0,11l)/576,29 + (462 \cdot 1,07)/(18 \cdot 576,29) = 0,382 + 0,00175l - 1,241/l.$$

9. Расходы на проведение 1 м выработок (штреков), непосредственно обслуживающих лаву,

$$150/(0,95 \cdot 1,23 \cdot 0,92l) = 139,53/l.$$

10. Расходы на поддержание выработок, обслуживающих лаву,

$$(0,38 \cdot 1100)/(2 \cdot 576,29) = 0,363.$$

11. Расходы на транспортировку угля ленточными конвейерами по штреку

$$38,5/576,29 + 0,077 \cdot 1100/576,29 = 0,213.$$

12. Расходы на монтаж и демонтаж штрекового оборудования

$$(0,140 \cdot 3,2 \cdot 21)/(0,95 \cdot 1,23 \cdot 0,92l) = 8,75/l.$$

13. Расходы, отнесенные на себестоимость продукции, связанные с сооружением заездов, выработок, площадок, камер и др.

$$33000/(0,95 \cdot 1,23 \cdot 0,92 \cdot 1100l) = 27,91 \cdot 1/l.$$

Суммируя все учтенные расходы, получим

$$f(l) = 0,00616l + 344,761/l + 3,811.$$

Взяв первую производную по l и приравняв ее нулю, получим оптимальную для данных горно-технических условий длину лавы l_0

$$df/dl = 0,00616 - 344,761/l^2 = 0;$$

$$l_0 = \sqrt{344,761/0,00616} = 237.$$

Скорость подвигания лавы при этом составляет

$$V = 576,29/(0,95 \cdot 1,23 \cdot 0,92 \cdot 237) = 2,27,$$

а минимальная себестоимость добычи 1 т угля

$$0,00616 \cdot 237 + 344,761/237 + 3,811 = 6,72.$$

Зная конкретную зависимость $f(l)$, например на мини-ЭВМ с интервалом 10 м в диапазоне значений l от 100 до 310 м, вычислим себестоимость 1 т угля. Результаты этих вычислений поместим в табл. 8.3.

Таблица 8.3. Себестоимость 1 т угля для условий решаемой задачи при изменении длины лавы от 100 до 310 м

Длина лавы, м	Себестоимость 1 т угля, руб./т	Длина лавы, м	Себестоимость 1 т угля, руб./т
100	7,874610	210	6,7463190
110	7,6227909	220	6,7332954
120	7,4232083	230	6,7267608
130	7,2638078	240	6,7259041
140	7,1359785	250	6,7300440
150	7,0334066	260	6,7386038
160	6,9513562	270	6,7510925
170	6,8862058	280	6,7670892
180	6,8351388	290	6,7903304
190	6,7959315	300	6,8082033
200	6,7668050	310	6,8327322

Из табл. 8.3 и построенного по этим данным графика (рис. 8.2) следует, что минимальная участковая себестоимость угля, составляющая 6 руб. 72 к., имеет место, когда длина лавы в данных условиях $l=237$ м. Из рисунка также видно явное наличие не одной точки перегиба, а целой их совокупности. Иначе говоря, существует диапазон значений l_0 , при которых себестоимость 1 т угля примерно одинакова. Это объясняется природой функции, точностью исходных данных, другими причинами.

Заметим, что $l_0=237$ м получена при постоянном среднем значении скорости подвигания забоя $V=2,27$ м/сут. Если же изменить ско-

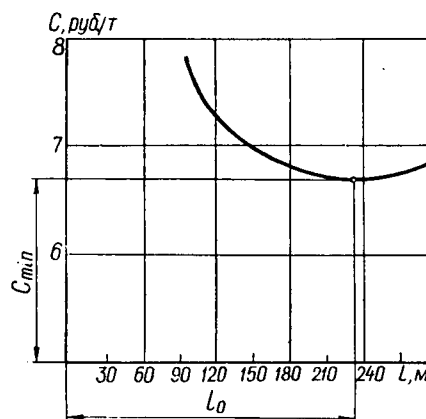


Рис. 8.2. Влияние длины лавы на себестоимость 1 т угля.

рость подвигания забоя от 2,0 до 6,5 м/сут, для сохранения минимальной себестоимости 1 т угля можно сократить длину лавы. Следует подчеркнуть, что возможен и третий путь повышения эффективности работы очистных: боев, заключающийся в одновременном увеличении и длины лавы, и скорости ее подвигания. Однако такое возможно лишь с созданием новых систем очистных, проходческих, транспортных и других машин, точнее при переходе на новый этап в интеграции процессов подземных горных работ.

Методика определения оптимального размера выемочного столба аналогична рассмотренной выше. При этом учитываются следующие расходы:

1. Стоимость проведения выемочных штреков

$$[(c_3 S_{o,ш} + c_4) L_{o,ш}] / (m \gamma c l L) + [2(c_3 S_{в,ш} + c_4) L_{в,ш}] / (m \gamma c l L),$$

где c_3 — постоянные проходческие расходы,несенные на 1 м³ выработки, руб.; c_4 — постоянные проходческие расходы, отнесенные на 1 м выработки, не зависящие от площади поперечного сечения, руб.; $S_{o,ш}$ и $S_{в,ш}$ — поперечное сечение выемочных штреков в свету, $L_{o,ш}$ и $L_{в,ш}$ — длина выработок, м.

2. Стоимость монтажа и демонтажа очистного оборудования

$$(P_1 a_4 b_1) / (m \gamma c l L) + (P_2 a_4 b_1) / (m \gamma c L).$$

3. Стоимость поддержания штреков

$$(P_n L) / (2 m \gamma c l V).$$

4. Стоимость монтажа и демонтажа оборудования в штреках

$$(P_3 R b_7) / (m \gamma c l).$$

5. Стоимость транспортировки угля ленточными конвейерами по штреку

$$38,5/A + 0,077 \cdot L/A.$$

Подсуммировав расходы и сделав некоторые математические преобразования, экономико-математическую модель себестоимости 1 т угля с учетом длины выемочного столба запишем так

$$f(L) = \frac{1}{m \gamma c} \left\{ \left(\frac{P_n}{2Vl} + \frac{0,077 m \gamma c}{A} \right) L + \left[\frac{(c_3 S_{o.ш} + c_4) L_{o.ш}}{l} + \frac{2(c_3 S_{в.ш} + c_4) L_{в.ш}}{l} + \frac{P_1 a_4 b_1}{l} + P_2 a_4 b_1 \right] \frac{1}{L} + \frac{P_3 R b_7}{l} + \frac{38,5 m \gamma c}{A} \right\} \rightarrow \min.$$

Для упрощения выражения введем обозначения

$$K_1 = P_n / (2Vl) + (0,077 m \gamma c) / A;$$

$$K_2 = [(c_3 S_{o.ш} + c_4) L_{o.ш}] / l + [2(c_3 S_{в.ш} + c_4) L_{в.ш}] / l + (P_1 a_4 b_1) / l + P_2 a_4 b_1;$$

$$K_3 = (P_3 R b_7) / l + (38,5 m \gamma c) / A.$$

Тогда экономико-математическую модель можно записать так

$$f(L) = K_1 L + K_2 (1/L) + K_3 \rightarrow \min.$$

Продифференцировав это выражение L и приравняв его нулю, получим оптимальную длину выемочного столба

$$df/dL = K_1 - (K_2/L^2) = 0; \quad L_0 = \sqrt{K_2/K_1}.$$

Пример. Определить оптимальную длину выемочного столба при следующих параметрах: $ш = S_{в.ш} = 7,9 \text{ м}^2$; $L_{o.ш} = L_{в.ш} = 241 \text{ м}$; $c_3 = 20,3$; $= 20,8$; $l = 237 \text{ м}$; $V_c = 2,27 \text{ м/сут}$; $A = 76,29 \text{ т/сут}$. Остальные параметры приведены в табл. 8.2.

Решение: Для нахождения L_0 необходимо знать значения K_1 и K_2

$$K_1 = 0,38 / (2 \cdot 2,27 \cdot 237) + (0,077 \cdot 0,95 \cdot 1,23 \times \times 0,92) / 576,29 = 0,000496;$$

$$K_2 = [(20,3 \cdot 7,9 + 20,8) \cdot 241] / 237 + [2(20,3 \cdot 7,9 + 20,8) \cdot 241] / 237 + (32 \cdot 5 \times \times 25,8) / 237 + 8 \cdot 5 \cdot 25,8 = 1602,10.$$

Оптимальная длина выемочного столба

$$L_0 = \sqrt{1602,10 / 0,000496} = 1795.$$

По аналогии с примером установления l_0 можно проварьировать длиной выемочного столба, скажем, от 500 до 3100 м и найти значения участковой себестоимости 1 т угля с учетом L . Получив такие данные, нетрудно построить график (рис. 8. 3). Рассматривая эту зависимость, заметим, что область оптимальных значений L_0 колеблется от 1500 до 2000 м. Если значения K_2 увеличиваются при неизменных значениях K_1 , то значения L_0 тоже увеличиваются. Это происходит за счет увеличения сечений выработок и их протяженности. Чем больше длина лавы и выше скорость ее подвигания,

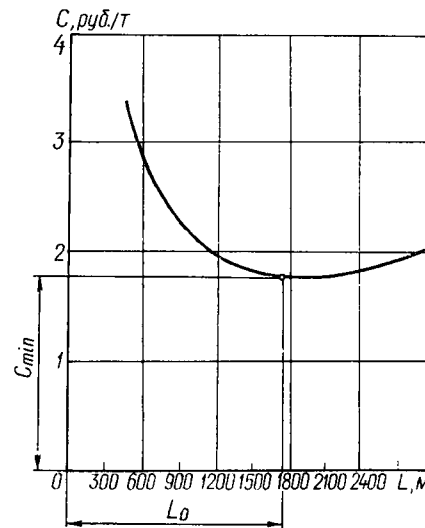


Рис. 8.3. Влияние длины выемочного столба на себестоимость 1 т угля.

тем меньше значения K_1 и, следовательно, L_0 больше. Иначе говоря, чем выше интенсивность отработки пластов, тем по экономическим соображениям длина лавы, выемочного столба должна быть большей. В практике работы многих шахт оптимальная длина выемочного столба еще не достигнута. В прогрессивных технологических схемах подготовки и отработки пластов длина выемочных столбов увеличена и доведена до 1500—2000 м. Сечения выработок также существенно увеличены.

Расчеты по приведенной здесь методике показывают, что, например для новых комплексов типа КД80, КМ103, работающих в условиях шахт Приднепровья, длина лавы в среднем по объединению должна быть доведена до 200 м, а длина выемочного столба — до 1500 м. Это существенно повысит эффективность работы шахт.

8.3. ПОДГОТОВКА И ОТРАБОТКА ТОНКИХ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ ПЛАСТОВ ($\alpha=0-10^\circ$)

Минуглепром СССР рекомендует для подготовки и отработки тонких и средней мощности пластов три типовые схемы. Сущность первой (рис. 8. 4), предназначенной для отработки пластов мощностью 0,55—2 м с углами падения $0-10^\circ$ лавами по восстанию, состоит в следующем. Между дренажным и откаточным горизонтами, точнее между главными откаточным 6 и вентиляционным 1 штреками, вначале нарезают угольный столб, расположенный длинной стороной по восстанию. Выработки 3 и 4, примыкающие непосредственно к очистному забою, называются вентиляционным 3 и конвейерным 4 уклонами. Такое решение позволяет направить свежую вентиляционную струю по уклонам 3 и 4 сверху вниз, т. е. разбавить метан по источникам его поступления и вывести исходящую струю на главный вентиляционный

штрек 1 дренажного горизонта. Чтобы нормально проветривать забой проходимого для воздуха главного вентиляционного штрека 1 свежей струей до начала отработки подготовленного столба надо пройти уклон 5. Он, с одной стороны, оконтурит последующий столб, а с другой — даст возможность подавать по нему свежую струю воздуха. Проведение уклона 7 не осложнено технологически, поскольку транспортировка грузов, подача воздуха и другие работы осуществляются обособленно и независимо от других выработок. В связи с тем, что лава перемещается по восстанию, то устойчивость забойных машин должна обеспечиваться в наклоненном рабочем пространстве. Применительно к рассматриваемой схеме предлагается несколько вариантов механизации очистных работ а именно: комплексы КД80, КМ10 для пластов мощностью 0,8—1,1 м комплекс КСД, где в качестве выемочной машины применяется струговая установка СН75, СО75, УСВ или другая, предназначенная для пластов мощностью 0,8—1,2 м; комплекс 1КМ9 (КМК98) с выемочной машиной УСТ2М, МК67М и другими предназначен для пластов мощностью 0,75—1,5 м; комплекс 1МКС, где в качестве выемочной машины могут применяться струговые установки, например УСБ67, СН75, приемлем для пластов мощностью 1,1—1,9 м; комплект индвидуальных машин, состоящий из струга типа УСТ2М, УСВ, забойного передвижного конвейера типа СП63М, при забойной крепи — стоек ТУ, ГСУМ или других, верхняков типа В15Б; посадочных стоек типа ОКУМ, приемлемый для пластов мощностью 0,6—1,2 м.

По мере совершенствования средств механизации очистных работ, приспособления их для работы в лавах, перемещаемых по восстанию при углах падения $10-15^\circ$, область применения рассматриваемой технологической схе

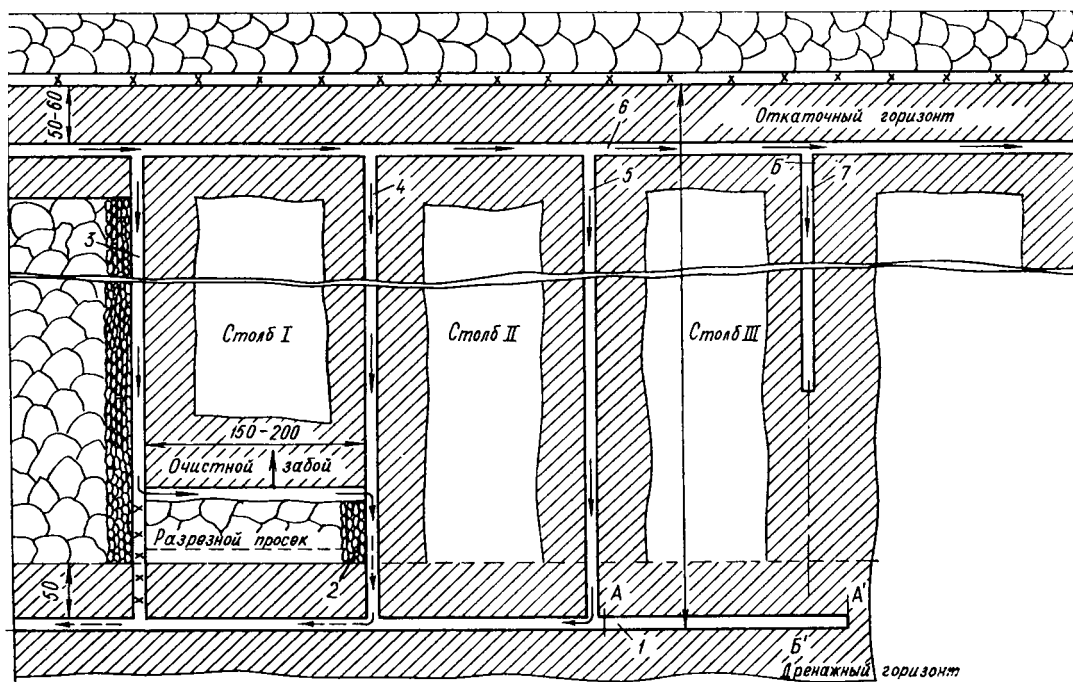


Рис. 8.4. Технологическая схема подготовки и отработки лавы по восстанию тонкого и средней мощности пласта весьма пологого ($\alpha=0-10^\circ$) падения.

мы будет расширяться. На пластах с самовозгорающимися углями (а также с целью ликвидации целиков угля) главные штреки проводятся совместно с полевыми.

Согласно рекомендациям Минуглепрома СССР, суточная добыча из очистных забоев по указанным вариантам механизации работ должна достигать не менее соответственно 750—1100, 910—1110, 980—1190, 1110—1350 и 530 т. Для устойчивой добычи угля в указанных пределах необходимо выполнить комплекс работ по обеспечению очистных процессов. Рассмотрим условия и особенности выполнения основных процессов технологического обеспечения, выполняемых за пределами очистного забоя.

Работы по поддержанию конвейерного и обрушению вентиляционного уклона. По мере отхода очистного забоя от разрезного просека (монтаж-

ной камеры, см. рис. 8.4) надобность в вентиляционном уклоне 3 отпадает, его надо погашать, а конвейерный уклон 4 — поддерживать и сохранять в рабочем состоянии для отработки последующего столба. Следовательно, конвейерный уклон 4 должен служить два срока — сперва как конвейерный, а затем — как вентиляционный. Поддержание конвейерного уклона 4 может быть осуществлено одним из следующих способов: выкладкой бутовой полосы 2 механизированным способом, установкой стенки из железобетонных элементов, возведением узкой полосы из быстросхватывающихся материалов и др. Эти работы не должны сдерживать очистные процессы в лаве, особенно на пластах с трудноподдерживаемыми породами. Комплект машин и оборудования для этих целей должен размещаться на конвейерном уклоне. Например, если

принято решение поддерживать уклон бетонными или железобетонными тумбами, то вопросы доставки по уклону и механизированной их укладки должны быть также решены. Погашение вентиляционного уклона не должно сдерживать нормальный ритм очистных работ. Например, крепь вентиляционного уклона, точнее ее элементы, должны легко извлекаться. Следовательно, еще при проектировании проходаки уклона это надо учесть. Для вывоза элементов крепи по уклону следует предусмотреть соответствующие средства транспорта, например канатную дорогу или др. После удаления всего оборудования, выдачи металлолома и извлечения крепи из вентиляционного уклона надо обрушить породы кровли в тупиковом забое, соблюдая правила безопасности.

Работы по транспортировке угля и других грузов. Схема транспортировки грузов на участке полностью зависит от принятой технологической схемы подготовки и отработки пласта. При данной схеме для транспортировки угля из лавы по уклону 4 предусмотрена установка двух конвейеров — одного короткого скребкового, способного к нетрудоемкому укорочению, и другого — длинного ленточного конвейера типа 2ЛТ80 или 1ЛТ100. На сопряжении конвейерного уклона с главным откаточным штреком устраивается участковый бункер. Это легче сделать при полевой подготовке. Если конструкция телескопических ленточных конвейеров хорошо отработана, то на уклоне 4 возможна установка одного такого конвейера. Телескопическое устройство позволяет автоматически укорачивать ленту, обеспечивает расчетное ее натяжение и механизированное удаление отрезка ленты. Высота такого конвейера, точнее его части, находящейся на сопряжении с лавой, должна удовлетворять требованиям ПБ, не загромождать проходы в лаву, не мешать передвижению крепи сопря-

жения и т. п. Для перевозки людей по конвейерному уклону 4 иногда используют канатную кресельную дорогу. Однако, следует помнить, что перевозка людей конвейером допускается лишь на специально оборудованных ленточных конвейерах. По вентиляционному уклону 3 для транспортировки вспомогательных грузов используется подвесная или напочвенная канатная дорога. По напочвенным механизированным дорогам транспортируются грузы массой 10—15 т. Укорочение таких дорог несложно, а обслуживание их не является дорогим. Считается, что рельсовый транспорт в основном откаточному штреку во многих случаях надежнее конвейерного. В шахтах же, например производственного объединения «Павлоград уголь», почти повсеместно уголь транспортируют подвесными ленточными конвейерами по всем выработкам вплоть до бункеров околоствольных дворов. Это целесообразно лишь для выработок с небольшой суммарной протяженностью со сложными профилями, которые здесь имеют преимущественное распространение. Во многих случаях на участке должен быть бункер-накопитель, существенно повышающий надежность транспортировки ископаемого.

Работы по обеспечению вентиляции выработок, борьбе с пылеобразованием, внезапным выбросам угля и газа и самовозгоранием угля. Сеть участковых и других выработок должна быть гибко приспособлена для безостановочной подачи в очистной забой нужного количества воздуха и поддержания соответствующей депрессии участка. Расчеты аэродинамических параметров выемочного поля производятся по специальной методике. Удельное аэродинамическое сопротивление выработок в киломюрах, их сечения, виды крепи, заполненность сечений выработок различным оборудованием регулирующие и другие вентиляцион-

ые устройства — принимаются с учетом последних достижений научно-технического прогресса. Количество воздуха, например, поступающее на выемочный участок $Q_{\text{уч}}$, при наличии схем с обособленным разбавлением газа по источникам его поступления, определяется по выражению

$$Q_{\text{уч}} = 60S_{\text{оч}}VK_{\text{ут. в}} + Q_{\text{доп.}}$$

где $S_{\text{оч}}$ — площадь поперечного сечения очистного забоя, м^2 ; V — допустимая правилами безопасности скорость движения воздуха в очистном забое, м/с ; $K_{\text{ут. в}}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство; $Q_{\text{доп.}}$ — количество воздуха, направляемое по дополнительной выработке, в нашем примере по уклону 4, для обособленного разбавления метана, выделяющегося из выработанного пространства лавы, $\text{л}^3/\text{мин}$.

Площадь поперечного сечения очистного забоя полностью зависит от типа комплекса машин или другого очистного оборудования. Количество воздуха $Q_{\text{доп.}}$ зависит от относительной газообильности лавы и выработанного пространства. Согласно ПТЭ депрессия выемочного поля тонких и средней мощности пластов не должна превышать определенного значения, требуемого ПТЭ. Для рассматриваемой технологической схемы рассчитаны следующие аэродинамические параметры выемочного поля. При мощности пласта 1,1 м, оснащении лавы, например комплексом типа КД80, на начало отработки выемочного поля необходимо подавать в очистной забой 10 $\text{м}^3/\text{с}$ свежего воздуха, для подсвечивания — 5 $\text{м}^3/\text{с}$, в два проводимых подготовительных забоя 2–3 $\text{м}^3/\text{с}$, а на все выемочное поле — 23 $\text{м}^3/\text{с}$. Депрессия выемочного поля при этом минимальная. Эти данные свидетельствуют о том, что вентиляция выработок при такой технологической схеме подготовки и отработки пласта не осложнена.

Борьба с пылеобразованием непосредственно в очистном забое рассмотрена выше. Ознакомимся с мерами борьбы с пылеобразованием за пределами лавы. В принципе здесь подавляют пыль орошением и подачей специальной пены с помощью соответствующего оборудования. Например, применительно к рассматриваемой технологической схеме оборудование должно состоять из семнадцати наименований: насосная установка, вентили, клапаны, рукава, водяные завесы, форсунки и пр. Вода подается по прилегающим к лаве выработкам специальными трубопроводами. Отсюда производится также запитка оросительных устройств очистных машин. Если расход воды для орошения комбайна составляет около 20–30 л/т при давлении воды у форсунок 1,2 МПа, то расход воды на пунктах перегрузки угля — 5 л/т, при давлении воды у форсунок 0,6 МПа. Водяные завесы на каждый кубический метр воздуха расходуют около 0,05–0,10 л воды при давлении 1,0 МПа. Эффективность пылеподавления увеличивается при добавлении к воде поверхностно-активных веществ (ПАВ) типа ДБ или др. Для борьбы с пылеобразованием пеной требуются специальные насосы, емкости, клапаны и др. Пылеподавление пеной, по имеющимся данным, более эффективно и составляет 94–96 % общего ее количества.

Борьба с внезапными выбросами угля и газа осуществляется в шахтах разными путями, чаще применяют региональный и локальный способы. Региональный способ — это дегазация и увлажнение пластов, локальный — гидрорыхление, увлажнение и гидротолжим пласта, бурение опережающих скважин, образование разгрузочных щелей, врубов, торпедирование призабойной части пласта и др. Специалисты утверждают, что на защищенных пластах и пластах, отработанных региональным способом, очистные рабо-

ты в лавах следует организовать так, как и на неопасных пластах. Локальный способ применяется в случаях, когда по разным причинам не осуществлены региональные меры борьбы. К дегазации пластов прибегают тогда, когда средствами вентиляции не удастся снизить концентрацию метана в шахтной атмосфере до пределов, предусмотренных ПБ. В угольной промышленности все работы по дегазации пластов должны выполняться в соответствии с «Руководством по дегазации угольных шахт» (Минуглепром СССР. М., Недра, 1975). Способы дегазации зависят от методов воздействия на угленосную толщу. В принципе воздействовать на пласт и толщу можно надрывкой его, подработкой, разгрузкой скважинами и выработками, разгрузкой очистным забоем, гидроразрывом или другим способом. Чаще всего применяют первые три способа. Если пласт не является сближенным, то подработку и надрывку его осуществить трудно. В таких случаях возможно бурение скважин из разных мест. Оконтуривание угольных выемочных столбов выработками позволяет своевременно пробурить скважины из этих выработок. В очистном забое работа по бурению скважин сдерживает и без того напряженный ритм производственных процессов. Сеть скважин в нашем примере по пласту и вмещающим породам можно пробурить из уклонов 3 и 4, для чего надо иметь специальные буровые станки, затворы, отсасывающие газ насосы и другие приспособления. Эффективность этой работы оценивается коэффициентом дегазации, колеблющимся в широких пределах. Например, если есть сближенные пласты и угленосная толща подработана, то скважины, пробуренные из выработок на сближенный пласт, позволяют достичь значений этого коэффициента 0,4—0,8, т. е. 40—80 % газа, выделяющегося в выработки, можно удалить. Скважинами, пробуренными по

незащищенному пласту из подготовительных выработок, этот коэффициент уменьшают до 0,2—0,5. Очевидно, коэффициент эффективности дегазации, при котором обеспечиваются нормальные условия работы по фактору газовой выделения, должен быть не менее

$$K_{эф} \geq 1 - J_p/J,$$

где $J_p = 0,6V_{max}SC$ — метанообильность, полученная средствами вентиляции без применения дегазации, м³/с; V_{max} — допускаемая правилами безопасности максимальная скорость движения воздуха, м/с; S — минимальная площадь сечения выработок, свободная для прохода воздуха, м²; C — допускаемая правилами безопасности максимальная концентрация метана в исходящей струе воздуха; J — превышение метанообильности выработок.

Дегазацию выработанных пространств осуществляют также газоотсасывающими установками. Общим недостатком всех известных способов дегазации является низкая концентрация метана в отсасываемой смеси из-за соединения мест накопления метана с окружающими выработками, различного рода трещинами.

Рассматриваемая технологическая схема отличается максимально возможной полнотой выемки угля. В этом случае угольные целики остаются лишь возле главных откаточного и вентиляционных штреков и они не прорежаются выработками. Следовательно, при отработке пластов, склонных к самовозгоранию, объем профилактических мер, обеспечивающих предупреждение возникновения эндогенных пожаров, будет небольшим. Если же применить полевою подготовку, то целиков угля вообще не будет. Проекты отработки таких пластов должны быть обязательно согласованы с Госгортехнадзором, а также со Всесоюзным научно-исследовательским институтом горноспасательного дела (ВНИИГД). Контроль за начальными признаками воз-

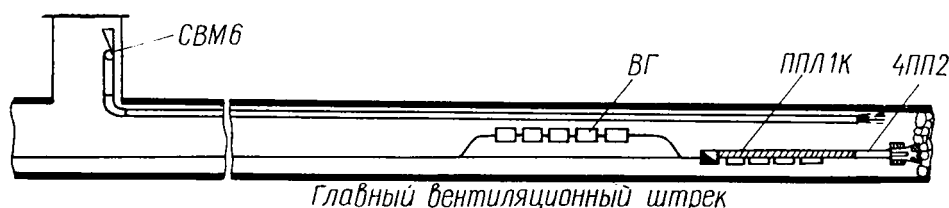


Рис. 8.5. Схема размещения оборудования при проходке главного вентиляционного штрека.

никновения пожара при отработке самовозгорающихся пластов ведется в установленных местах специальной аппаратурой. Например, газоанализатором ГХ4 определяют содержание оксида углерода (IV), а аппаратурой «Нагрев», датчики которой устанавливаются в специально пробуренных шпурах, измеряют температуру пород. Во всех случаях лучше отрабатывать самовозгорающиеся пласты через полевые выработки.

Работы по проведению участковых подготовительных выработок. Минуглепром СССР принял решение об увеличении площади поперечного сечения участковых подготовительных выработок. Это вызвано стремлением обеспечить нормальную работу по транспортировке грузов, проветриванию выработок при высоких нагрузках на очистной забой, безремонтному поддержанию выработок, безнишевой технологии очистных работ и др. Одновременно унифицированы сечения этих выработок — теперь их, например для типа крепи АП (арочная трехзвенная), всего четыре, а именно: 10,6; 12,9; 15,7 и 17,6 м². Это сечение выработок в проходке, а после осадки пород они должны соответственно составлять 7,1; 8,9; 11,2 и 12,7 м². Разрешается также применять арочную пятизвенную крепь типа АКП5 и металлическую из прямолинейных элементов типа МПК. Новые сечения выработок позволяют нормально разместить современное оборудование для выполнения очистных работ, а также необходимые коммуникации и т. п. Разумеется, переход на такие сечения приведет и к отрицатель-

ным последствиям, увеличится выход пустых пород, понадобится больше металла для крепи выработок, потребуются удлинение выемочных столбов, применение более мощной проходческой техники и др. Отечественное горное машиностроение начало выпускать в больших масштабах соответствующие проходческие комбайны. Например, комбайн избирательного действия типа ПК9Р в породах с $f \leq 4$ и $\alpha \leq \pm 10^\circ$ проходит выработку сечением в проходке 7—16 м². Комбайн ГПК обеспечивает проходку горизонтальных и наклонных выработок $\alpha \leq \pm 10—25^\circ$ по породам с $f \leq 4$, сечением 4,7—1,5 м², комбайн типа 4ПП2 в породах с $f = 4—6$ проходит горизонтальную выработку сечением 9—18 м². Комбайны роторного типа, например «Союз-19», могут проходить горизонтальные выработки длиной свыше 1,5 км сечением 18,4 м². Одновременно с комбайновым в нашей стране развивается и буровзрывной способ проходки выработок, совершенствуются соответствующие оборудование и технология работ.

Проведение выработок по рассматриваемой технологической схеме осуществляется следующим образом. Главный вентиляционный штрек (рис. 8. 5) проводится комбайном типа 4ПП2, ленточным перегружателем ППЛ1К из пяти вагонов ВГ или буровзрывным способом, используя погрузочную машину 1ППН5 и другое оборудование. Конвейерный уклон проходится сверху вниз. При углах падения пласта до 10° используют также проходческий комбайн типа 4ПП2 с перегружателем ППЛ1К. Выгрузка гор-

ной массы, добываемой комбайном, производится на наращиваемый скребковый конвейер, например типа СР70М. Этот конвейер транспортирует груз на ленточный конвейер типа ЛЛ100 или 2Л100. В период проведения выработки для доставки в проходческий забой различных грузов используется канатная дорога типа 6ДМК. Для механизации установки крепи применяется подвесной крепеустановщик КПМ. Если подготовительные забои, в частности забой главного вентиляционного штрека 1 (см. рис. 8. 4) и забой уклона 7 достигнут опасных по выбросам пород, о чем должно быть известно заранее, то применяют следующие меры борьбы: сотрясательное взрывание, бурение опережающих скважин, разгрузочные полосы, нагнетание воды в режиме рыхления и др. Чтобы произвести сотрясательное взрывание в забое, надо в нем пробурить, в зависимости от сечения, 7—8 шпуров длиной 1,5—3,2 м и диаметром 43—45 мм каждый, затем в каждый шпур поместить заряды взрывчатого вещества (ВВ) массой 0,9—1,5 кг и одновременно взорвать их. Люди еще до начала взрывных работ должны быть выведены на поверхность.

Особое внимание при проведении выработок обращается на борьбу с пылеобразованием, так как в сухих забоях при комбайновом способе проходки пыли образуется много. Применяемые здесь меры сводятся, в основном, к пылеподавлению водой с добавлением ПАВ и отсосу пыли специальными установками. Оборудование для этих целей, установленное непосредственно на комбайне или возле него, состоит из восемнадцати наименований. Оно включает насосную установку типа НУМС30М, напорные рукава, вентили, краны, дозаторы, клапаны, форсунки и др. Пылеотсасывающая установка ПП7М засасывает воздух из забоя вместе с пылью. Затем пыль в установке отделяется от воздуха. В

подготовительном забое, следовательно, должен быть также оросительно-противопожарный трубопровод. Следует помнить, что эффективное пылеподавление в подготовительных забоях достигается лишь при применении комплекса мероприятий.

Главной целью проведения участковых подготовительных выработок является своевременная подготовка нового фронта очистных работ. Поэтому технолога всегда интересует длительность подготовки, которая зависит от многих факторов и прежде всего от скорости проведения выработок и числа одновременно функционирующих подготовительных забоев. Например, в нашем случае, чтобы подготовить новый выемочный столб, необходимо с определенной скоростью проводить уклон 7 (см. рис. 8. 4) и главный вентиляционный штрек 1. Их можно проходить одновременно, если позволяет численность проходчиков, и поочередно, т. е. вначале пройти выработку 1, а затем выработку 7, или наоборот. В отрасли приняты нормативные скорости проведения выработок для различных горно-геологических условий. Они апробированы опытом, установлены на основе исследований ИГД им. А. А. Скочинского и других институтов. Например, штреки по угольному пласту комбайнами должны проходиться со скоростью 340 м/мес., по смешанному забою — 290 м/мес.; уклоны по такому же забою — 220 м/мес.; квершлаг буровзрывным способом — 110 м/мес.; полевые штреки буровзрывным способом — 125 м/мес. и т. д.

Координируя взаимное положение подвигающихся очистного забоя и забоев подготовительных выработок, надо не упустить момента и не запоздать с проведением нужного объема последних. Большое опережение подготовительных работ во времени тоже нежелательно, так как оно вызывает дополнительные расходы на поддержание выработок и преждевременные капита-

ловложения. Однако резерв времени, равный 1—2 мес., все же необходим для ликвидации возможных задержек в работе при проведении выработок или при монтаже (перемонтаже) оборудования. Как же рассчитать время для подготовки к очистной выемке последующего выемочного столба в условиях рассматриваемой технологической схемы? Это можно сделать, например следующим образом (см. рис. 8.4):

1. Определим время, необходимое для отработки столба I

$$t_1 = L_x / V_{0.3},$$

где L_x — оставшаяся часть столба I, м; $V_{0.3}$ — скорость подвигания очистного забоя, м/мес.

2. Примем: резерв времени для подготовки столба III $t_p = 2$ мес.; время на проведение и оборудование разрезного просека (монтажной камеры) $t_{пр} = 1$ мес.; время на монтаж комплекса машин «Донбасс» $t_m = 1$ мес.

3. Время на оконтуривание столба III подготовительными выработками

$$t_0 = t_1 - t_p - t_{пр} - t_m.$$

Приняв $V_{0.3} = 80$ м/мес., $L_x = 1000$ м, получим $t_0 = 12,5 - 2 - 1 - 2 = 8,5$ мес. Следовательно, за 8,5 мес. одна проходческая бригада должна успеть, например, вначале провести главный вентиляционный штрек I с положения A (см. рис. 8.4) в положение A', т. е. на 150—200 м вперед, а затем — уклон 7 с положения B в положение B', т. е. на 800—1500 м от главного откаточного штрека 6 сверху вниз до пересечения с главным вентиляционным штреком I. Проходческая бригада, выполняя нормативы, рекомендуемые Минуглепром СССР, комбайном в состоянии провести, без учета времени на подготовительный период, штрек I за 0,5—0,7 мес., а практически за 1 мес., уклон 7 — за 5,5—6,8 мес., а практически — за 7 мес. Всего бригаде потребуется

8—8,5 мес., т. е. это то время, которое еще допустимо для своевременного ввода в работу нового очистного забоя взамен выбывающего с учетом подготовительного периода. Заметим, что для достижения нормативных скоростей прохождения выработок проходческая бригада должна иметь определенную численность. Трудовые затраты каждого проходчика, точнее его производительность и надежность работы, должны быть также определены и приведены в соответствие с принятым вооружением труда, условиями проходки и многими другими факторами. Для упрощенного расчета ожидаемых трудовых затрат на проведение 1 м³ выработки в свету рекомендуется пользоваться формулой ИГД им. А. А. Сковчинского

$$T = (\sum T_{\mu_{cp}}) / k_n,$$

где $\sum T = \sum_{i=1}^N (T_{m_i} + T_{p_i})$ — общая трудоемкость проведения 1 м³ выработки в свету, чел.-мин/м³; N — число проходческих процессов; i — индекс отдельного процесса; T_{m_i} , T_{p_i} — соответственно затраты механизированного и ручного труда; μ_{cp} — коэффициент, учитывающий перерывы в труде на отдых и личные надобности, $\mu_{cp} = 1,15$; k_n — коэффициент надежности (готовности) выполнения того или иного проходческого процесса.

Затраты механизированного труда T_m зависят от вида и производительности применяемых машин, его определяют следующим образом. Например, при технической производительности проходческой машины R , числе проходчиков, управляющих ею n ,

$$T_m = n / (R \Pi_k),$$

где Π_k — суммарный коэффициент, учитывающий снижение технической производительности до реальной в данных условиях (с учетом особенностей поведения данной машины в данном забое, ее надежности и колебания ус-

Название выработки, длина ее, м	Численность сменного звена бригады проходчиков	Скорость проходки, м/мес	Время проходки, мес	Автоматизированность проходки, % в смену	Время подготовки, мес							
					1	2	3	4	5	6	7	8
Конвейерный уклон, 1500	7-8	220	7	6								
Главный вентиляционный штрек, 200	7-8	290	1	6,9								
Разрезной просек, 200	2	200	1,0	2,8								

Рис. 8.6. Примерный календарный график подготовки выемочного столба.

ловий работы по сравнению с принятыми в расчете).

Затраты ручного труда T_p можно подсчитать по выражению

$$T_p = \beta [N_v / (k_{орг} k'_r k_n)],$$

где N_v — среднепрогрессивный норматив затрат труда проходчика для выполнения процесса в условиях данного забоя, человек-минута на единицу объема работ; $k_{орг}$ — коэффициент, учитывающий изменение затрат труда в зависимости от числа проходчиков, занятых выполнением операций

вручную; k'_r — коэффициент, учитывающий изменение горно-геологических условий работы; k_n — коэффициент надежности работы; β — коэффициент пересчета затрат труда на единицу объема работ по каждому проходческому процессу в соответствующие затраты труда, приходящиеся на 1 м³ выработки в свету.

Расчеты позволяют определить процессную трудоемкость проходческих работ, а также необходимые трудовые затраты на проведение 1 м³ выработки в свету. Применительно к рассматриваемой технологической схеме производительность труда проходчика принята 3,9—6,1 $\frac{\text{м}^3 \text{ в свету}}{\text{чел.-смена}}$ при проведении конвейерного уклона, вентиляционного штрека — 4,6—6,9, а при прохождении разрезного просека

(монтажной камеры) — 1—2,8. Численность сменного звена проходчиков при проведении уклона — 7—8 чел., а монтажной камеры (разреза) — 2 чел. Располагая результатами расчетов, нетрудно построить календарный график подготовки выемочного столба III (рис. 8. 6). Соблюдение этого графика характеризует уровень технологической дисциплины на шахте, является залогом успешной ее работы.

Работы по повышению эффективности подготовки и отработки пластов. Разработка и внедрение мер борьбы с водопритоками в выработки, ослабление труднообрушающихся пород, упрочнение слабых пород, мероприятия по переходу геологических нарушений и другие — все это направлено в конечном итоге на повышение эффективности отработки пластов. На некоторых шахтах, например Западного Донбасса, появление воды в очистном забое в незначительных количествах означает приостановку его работы, а на шахтах Восточного Донбасса наличие труднообрушаемых пород основных кровель часто приводит к завалам очистных забоев. Переход очистным забоем геологических нарушений может быть более эффективным, если к нему подготовиться заранее, локально упрочнить породы, принять другие меры. На обводненных угольных шахтах разрабатывают мероприятия, направленные на

защиту очистных выработок от поступления воды. Сущность этих мероприятий сводится к искусственному дренажу водосодержащих пород. Рассматриваемая схема подготовки и отработки пласта в этом отношении удачна прежде всего потому, что главный вентиляционный штрек, являясь частью выработок дренажного горизонта, в состоянии собрать всю воду, которая не задерживается в очистном забое вследствие его подвигания по восстанию пласта. При отработке пласта с большими водопритоками, например лавами по простиранию, не обойтись без оставления больших целиков угля, создания сложной дренажной системы, бурения скважин, понижающих уровень воды, оборудования их погружными насосами и т. п.

На ряде шахт Донбасса, других бассейнов страны для облегчения посадки основной труднообрушаемой кровли применяют передовое торпедирование пород. Сущность этого метода ослабления пород заключается в создании взрывом зон трещинообразования, благодаря которым посадки основной кровли облегчаются. При этом возможны различные схемы расположения скважин для торпедирования пород. Разумеется, схема для осуществления первичной посадки кровли будет отличаться от схемы для осуществления вторичной посадки. Для облегчения первичной посадки пород крепостью $f=8-12$ бурят скважины длиной 70—80 м из разрезной печи с расстоянием между скважинами 20—25 м. Отсекающие, дополнительные скважины (рис. 8.7) располагают параллельно разрезной печи на расстоянии от нее 4—20 м. Если мощность основной кровли достигает 20—25 м, то заряды ВВ помещают в зону максимальных значений переднего опорного давления, т. е. на 10—15 м впереди лавы. При любом расположении скважин заряд ВВ должен находиться от пласта на расстоянии 10—12 м. Заряды в отсе-

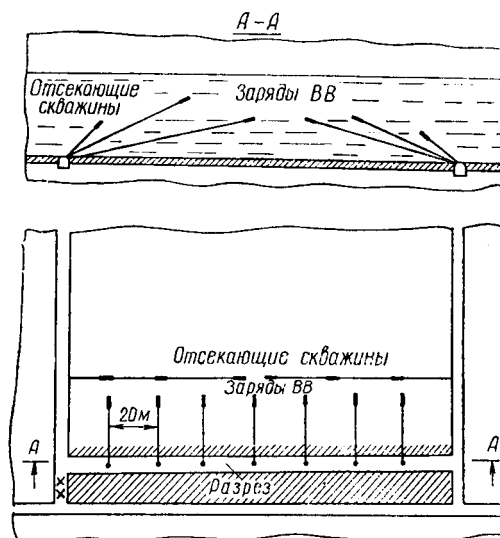


Рис. 8.7. Схема расположения скважин для торпедирования пород.

кающих скважинах лучше располагать в местах заделки плит основной кровли. Для облегчения вторичной посадки скважины располагают в плоскостях, параллельных очистному забою. Расстояние между плоскостями торпедирования не должно превышать $\frac{2}{3}$ естественного шага обрушения кровли. Нередко скважины располагают в форме закрытого веера. Устройство торпед, особенности забойки скважины, порядок взрывания и т. д. описаны в специальной литературе. Эффективность передового торпедирования зависит от расположения скважин, их параметров, вида зарядов, типа ВВ, порядка взрывания, качества забойки, свойств пород и др. Следует помнить, что стоимость этих работ ощутима в участковой себестоимости 1 т угля, т. е. примерно 8—10 к. на каждую тонну угля.

Анализ простоев очистных забоев на шахтах, например Донбасса, показывает, что примерно 50 % лав всегда находится в зоне геологических нарушений. Технологи разделили все на-

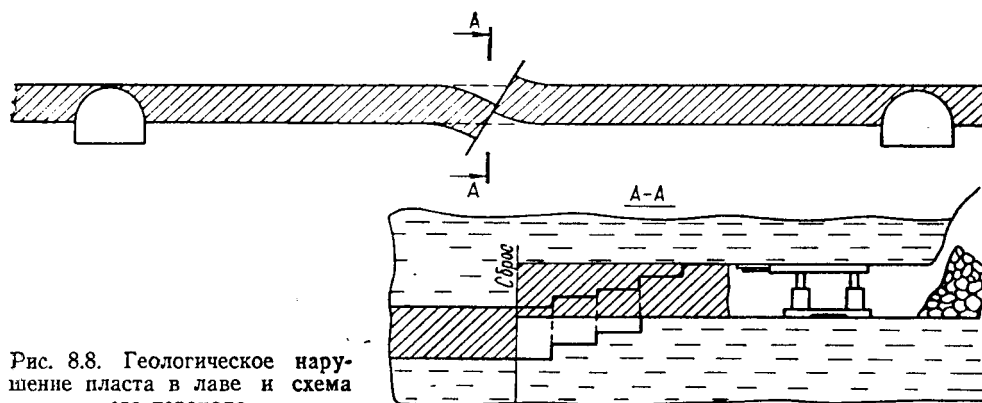


Рис. 8.8. Геологическое нарушение пласта в лаве и схема его перехода.

рушения на *переходимые* современными комплексами очистных машин и *непереходимые*. Опытом установлено, что если амплитуда геологического нарушения не превышает вынимаемой мощности пласта, то на пластах тонких и средней мощности экономически и технически целесообразно переходить такое нарушение. В местах геологических нарушений породы обычно ослаблены. Следовательно, выемочные машины смогут производить выемку пустых пород. Если у нарушений встречаются крепкие породы, то их разрыхляют буровзрывным способом. Техничко-экономическими исследованиями установлено, что отрабатывать пласты с переходимыми геологическими нарушениями целесообразно в случаях, если они встречаются не чаще, чем через 300 м. Способ перехода геологического нарушения в каждом конкретном случае зависит от вида этого нарушения, типа комплекса, состояния пород и др. Например, в лаве встречен сброс такого вида (рис. 8. 8). Переход этого нарушения требует постепенной присечки почвы пласта очистным комбайном. На каждом технологическом цикле очистных работ в этом случае исполнительный орган комбайна все больше углубляется в почву. Передвижка секций механизированной крепи осуществляется с опусканием оснований и захо-

дом концов перекрытий, обращенных к забою, под кромку пустых пород или угольного пласта. При переходе нарушения нельзя допускать вывалов пород из кровли. С этой целью устанавливают индивидуальную крепь под забоем, не допуская больших незакрепленных обнажений пород. В практике работы шахт встречаются случаи разворота комплексов в плоскости пласта на 180°, перехода нарушений с постепенным поднятием комплекса и др. Обычно при переходе геологических нарушений производительность забоев снижается. Поэтому достоверный прогноз обстановки, выполняемый на шахтах геолого-маркшейдерской службой, исключительно важен. Для прогноза указанная служба использует различные материалы, в частности информацию о нарушениях при проведении подготовительных выработок, отработке смежных выемочных полей, данные соседних шахт и др. В последнее время на шахтах, например Ростовской области, начали составлять картограммы — плановые графики технологических и ремонтных работ в выемочном поле (столбе). Для этого институтом ЦНИЭИ-уголь разработана специальная инструкция. Картограммы увязаны с календарными планами отработки выемочных полей. На картограмме нанесены геологические нарушения и меры

перехода их без существенной потери добычи угля. Это повышает надежность отработки запасов на эксплуатационных участках. На шахтах выполняют и другие работы, направленные на повышение эффективности отработки пластов в сложных условиях залегания.

Энергообеспечение очистных и подготовительных работ. Электромеханическое оборудование участков становится все более мощным и поэтому его целесообразно переводить на напряжение 660 и 1140 В. Лишь на пластах крутого падения вместо пневматической энергии применяют электрическую напряжением 380 В. Ведение горных работ на больших глубинах и увеличение коммуникаций, с одной стороны, и стремление повысить энерговооруженность шахтера, а вместе с ней и производительность труда, с другой — предъявляют к энергообеспечению, его безопасности все более высокие требования. Поэтому в настоящее время вопросам электроснабжения участков угольных шахт стали уделять большое внимание.

Каждая общая схема электроснабжения включает схему размещения передвижных участков трансформаторных подстанций (ПУПП) и распределительных передвижных пунктов низкого напряжения (РППН), нанесенных на плане горных выработок совместно с газовой защитой; принципиальную схему электроснабжения очистных забоев; принципиальную схему электроснабжения подготовительных забоев; принципиальную схему электроснабжения участкового транспорта. На схемах указываются типы пусковой и коммуникационной аппаратуры, мощности электродвигателей, марки, сечение и длина бронированных и гибких кабелей, значение токов двухразного короткого замыкания в удаленных точках сети.

На эксплуатационных участках ПУПП служат источниками электропитания. Такие подстанции позволяют

приблизить источники энергии к забою, к основным потребителям энергии, что повышает качество и эффективность электроснабжения участков в целом. На шахтах III категории по содержанию метана, сверхкатегорных и опасных по выбросам угля и газа, как правило, от одной передвижной подстанции питаются все потребители энергии участка. Расчетная мощность трансформатора не должна превышать мощность имеющегося в наличии наибольшего типоразмера подстанции. Во многих случаях в конвейерных выработках сечением не менее 8—9 м² ПУПП и РППН располагают под скребковыми конвейерами или перегружателями. В других условиях для размещения подстанции и распределительного пункта необходимо уширить выработки. Электроснабжение забойных потребителей осуществляется по гибким кабелям марки ГРШЭ, а на пластах крутого падения — по кабелям ГРШЭП. Для электрических сверл применяют особо гибкие кабели ШВБЭ, цепей управления — кабели КГШ, аппаратуры опережающего отключения — кабели ГВШОП. Каждую схему электроснабжения рассчитывают по специальной методике и утверждают в установленном ПБ порядке. Следует отметить, что электроснабжение лавы, подготовительных забоев и других энергопотребителей участка зависит от принятой технологии подготовки и отработки пласта. В данном случае, применительно к рассматриваемой технологической схеме, электроснабжение очистного и подготовительного забоев с учетом газовой защиты рекомендуется осуществлять следующим образом (рис. 8, 9). Условные обозначения на этой схеме приняты едиными в отрасли. Расположение ПУПП, РППН, потребителей энергии, места установки датчиков газовой защиты и т. д. увязаны с планом горных выработок. Опыт показывает, что технологи совместно с электромеханиками и другими специалистами

абоненту можно выйти на связь не только с диспетчером и между собой, но и с любым другим абонентом ОШС.

Системы аварийного оповещения и громкоговорящей связи должны иметь аппаратуру на всех погрузочных пунктах, вблизи очистных забоев, выборочно в подготовительных забоях и других узловых пунктах шахты. Эти системы позволяют диспетчеру в исключительных случаях оповестить всех людей, занятых в очистных, подготовительных забоях и других местах, например об аварийной ситуации на шахте и принятии необходимых мер безопасности. Например, маршрут следования людей на поверхность, в укрытие и т. п. По этим же системам диспетчер получает известия об авариях на участках, ведет переговоры, связанные с ликвидацией аварий. Предупредительная технологическая сигнализация, например о пуске выемочной машины, включении насосной станции, остановке ее и т. п. осуществляется специальной аппаратурой, входящей в комплекс машин. Для этой цели используются вспомогательные жилы комбайнового или другого кабеля. В струговых забоях, кроме прямой телефонной связи между пунктами возле нижней и верхней приводных головок конвейера, можно использовать кодовую оптическую сигнализацию. Теперь, как правило, комплексы не только очистных, но и проходческих, транспортных, закладочных и других машин снабжены средствами для предупредительной сигнализации. Например, связь на локомотивном транспорте осуществляется специальной высокочастотной аппаратурой. Все кабельные линии связи должны быть комплексными, т. е. использоваться не только для диспетчерской телефонной связи, аварийного оповещения, громкоговорящей связи, но и для передачи материалов, необходимых подсистеме шахты, занимающейся управлением производством. Это такие материалы, как контрольная

и учетная информация о работе выемочных машин, учет добычи угля, метанометрия, передача информации в АСУТП и др. План ликвидации аварий содержит много различных позиций, требующих оперативного вмешательства при использовании средств связи и сигнализации. Во всех случаях на каждой шахте средства связи и сигнализации должны работать безотказно.

Таким образом, участковое технологическое обеспечение процессов добычи угля в очистных забоях по своему многообразию и сложности не уступает сложности самих процессов добычи угля. Количество и качество процессов обеспечения добычи прежде всего зависит от принятой схемы подготовки и отработки пласта. Опыт работы передовых участков, в лавах которых добывают по 1000 т угля в сутки и больше, показывает, что обеспечение должно быть обязательно комплексным. Нельзя упускать из этого обеспечения ни одного звена, в том числе работы психолога. В сложных горно-геологических условиях залегания пластов количество этих звеньев (работ) больше, а трудоемкость выше.

Рассмотренная технологическая схема подготовки и отработки пластов является перспективной, она имеет следующие качественные характеристики: схема подготовки — погоризонтная; схема отработки и способ управления кровлей — длинными столбами по восстанию с полным обрушением пород кровли; средства механизации очистных работ — механизированные комплексы машин и струговые установки, подготовительных работ — проходческие комбайны; способ охраны выработок — специальной крепью; транспорт угля на участке — конвейерный; схема проветривания выработок — прямоточная; способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа: для очистных забоев — бурение опережающих скважин; для подгото-

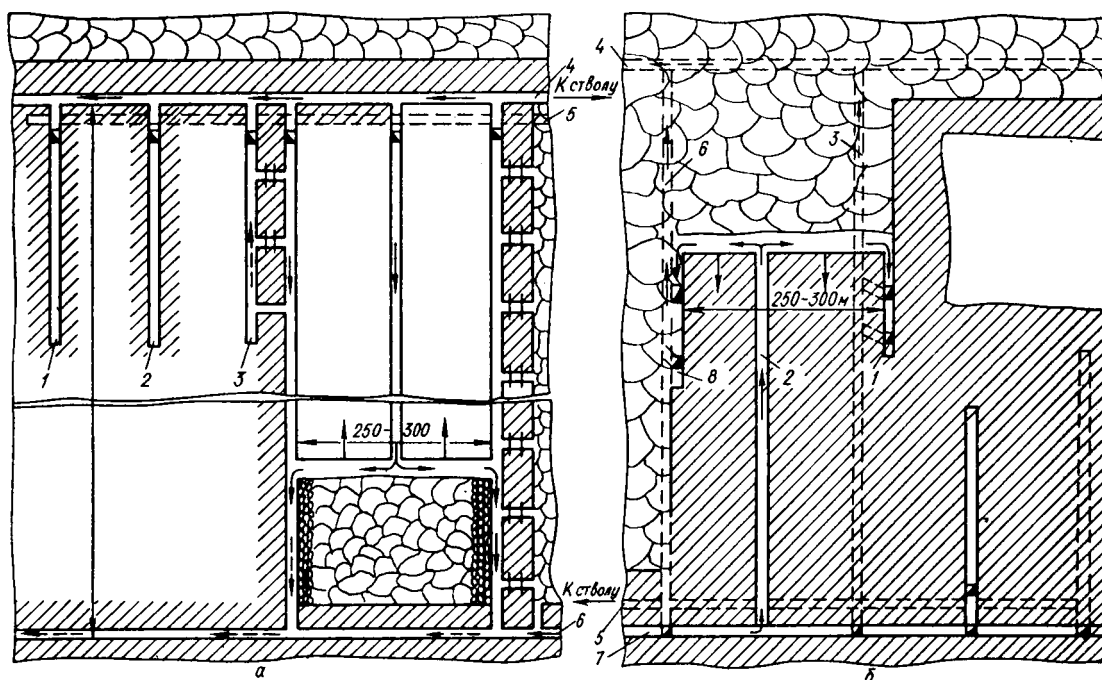


Рис. 8.10. Технологическая схема подготовки и отработки пластов весьма пологого падения лавами, перемещающимися по восстанию (падению).

вительных забоев — комплекс мер; способ пылеподавления — орошение водой и пеной; газовая защита — автоматическая, с централизованным контролем содержания метана; электроснабжение — ток напряжением 660 В. Для получения количественных характеристик необходимо выбрать рациональный вариант вооружения конкретного забоя, спроектировать применительно к нему производственные процессы очистных работ и на этой основе определить оптимальные параметры технологической схемы подготовки и отработки пласта и, следовательно, процессов обеспечения очистных работ. Методология установления оптимальной технологии работ на участке отдает предпочтение очистному забою, выемочной машине, учитывает реальную взаимосвязь очистных процессов с процессами их обеспечения.

Сущность второй технологической схемы, рекомендуемой для отработки пластов весьма пологого падения ($0-10^\circ$) мощностью $0,9-1,4$ м в направлениях их восстания и падения, состоит в следующем (рис. 8.10). Подготовка пласта может быть и пластовая, и полевая, очистной забой длиной $250-300$ м. Для его обслуживания требуется три непосредственно примыкающие к нему подготовительные выработки. Причем, во всех случаях свежая струя воздуха в лаву заходит по среднерасположенной выработке и, разветвившись в лаве на два потока, выходит в периферийные по отношению к лаве выработки. Следовательно, в центре лавы есть еще одно сопряжение с подготовительной выработкой. По сравнению с предыдущей данная отличается удлиненным очистным забоем и наличием трех сопряжений одной лавы с

подготовительными выработками. Подготовка пласта к очистной добыче здесь также погоризонтная. При пластовой подготовке и отработке пласта по восстанию имеется главный полевой откаточный (конвейерный) штрек 5 (см. рис. 8.10), который проходится одновременно со вспомогательным пластовым параллельным штреком 4. Для вентиляции забоев их соединяют между собой скатами, проведенными по породе. Главный вентиляционный штрек 6 может проходиться одинарно или в паре с параллельной выработкой. Подготовка выемочных столбов осуществляется проведением трех уклонов 1, 2 и 3, один из которых служит конвейерным, а два других — вспомогательными. Следовательно, чтобы оконтурить выемочный участок, надо пройти три уклона, разрез и главные откаточный и вентиляционный штреки. При полевой подготовке (см. рис. 8.10, б) и направлении отработки по падению пласта главные полевые конвейерный 5 и вентиляционный 4 штреки проводятся заранее в пределах намечаемого к отработке выемочного поля под пластом, т. е. в пустых породах. Эти выработки соединяются между собой тоже полевыми вентиляционным 6 и конвейерным 3 бремсбергами. Лишь средний вентиляционный бремсберг 2 на все поле проводится пластовым. На концах лавы, с опережением ее по пласту, проводятся выработки 1 и 8, которые соединяются гезенками соответственно с полевым конвейерным бремсбергом 3 и полевым вентиляционным бремсбергом 6. Главный полевой конвейерный (откаточный) штрек 5 проходится в паре со вспомогательным пластовым штреком 7. Таким образом, для подготовки новой лавы, перемещаемой в данном случае по падению пласта, требуется в пределах выемочного поля проводить более сложную сеть горных выработок, состоящую из полевых, пластовых и других

выработок (гезенков, скатов и др.), соединяющих их. Разумеется, проведение такой сети участков горных выработок должно быть оправданным, т. е. добыча с удлиненного очистного забоя, состоящего как бы из двух частей, должна быть большей. Забой, имеющий три сопряжения с подготовительными выработками, оснащается специальной системой очистных машин, например агрегатом типа АК (агрегат комбайновый). Это экспериментальное оборудование по замыслу создателей должно обеспечить, например на пласте мощностью 1,2 м при длине лавы 250 м, добычу угля 3600 т/сут, а производительность труда рабочего очистного забоя — 92,3 т/выход.

Сущность третьей технологической схемы (рис. 8.11), предназначенной для отработки пластов весьма пологого ($0-12^\circ$) падения мощностью 1,1—3,5 м в направлении их падения, состоит в следующем. Как и для двух предыдущих схем, рекомендуется погоризонтная подготовка, т. е. минимум два штрека (откаточный и вентиляционный) двух горизонтов уже должны быть пройдены в районе намечаемого к подготовке выемочного поля (столба). В частности, главный полевой откаточный штрек 7 уже проведен в паре с пластовым параллельным вентиляционным штреком 8, а в качестве главного полевого вентиляционного штрека 6 будет служить бывший откаточный штрек вышележащего отработанного горизонта.

Для подготовки столбов по этой схеме так же, как и по первой, требуется проведение минимального количества подготовительных выработок, а именно бремсберга 5 и разреза-присечки 3. Конечно, проводить наклонные нарезные выработки, необходимые для образования выемочных столбов во всех трех схемах, в принципе труднее, чем горизонтальные, но это должно окупаться преимуществами отработки столбов по падению (восстанию). Чем

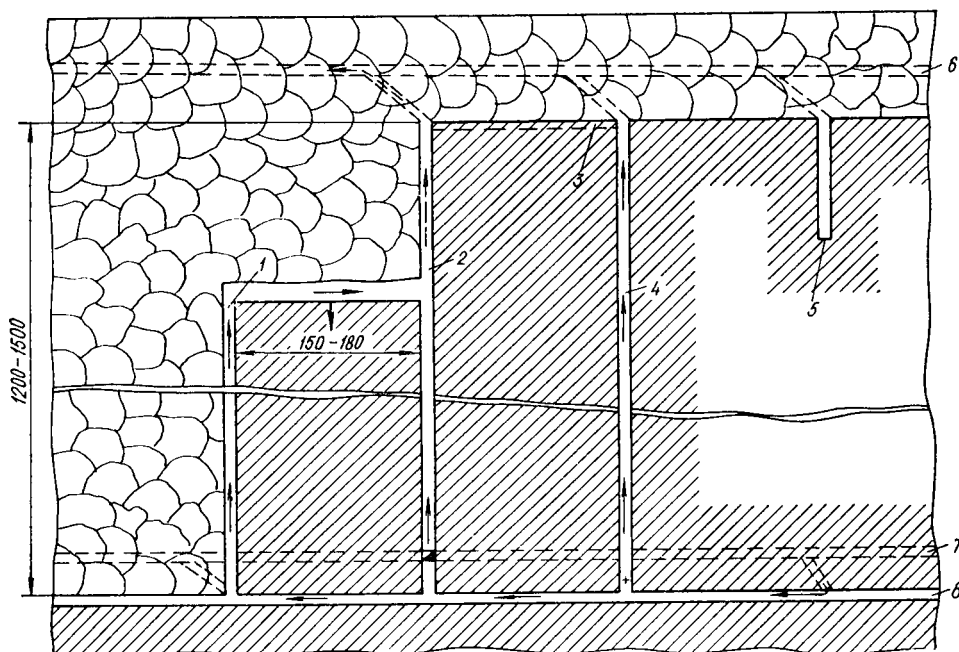


Рис. 8.11. Технологическая схема подготовки и отработки пластов весьма пологого падения мощностью 1—3,5 м лавами, перемещаемыми по падению.

меньше угол падения пласта, тем легче проводить выработки, нарезающие выемочный столб. Лава же должна располагаться так относительно падения — простирания, чтобы работоспособность очистных машин, их устойчивость и т. п. не нарушились. Диагональное расположение забоев относительно элементов залегания пласта по этой причине при углах падения свыше $5-10^\circ$ уже нежелательно. Если же выработку, непосредственно прилегающую к очистному забою, в данном случае конвейерный бремсберг 2, удерживать для повторного использования не удастся, то ее придется проходить заново, резко увеличивая затраты средств, и тем самым себестоимость добываемого на участке угля. Если же стоимость работ по поддержанию бремсберга 2 будет дороже, чем новое прохождение, то предпочтение отдают последнему. Этим фактором еще раз подчеркивается огромная важность для

горного дела безремонтного простого способа поддержания выработок и их повторного использования. В рассматриваемой схеме, как и в предыдущей, есть полевые выработки, позволяющие отрабатывать пласты без потерь угля в целиках. Кроме того, полевые выработки дают возможность в общем увеличить надежность отработки сложно-залегающих пластов, несмотря на то, что стоимость их проведения выше, чем пластовых. Закладка полевых выработок осуществляется во всех рассмотренных схемах в разгруженной от повышенного горного давления части толщи пород. По мере отработки запасов вентиляционный бремсберг 1 погашается, а бремсберг 4 необходим для отработки последующего столба.

Для ведения очистных работ по данной схеме рекомендуется три варианта вооружения, широко апробированного на шахтах страны. *Первый вариант* — комплекс КМ88 или КМТ для

пластов мощностью 1,10—1,95 м; *второй* — комплекс УКП и его модификации — для пластов мощностью 2,5—3,5 м и *третий* — комплекс КМ130 (КМ81) для пластов мощностью 2,5—3,5 м. Это вооружение забоев, например на пластах мощностью по вариантам оснащения 1,8; 3,0; 3,0 м при длине лавы 180 м и определенных параметрах организации работ, должно обеспечить соответственно суточную нагрузку на лаву 1620—1970; 1720—2100; 1970—2400 т. Производительность труда рабочего очистного забоя на выход при этом должна быть не ниже 34—40; 34—37 и 39—43 т/выход.

Некоторые особенности обеспечения очистных работ. Железобетонные тумбы для повторного использования выработок рекомендуется применять лишь на пластах мощностью до 1,5 м и при легко- и среднеобрушаемых кровлях и прочных породах почвы. Если же мощность пласта достигает 3 м, как в данной схеме, то для удержания выработки используют бремсберг 2 или переносную органную крепь из гидравлических стоек. Порядок установки таков: 4—6 стоек на 1 м выработки на 15—20 м впереди лавы и на 60—80 м позади ее. Для этого лучше, чтобы выемочные выработки были закреплены крепью типа МПК. Возможны и другие решения этой задачи.

Транспортировка угля сверху вниз по бремсбергу 2 осуществляется телескопическим конвейером 1ЛТ100. Затем уголь попадает в гезенк, соединяющий бремсберг 2 с полевым откаточным штреком 7. Гезенк, являясь своеобразным бункером, способствует ритмичности транспортировки угля. Короткий жребковый конвейер, устанавливаемый например в первой схеме, здесь не нужен, так как уголь из лавы направляется прямо на ленточный конвейер бремсберга. Вспомогательные грузы в пределах участка доставляются рельсовым транспортом по полевым откаточному и вентиляционному 3 штрекам.

Затем по выемочным бремсбергам грузы доставляются по подвесным дорогам типа 6ДМК. Передача же грузов из полевых выработок на пластовые и обратно требует устройства дополнительных наклонных выработок и соответствующих, обычно канатных, транспортных средств. В этой схеме бремсберги, нарезные выработки проводятся как уклоны, т. е. в направлении сверху вниз (рис. 8. 12). Например, от вентиляционного штрека 1 бремсберг 2 рекомендуется проходить сечением в проходке $S_{пр}=20,4$, а в свету $S_{св}=17,1$ м², используя комбайн 4ПП2 (ПК9Р) и другие средства механизации проходческих работ. После проведения выработки проходческое оборудование демонтируется, а оборудование, необходимое для эксплуатации, остается.

Следовательно, проведение нарезных выработок по первой и третьей технологических схемах не отличается, хотя их эксплуатационное назначение различно.

При перемещении очистного забоя по падению пласта, что предусмотрено рассматриваемой схемой, отжима угля в больших количествах не будет, поскольку устойчивость угольного забоя повышается. Это обстоятельство в некоторой степени отражается на процессах обеспечения очистных работ. Например, разрушение пород на сопряжениях лавы, а также количество вывалов пород по этой причине меньше.

Рассматриваемая схема лучше других по вентилируемости лавы, поскольку прямоточными восходящими струями свежего воздуха метан разбавляется и уносится в общую исходящую струю участка, т. е. на главный полевой вентиляционный штрек. Других принципиальных отличий в способах обеспечения очистных работ данная схема не имеет. Основные качественные характеристики данной схемы такие же, как и первой. Главное отличие заключается в изменении направления отработки столбов, большей вынимаемой

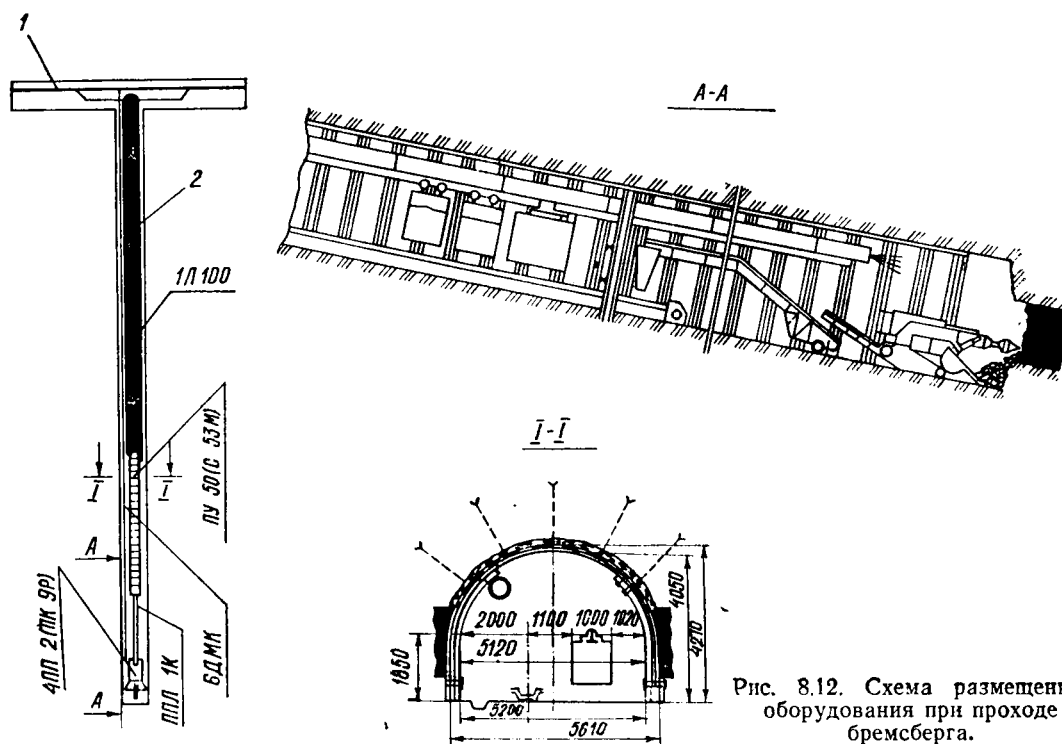


Рис. 8.12. Схема размещения оборудования при проходе бремсберга.

мощности пластов и применении элементов полевой подготовки. Разумеется, количественные характеристики схемы могут быть другими. Каждая из схем имеет свою область применения. Поэтому сопоставление количественных характеристик разных схем не имеет под собой логической основы.

Общей для рассмотренных технологических схем отработки тонких и средней мощности (до 3,5 м) пластов с углами падения $0-10^\circ$ является погоризонтная схема подготовки. При погоризонтной схеме подготовки есть возможность проходить нарезные, примыкающие к лаве выработки по маркшейдерским направлениям, а это стабилизирует длину очистного забоя, оснащенного сложным оборудованием, мало пригодным к укорочению или удлинению. Направление движения забоя по восстанию или падению тоже имеет, как это показано выше, существенные

эксплуатационные преимущества. Одновременно с этим заметим, что количество вывалов, например в забое, перемещаемом по восстанию, при существующих средствах добычи угля на пластах мощностью 1,9 м больше, чем в лавах, перемещаемых по простиранию. Это обстоятельство указывает на необходимость лучшего приспособления имеющейся очистной горной техники к новым условиям, вызванным изменением направления перемещения забоев. В целом же решение о широком распространении погоризонтной схемы подготовки является правильным.

На практике еще во многих шахтах при отработке тонких и средней мощности пластов пологого падения ($5-18^\circ$) подвигают очистные забои по простиранию. Рассмотрим технологическую схему, рекомендуемую Минуглепромом СССР применительно к панельной подготовке пластов.

8.4. ПОДГОТОВКА И ОТРАБОТКА ТОНКИХ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ ПЛАСТОВ ($\alpha=5-18^\circ$)

Принципиальным отличием схемы является такая раскройка пласта, при которой выемочные столбы имеют больший размер не по восстанию, как было в трех предыдущих схемах, а по простиранию. Следовательно, очистной забой в этом случае расположен по падению, а перемещается по простиранию.

Очистные машины (комбайн, конвейер, механизированная крепь, крепь сопряжения и др.) создавались именно для этих условий и поэтому сориентированы для перемещения по простиранию. Такой подход в раскройке угольного пласта при панельной схеме подготовки требует проведения сложной сети горных выработок, в которой по протяженности преобладают горизонтальные выработки (штреки и обходные).

Для подготовки очередной панели к

очистной выемке (рис. 8.13) необходимо прежде всего провести главные полевые откаточный 7 и вентиляционный 8 штреки. По первому направляется свежая струя воздуха из капитальных вскрывающих выработок шахты, а по второму — отводится исходящая струя воздуха из участка. Затем в центре панели проходят три панельных уклона 3, 4 и 5. Центральный уклон 4 служит для размещения конвейеров, транспортирующих уголь снизу вверх, периферийный уклон 3 служит для транспортировки вспомогательных грузов, а уклон 5 предназначен для перевозки людей. В качестве выемочных выработок выступают ярусные конвейерный 6 и вентиляционные 2 штреки. Их проходят от уклонов к границам панели. На границах панели по простиранию для отвода исходящих струй из очистных забоев имеются уклоны 1 и 9. Причем уклон 1 проводится одновременно с панельными уклонами 3, 4 и 5, а уклон 9 используется повторно, поскольку он был проведен при от-

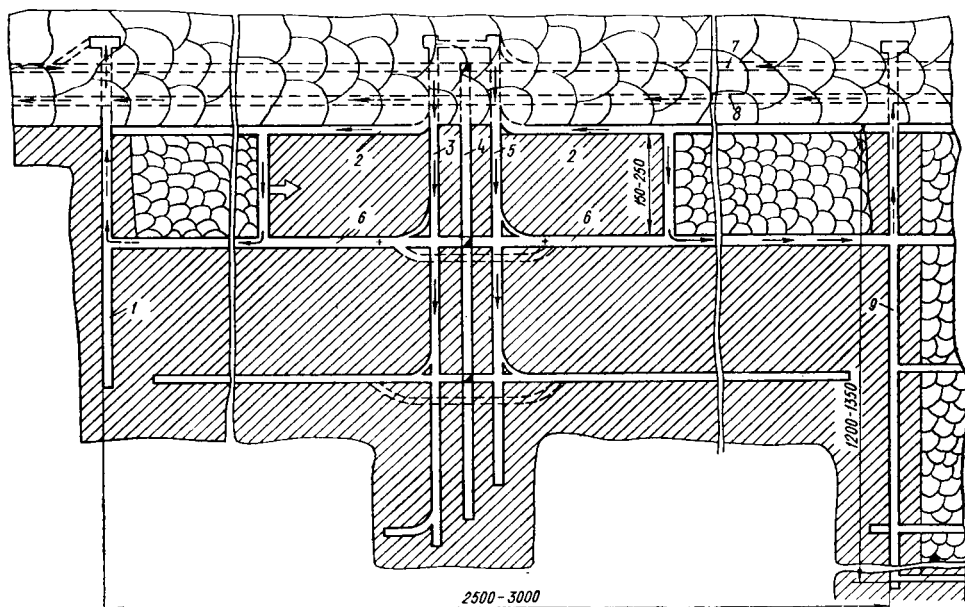


Рис. 8.13. Технологическая схема подготовки и отработки пластов пологого падения лаван, перемещаемых по простиранию.

ботке предшествующей панели. Отработка столбов в панели осуществляется обратным ходом, т. е. от границ панели к ее середине. Обходные выработки проводятся в основном в кровле пласта, служат для размещения средств рельсового транспорта, обеспечивают удобное пересечение уклонов, бремсбергов и других выработок.

Такая сеть выработок в пределах панели позволяет направлять свежую струю воздуха сверху вниз вначале от главного полевого откаточного штрека 7 по уклонам 3 и 5, а затем по ярусным вентиляционным штрекам 2 в лавы, а из лав исходящие струи выводятся во фланговые уклоны 1, 9 и на главный пластовый вентиляционный штрек 8. Другие виды обеспечения очистных работ в этом случае существенно не отличаются от изложенных в первой технологической схеме.

Сопоставляя технологические схемы отработки угольных пластов при погоризонтной и панельных схемах подготовки, можно отметить, что каждая из них имеет свою область применения, особенно ярко выраженную по углу падения. В настоящее время задача заключается в том, чтобы к новым прогрессивным технологическим схемам отработки пластов по восстанию и падению хорошо приспособить имеющуюся технику вначале для пластов с углами падения $5-10^\circ$, а затем и с большими. Заметим, что отработка пластов лавами, перемещаемыми по простиранию, в отличие от первых трех рассмотренных схем, менее чувствительна к упущениям в развитии шахт. Иначе говоря, если на шахте схема вскрытия шахтного поля по разным причинам не совершенствуется, то панельные уклоны можно сделать ступенчатыми, что позволит нарезать новые очистные забои. На многих шахтах, например Северного Донбасса, схемы вскрытия не совершенствуются, а количество уклонных ступеней доходит

до трех. При погоризонтной же подготовке, без сдачи в эксплуатацию нижнего горизонта, новые очистные забои получить невозможно.

В практике работы шахт имеется большое количество различных вариантов схем отработки пластов лавами по простиранию и при панельной подготовке. Однако рекомендуемый Минуглепромом СССР вариант при углах падения пластов $10-18^\circ$ имеет много преимуществ, в том числе при работе на больших глубинах, в условиях высокой газоносности пластов и даже на пластах, опасных внезапными выбросами угля и газа. Для этой технологической схемы существует восемь вариантов вооружения очистного забоя. Следовательно, выбор нужной очистной техники для лавы не строго ограниченный, как, скажем, в случае применения второй схемы.

Первый вариант предназначен для отработки пластов мощностью 0,5—0,8 м, содержит такой набор машин скреперно-струговая установка УС2У стойки индивидуальной крепи ТУ и ТТ верхняки В15Б и посадочные стойки ОКУМ и др.

Второй вариант — комплекс КД80, КМ103 и другие, первого типа размера, предназначены для отработки пластов мощностью 0,8—1,2 м.

Третий вариант — комплексы КМК98 КД80, КМ103 и другие, второго типа размера, служат для отработки пластов мощностью 0,9—1,2 м.

Четвертый вариант предназначен для отработки пластов мощностью 1,1—1,9 м, включает комплексы КМ88 КМТ, 1МКМ, 2МКЭ и др.

Пятый и последующие варианты, отличия от рассмотренных, имеют в качестве выемочной машины струговую установку, например типа СО75, СН7 или УСТ2, работающую в составе комплекса под шифром КСД (комплекс струговой «Донбасс»). КСД, например, предназначен для пластов мощностью 0,85—1,20 м.

Шестой вариант — комплекс КМС98, в качестве выемочной машины могут использоваться указанные выше струговые установки, предназначен для пластов мощностью 0,75—1,30 м.

Седьмой вариант — комплекс 1МКС, им можно отрабатывать пласты мощностью 1,1—1,9 м.

Восьмой вариант представлен струговой установкой СО75 и индивидуальными металлическими призабойными крепями, состоящими из стоек типов ТУ, ГСУМ, верхняков — В15Б, Б20Б и посадочных стоек ОКУМ, им можно отрабатывать пласты мощностью 0,5—1,20 м.

Расчетная добыча угля из очистного забоя, например при мощностях пластов: 0,6; 1,0; 1,1; 1,6; 0,85; 1,0; 1,4 и 0,8 м по вариантам механизации соответственно составляет: 340; 780—950; 890—1080; 1740—2220; 1070—1310; 1160—1410; 1300—1580 и 740 т/сут. Чтобы достичь такой добычи угля, применяя рассматриваемую технологическую схему, необходимо выполнить определенный комплекс работ по обеспечению очистных процессов. Принципиальных отличий в ведении процессов обеспечения очистной добычи от описанных выше, например по первой схеме, нет. Можно лишь отметить, что разрабатывая календарный график подготовки новых очистных забоев, надо иметь в виду, что управленческая напряженность в ведении работ здесь выше.

Подготавливая два новых очистных забоя по этой схеме, надо проходить четыре уклона, причем желательно с опережением на высоту одного яруса, два штрека, обходную выработку, две разрезные печи, сбойки с конвейерного уклона и заезды на вспомогательные уклоны. Такая сеть подготовительных выработок на участке приводит к усложнению не только проходки, но и их проветривания. Например, основной аэродинамический параметр — депрессия выемочного участка при оснаще-

нии очистного забоя на пласте мощностью 1,2 м струговой установкой СН75 составляет на начало отработки столбов 3,06, а на конец — 3,16 кПа. Если на таком же пласте применить комплекс КСД1, то депрессия соответственно составит 1,43 и 1,48 кПа, т. е. уменьшится примерно в 2 раза. Это объясняется увеличением сечения призабойного пространства при использовании комплекса КСД1, меньшим аэродинамическим сопротивлением и др. Более сложная сеть участковых выработок усложняет схему транспортировки грузов. На пластах с углами падения свыше 18° ленточные конвейеры начинают работать менее эффективно. Поэтому границей для применения этой технологической схемы являются именно пласты с $\alpha \leq 18^\circ$.

Диагональным расположением панельных уклонов повышают эффективность работы ленточных конвейеров, но такое мероприятие увеличивает потери угля в целиках, оставляемых возле них. Специальных же конвейеров для транспортировки угля снизу вверх при углах до 25° пока не существует. Если взамен трех панельных уклонов пройти два, то по одному из них пришлось бы перевозить и людей, и грузы. Для этого нужны соответствующие технические средства, которые тоже пока не созданы.

Количественные характеристики работы по данной технологической схеме, как и предыдущих, зависят не только от принятых техники и технологии работ на участке, но также и от уровня их организации. Поэтому сравнивать схемы лишь по уровню техники и технологии, не имея фактических параметров организации труда и производства, не правомерно. Заметим, что с точки зрения управления коллективом участка, эта схема труднее других и прежде всего из-за усложнения сети горных выработок. А это продиктовано, как известно, более сложными условиями залегания пластов.

8.5. ПОДГОТОВКА И ОТРАБОТКА ТОНКИХ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ ПЛАСТОВ ($\alpha=12-35^\circ$)

Отличием этой технологической схемы от рассмотренных является этажная подготовка пластов. Здесь так же, как и в предыдущей схеме, нарезают длинные столбы по простиранию, но не в пределах панели, а в пределах части этажа, называемой выемочным полем. Очистной забой в этом случае перемещается также по простиранию.

Этажная схема подготовки пластов по своей сущности самая простая из всех известных. Но это не значит, что она самая эффективная при отработке пластов с разными условиями залегания. Она так же, как и другие схемы, на данном этапе научно-технического развития горного дела имеет свою область применения. В частности, ее целесообразно применять на пластах с $\alpha = 18 - 90^\circ$.

Сущность схемы отработки пласта (рис. 8.14) состоит в том, что для получения выемочного поля вначале прокладывают этажный полевой откаточный штрек 1, промежуточные наклонные

квершлагги на конвейерный пластовый штрек 2. Затем, имея этажный полевой вентиляционный штрек 4 (бывший откаточный штрек вышележащего отработанного этажа), можно пройти один из участковых бремсбергов — конвейерный 7 или вспомогательный 8. Проведение второго бремсберга будет облегчено, так как передача свежей струи воздуха, поступающего по штреку 1, осуществлена на вентиляционный горизонт, в частности, на штрек 4. После прохождения конвейерного поэтажного штрека 6 и восстановления (проходки в присечку) вентиляционного пластового штрека 5 на длину выемочного поля, т. е. на 1200—1500 м, появится возможность пройти разрезную печь, оставив целый уголь у вспомогательного бремсберга 3.

Отработка подготовленных таким образом двух столбов осуществляется лавами, перемещаемыми по простиранию пласта. При этом вначале отрабатывают верхний столб, а затем нижний, т. е. в пределах выемочного поля действующей является только одна лава. Вторая лава в этом поле может быть резервной и вводится в работу

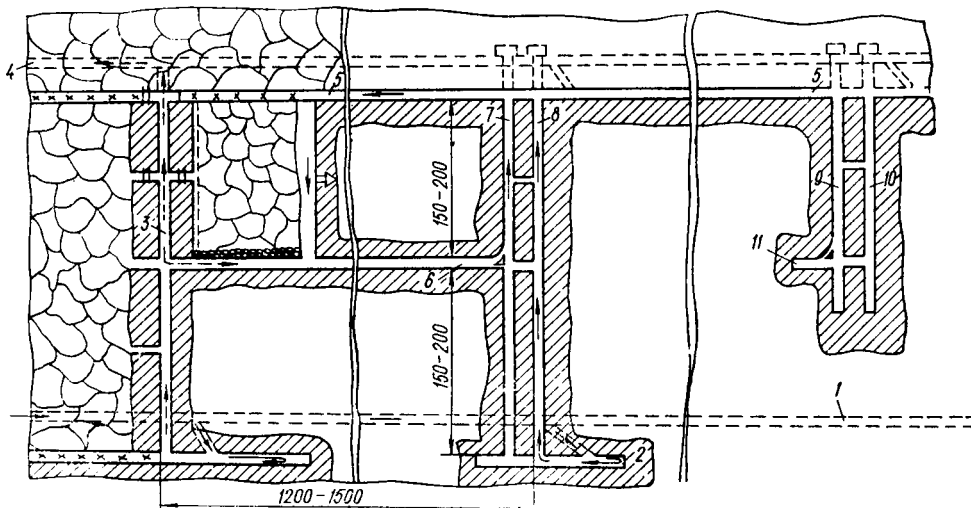


Рис. 8.14. Технологическая схема отработки тонких и средней мощности пластов лавами, перемещаемыми по простиранию, при углах падения пластов 12—35°.

лишь в случае вынужденной остановки первой. Схема позволяет эффективно использовать очистную горную технику. Например, возможные для этой схемы три варианта вооружения лавы, а именно комплексы КД80, КМ103 (на пластах с $m=0,9-1,2$ м), КМ87ДН (на пластах с $m=1,15-1,95$ м) и КМ130 (на пластах с $m=2,5-3,5$ м), смогут, по расчетам ИГД им. А. А. Скочинского, соответственно добывать угля 680—830 т/сут при $m=1,0$ м, 1250—1520 т/сут при $m=1,8$ и 1480—1800 т/сут при $m=3,0$ м.

Особенности выполнения процессов обеспечения очистных работ. Увеличение угла падения пластов накладывает ограничения не только на ведение очистных процессов, но и вносит специфические особенности в выполнение процессов обеспечения их. Кроме того, переход горных работ на большие глубины и требования сокращать потери ископаемых в недрах необходимо комплексно учитывать при выборе и конструировании схем технологического обеспечения очистных работ. Например, все чаще стала практиковаться проходка выработок в разгруженной зоне, получает большее распространение полевая подготовка. Угольные целики, как концентраторы напряжений, на больших глубинах особенно вредны, поэтому оставлять их нецелесообразно. Однако все выработки, обслуживающие лаву, пока еще не проходятся поевыми. Так, в рассматриваемой схеме (см. рис. 8.14), конвейерный подэтажный штрек 6 и бремсберги 3, 7 и 8 продолжают и поддерживаются в угольном массиве. Поддержание конвейерного подэтажного штрека 6, протяженность которого в пределах выемочного поля еще сокращается, осуществляется в том числе в зоне влияния выработанного пространства. Это вызвано стремлением обеспечить прямоточное проветривание лавы с подсвежением исходящей струи воздуха. Для газовых шахт участков такое мероприятие целесо-

образно. Чтобы сохранить выработку в рабочем состоянии в течение всего срока службы, т. е. поддерживать ее в нормальном, требуемом ПБ виде, необходимо придерживаться «Указаний по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР» (Л., ВНИМИ, 1977). Основными факторами, оказывающими при этом решающее влияние, являются: глубина ведения горных работ, прочностные свойства и обрушаемость пород. Количественным показателем прочности пород принята прочность на одноосное сжатие образца, взятого из выработки в месте, расположенном на расстоянии не менее ее ширины. Установлены следующие интервалы прочности: до 30, 30—60 и свыше 60 МПа. Чем глубже шахты и больше сечение выработок, тем значительнее смещение пород. Что касается прочности пород, то с ростом глубин не замечено существенной связи между ними, а в литературе встречаются противоречивые мнения на этот счет.

В последние годы для поддержания выработок в рассматриваемых условиях кроме традиционных бутовых полов, костров, органной крепи, крепи усиления, железобетонных тумб применяются разгрузочные бермы и зоны. Эти бермы и зоны (раскоски) наполняют породой, получаемой при прохождении горных выработок. Для осуществления такой технологии необходимы соответствующие технические средства, например закладочные установки «Тиган» и др.

По рассматриваемой технологической схеме от этажных полевых откаточного 1 и вентиляционного 4 штреков на пласт проводятся не наклонные, а горизонтальные квершлагги. Обычно по всем приводимым выработкам укладываются рельсовые пути. Других существенных особенностей в обеспечении очистных работ данная схема не имеет.

8.6. ПОДГОТОВКА И ОТРАБОТКА ТОНКИХ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ ПЛАСТОВ ($\alpha \geq 35^\circ$)

На пластах с углами падения более 35° , в лавах, перемещаемых по простиранию, навалка добываемого угля не требуется. Эта особенность учтена в технологических схемах отработки пластов. Поэтому комбайны, например типа 1КНД, А70 и другие лишены погрузочных органов, а добытый уголь транспортируется под действием силы гравитации. Следовательно, для таких комбайнов очистной забой должен быть расположен по падению пласта или близко к нему.

Рассмотрим две технологические схемы. По первой из них подготовка пластов (рис. 8.15) осуществляется проведением этажных групповых откаточного 3 и вентиляционного 4 штреков, разрезной и воздухоподающих 6 печей. Этажные групповые штреки обычно проходятся полевыми. Следовательно, на пласт от полевой выработки проходят промежуточные квершлагы 2. Если представляется возможным групповой полевой штрек 3 использовать два срока, то при отработке нижележаще-

го этажа его вновь не проходят. Также поступают и с квершлагами 2. Пластовые откаточный 1 и вентиляционный 5 штреки два срока, как показал опыт, служить не могут. Поэтому пластовый вентиляционный штрек 5 проходят вновь, в присечку, ниже места расположения бывшего пластового откаточного штрека 1. Воздухоподающие печи 6 нужны для разных целей. Прежде всего по ним подают свежий воздух для подсыхания струи, выходящей из лавы. Вентилятор местного проветривания (ВМП), установленный на свежей струе в печи 6, по трубам подают определенное количество воздуха в то место лавы, где концентрация метана становится опасной и, таким образом, уменьшает ее до неопасной. Печам перепускают воду из вышележащего горизонта на нижележащий. Затем печь можно использовать в проходческих и других целях. Разумеется, печи надо будет переходить очистным забоем и без демонтажа очистного оборудования. Следовательно, количество печей устанавливают с обязательным учетом местных горно-технических особенностей пласта и технологической схемы. Как правило, отработку

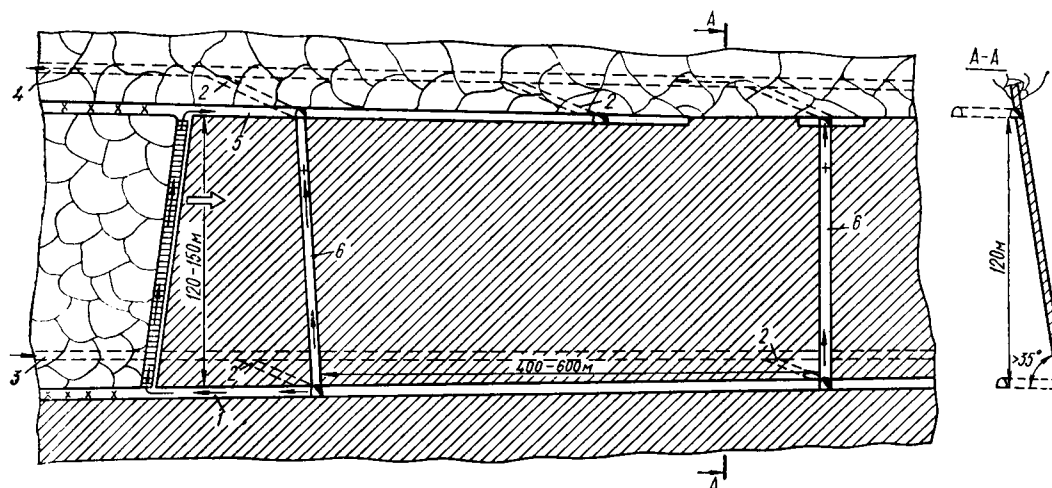


Рис. 8.15. Технологическая схема отработки тонких и средней мощности пластов ($m = 0,5-2$ м) при углах их падения более 35° .

пластов при такой подготовке осуществляется прямым ходом, т. е. в направлении от вскрывающих выработок к границе шахтного поля.

Очистная выработка, наклоненная на забой» на $5-10^\circ$ в плоскости пласта, перемещается по простиранию. В зависимости от мощности, угла падения пласта и других факторов техническое вооружение лавы может быть различным. Например, на данном этапе выемку угля ведут комбайнами типов 1КНД, А70 и др. Однако надежная механизированная крепь, работающая в комплексе с этими комбайнами, еще не создана.

Для пластов крутонаклонного и крутого падения нужны фронтальные выемочные машины и фронтальные механизированные крепи, управляемые дистанционно.

На советских угольных шахтах впервые в мировой практике начали испытывать агрегаты АЗ и А2 на пластах ологого падения. На пластах крутого крутонаклонного падения первой широко испытывавшейся механизированной крепью явилась фронтальная крепь «Днепр» с дистанционным управлением. Конвейер-струг, как фронтальная выемочно-доставочная машина, впервые доказал свою работоспособность в составе агрегатов АЩМ. Крепи агрегатов АЩМ и АНЩ по схемам аналогичны схеме крепи «Днепр».

Применительно к рассматриваемой технологической схеме для внедрения рекомендуются следующие четыре варианта оснащения очистных забоев. *Первый* — комплекс КГУ, состоящий из выемочного комбайна 1КНД, механизированной крепи, специальной трековой крепи сопряжения, скребкового перегружателя и другого оборудования. Область применения — пласты мощностью $0,6-1,5$ м; *второй вариант* — комбайн А70, индивидуальная деревянная крепь, крепь сопряжения с каточным штреком, скребковый перегружатель и другое оборудование

для пластов мощностью $0,5-0,7$ м, т. е. для условий, где применяется такой способ управления боковыми породами, как плавный прогиб кровли; *третий вариант* — комбайн 1КНД, индивидуальная крепь деревянная, металлические посадочные стойки (тумбы), крепь сопряжения со штреком, скребковый перегружатель и другое оборудование; *четвертый вариант* — комбайн 1КНД, индивидуальная стоечная крепь, приспособленная к ведению полной закладки выработанного пространства, крепь сопряжения со штреком, скребковый перегружатель, лесодоставщик и другое оборудование. Расчетная добыча угля по названным вариантам оснащения забоев при мощности пласта $0,9; 0,7; 0,9$ и $1,4$ м соответственно, по данным ИГД им. А. А. Скочинского, составляет: 500, 200, 250 и 400 т, а производительность труда рабочего очистного забоя от 7,4 до 15,6 т/выход. Фактические данные, например по результатам работы лав производственного объединения «Артем-уголь» в 1979 г. даны ниже. Так, на шахте им. К. Е. Ворошилова этого же объединения комплекс КГУ обеспечил среднесуточную нагрузку на лаву участка 81—246 т. Вместе с тем, в 54 % лав этого объединения нагрузка на забой составила не 250, а 80—120 т/сут. Это объясняется тем, что лавы отрабатывали особо опасные по выбросам угля и газа одиночные пласты, защита которых неэффективна. Следовательно, технический уровень очистных работ применительно к данной схеме на пластах крутонаклонного падения значительно ниже, чем на пластах пологого падения такой же мощности.

Вторая технологическая схема (рис. 8.16) отличается от рассмотренной расположением очистного забоя и направлением его перемещения. Она стала возможной после создания агрегатов типа АЩМ и их модификаций. Идея этой схемы применительно к мощным пластам принадлежит проф. Н. А. Чи-

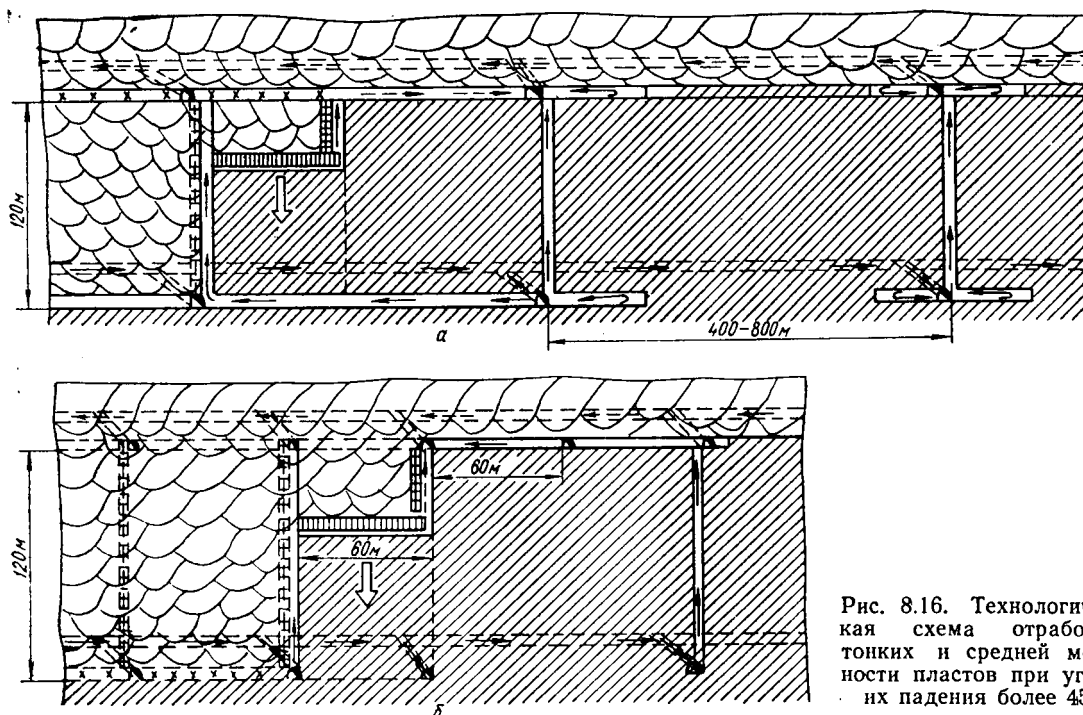


Рис. 8.16. Технологическая схема отработки тонких и средней мощности пластов при угле их падения более 45°

накалу, а применительно к тонким и средней мощности пластам — проф. Е. Я. Махно. В этом случае лава располагается по простиранию, а перемещается по падению пласта. Силы гравитации здесь способствуют перемещению агрегата, а не сползанию вниз, как это имеет место в первой схеме. При этом добываемое ископаемое необходимо транспортировать из забоя механическими устройствами. Следовательно, технологические схемы явились следствием противоположных подходов при создании очистных машин или сами схемы предопределили выбор подходов создания техники. Вторая схема имеет две разновидности. Первая разновидность (см. рис. 8.16, а) отличается от рассмотренной схемы подготовки тем, что на вентиляционном пластовом штреке или ниже его проходят камеру для монтажа агрегата. Затем, одновременно с перемещением агрегата, сверху вниз оформляют

запасной выход из лавы на вентиляционный штрек. Вторая разновидность (см. рис. 8.16, б), отрабатанная, например на шахте им. В. И. Ленина в производственном объединении «Артем уголь», применяется при близком расположении полевого штрека к угольному пласту, отличается малым объемом нарезных работ по пласту и большим объемом проведения полевых работ — промежуточных квершлагов или скатов по породе. Для механизации проведения скатов по породе используют буровую машину «Стрела». Расстояние между промежуточными квершлагами равно длине забоя, т. е. 60 м. Монтажные камеры в этом случае проходят на месте пластового вентиляционного штрека. По мере перемещения агрегата здесь также оформляют запасной выход из лавы. При переходе горных работ на большие глубины актуальность этой схемы возрастает.

На шахтах Центрального Донбасса предпочтение отдается второй схеме. Например, в конце десятой пятилетки на шахтах производственного объединения «Артемуголь» работало 45 лав, оснащенных щитовыми агрегатами, и лишь 23 забоя, оснащенных комбайнами. В остальных лавах для добычи угля применяли отбойные молотки. Относительно широкое применение щитовых агрегатов показало их неоспоримые преимущества перед другими средствами добычи угля, но вместе с тем, выявило и существенные недостатки — значительную трудоемкость ручных работ по прохождению монтажных камер и монтажно-демонтажным процессам, а также по креплению углеспускных печей и запасных выходов. Так, если в среднем по указанному объединению трудоемкость отработки одной лавы-полосы на высоту этажа 135 м составила 2406 чел.-смен (100 %), то только 32 % приходится на механизированную выемку угля с сопутствующими процессами и 68 % — на остальные, в основном ручные процессы, в том числе 40 % трудозатрат занимают проходка монтажной камеры и монтажно-демонтажные работы. Оформление запасного выхода из лавы и ремонт углеспускной печи в среднем составляют 28 % общей трудоемкости остальных процессов. Следовательно, эти работы тоже необходимо механизировать.

Таким образом, рассмотренные здесь две технологические схемы подготовки и отработки тонких и средней мощности пластов крутонаклонного и крутого падения ($\alpha \geq 35^\circ$) имеют свои преимущества и недостатки. Фронтальные выемочные агрегаты применительно к первой технологической схеме внесут ясность в перспективу развития работ по агрегатам типа АЩМ и АНЩ.

Особенности выполнения процессов обеспечения очистных работ. На шахтах, разрабатывающих пласты с $\alpha \geq 35^\circ$, в связи с низкими нагрузками

на очистные забои выполняют большой объем проходческих работ. Вмещающие породы в таких условиях имеют коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову $f=8-14$. Поэтому серийные проходческие комбайны типов 4ПП2, ГПК и другие находят здесь ограниченное применение. Буровзрывной способ проходки горизонтальных выработок с использованием породопогрузочных машин 2ПНБ2, 1ППН5 и других в этих условиях широко применяется. Скорости проведения выработок при этом составляют около 60 м в месяц.

Энергообеспечение очистных и проходческих работ в этих условиях имеет исключительно важное значение. Наметившийся в последние годы переход на электрическую энергию взамен пневматической сдерживается недостатками специального оборудования и кабельной продукции. Пока серийно, например не выпускается аппаратура опережающего отключения, что в обязательном порядке требуется правилами безопасности для этих условий. Что же касается выполнения таких процессов, как транспортировка грузов, то на пластах крутонаклонного и крутого падения, по мнению специалистов, надо в горизонтальных выработках широко применять конвейеры и монорельсовые дороги. Такой участковый транспорт в большой мере отвечает требованиям научно-технического прогресса, он экономичнее, разумнее, в определенных условиях. Транспортные средства, установленные для проведения выработок, затем должны использоваться и для целей эксплуатации. При углах подъема выработок до 6° монорельсовые дороги с канатной тягой для транспортировки вспомогательных грузов считаются наиболее эффективными.

В условиях рассмотренных технологических схем с целью облегчения вентиляции при проведении различных восстающих выработок применяют

опережающее бурение скважин, например машинами типа БГАУ, МРС и др. Машина МРС имеет расширитель, позволяющий пройти в направлении по восстанию пласта выработку шириной 1137 мм. Проведение вентиляционных штреков и аналогичных им выработок при прочности пород выше 30 МПа и наличии легко- и среднеобрушаемых кровель должно осуществляться не по «завалу», а с присечкой угольных пластов и вмещающих пород.

Мероприятия по повышению эффективности отработки пластов крутого падения весьма сложны, особенно на шахтах Центрального и Северо-Восточного районов Донбасса. Главное внимание здесь уделяют профилактике внезапных выбросов угля, газа и пород, а также борьбе с пылеобразованием и самовозгоранием углей. Физическая сущность и особенности этих

мер изложены выше. Горные инженеры и техники «крутовики» утверждают, что процессы обеспечения очистных работ в указанных условиях сложны и, прежде всего, потому, что технический уровень оснащения таких шахт и очистных забоев самый низкий в отрасли. Министерством угольной промышленности СССР принимаются меры по ликвидации этого отставания.

8.7. ПОДГОТОВКА И ОТРАБОТКА МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Из мощных пластов в нашей стране добывается около 13 % всего угля, получаемого подземным способом. Наблюдается тенденция к некоторому увеличению этой добычи, в основном за счет Кузнецкого, Карагандинского и других бассейнов Востока страны. Для отработки мощных пластов пологого и наклонного падения используют

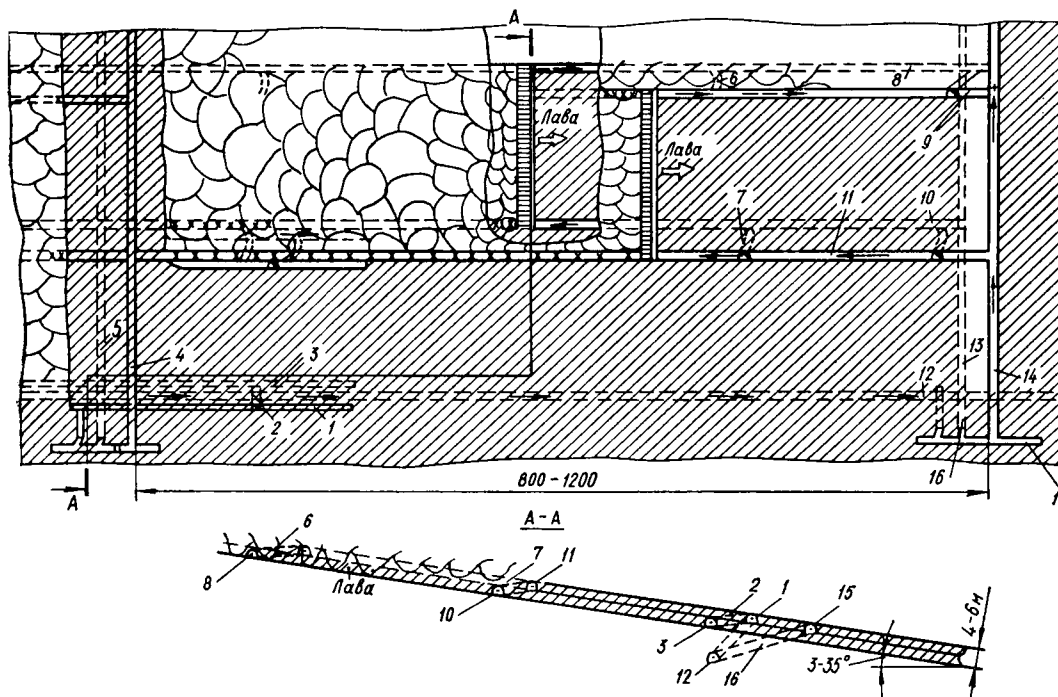


Рис. 8.17. Технологическая схема отработки мощных пластов пологого падения слоями в нисходящем порядке с обрушением пород кровли.

комплексы машин типов КМ88, ОКП, КМ81, КМ130 и др.

Наиболее распространенная технологическая схема подготовки и отработки мощных пластов пологого падения представлена на рис. 8.17. Этажию этой схеме подготавливают проведением от вскрывающих выработок штрекы главного полевого откаточного штрека 12, квершлага 16, штрека 15, вспомогательного и конвейерного бремсбергов 14 и 13. Затем от бремсбергов 4 и 13 штреками 11, 10, 9, 8, а также разрезными печами, пройденными у бремсбергов 4 и 5, оставшихся от предыдущего выемочного поля, оконтуривают подэтажные столбы, расположенные по простиранию. Штреки 11 и 9, а также 10 и 8, таким образом, являются слоевыми и предназначаются для обслуживания соответственно лав верхнего и нижнего слоев. Орты 6, 7 и 2 соединяют слоевые штреки между собой.

Отработка запасов в подэтажах осуществляется лавами, перемещаемыми по простиранию. Лава верхнего слоя пережает лаву нижнего. Комплекс очистных машин верхнего слоя необходимо снабжать устройством для плетения и оставления в выработанном пространстве гибкой металлической сетки, которая затем, при отработке нижнего слоя, будет служить искусственной преградой, предотвращающей опадание в рабочее пространство нижней лавы обрушенных пород из ровли пласта. Наиболее приемлемы для лавы верхнего слоя комплексы КМ81 или КМ130. Мощность верхнего слоя в этом случае равна 2,5—3,5 м. Процессы плетения и оставления гибкого перекрытия у комплекса КМ130 механизированы полностью. Очистные работы в такой лаве выполняют также, как и на обычном пласте падения редней мощности. Лава нижнего слоя может быть оснащена комплексом ОКП70 или КМ88.

Проветривание забоев осуществля-

ют следующим образом: свежая струя воздуха направляется по главному полевому откаточному штреку 12 к бремсбергу 14 на подэтажный конвейерный штрек 11, затем, разветвившись, она поступает в лавы верхнего и нижнего слоев. Исходящая струя по подэтажным вентиляционным штрекам 8, 9 и бремсбергу 13 выходит в общую исходящую струю крыла. При подготовке последующих нижележащих подэтажей бремсберги 4 и 5 используют в качестве воздухоподающих и воздухоотводящих выработок.

Транспортируют добытый в лавах уголь скребковыми конвейерами, а по подэтажным штрекам, ортам и бремсбергу 13 скребковыми и ленточными конвейерами. Участковым бункером служит гезенк-накопитель, проведенный между выработками 12 и 1. На полевым штреке 12 обычно отдают предпочтение рельсовым видам транспорта. Для доставки людей и вспомогательных грузов используют бремсберг 14 и все подэтажные штреки.

Мощные (с $m = 3,5\text{—}4,5\text{ м}$) пласты крутого падения ($\alpha > 60^\circ$) можно отрабатывать заходками в восходящем порядке, применяя полную закладку выработанного пространства, специальные комбайны и другие машины (рис. 8.18). Отличительной особенностью схемы является применение гидравлической закладки выработанного пространства и выемки угля не в лаве, а в заходке. Заходкой называют забой, в данном случае высотой 4 м, перемещаемый фланговым способом. До сих пор рассматривались технологические схемы с полным обрушением пород и отработкой пластов лавами — длинными очистными забоями.

Подготовку выемочного поля, например размером по простиранию 200—300 м и по падению 100—120 м (на всю наклонную высоту этажа), ведут прохождением полевого (группового) откаточного штрека 1, квершлага 3 и монтажной камеры 2. Затем,

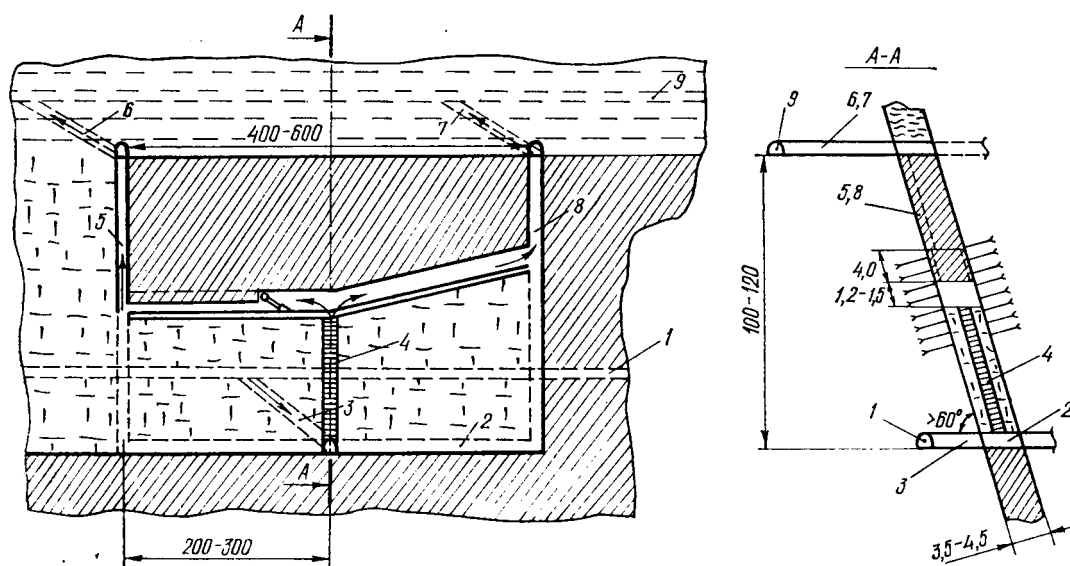


Рис. 8.18. Технологическая схема отработки мощных пластов крутого падения заходками в восходящем порядке с применением полной закладки и специальных очистных машин.

после монтажа очистных машин — специального комбайна, конвейера и погрузочной машины — производят выемку угля в заходках и крепят образующееся пространство. Крезь заходки и выработки для выхода людей, вентиляции, а также транспортировки закладочного материала напоминает крепь подготовительной выработки, усиленную анкерными штангами. В результате перемещения заходок отработка запасов выемочного поля осуществляется снизу вверх, т. е. по восстанию. Забой же заходки подвигается по простиранию или с некоторым отклонением от него в сторону восстания. У границ выемочного поля по простиранию проведены скаты 5 и 8, служащие для подачи закладочного материала, отвода исходящей струи воздуха и для других целей. Скаты 5 и 8 через промежуточные квершлага 6 и 7 соединяются с полевым вентиляционным штреком 9.

Транспортируют добытый уголь в заходках специальным конвейером, уложенным на понтоны — специальные

опоры, всплывающие на жидком материале гидрозакладки. Уголь, транспортируемый конвейером, попадает в углеспускной гезенк 4, который находится в центре выемочного поля. Гезенк 4 образуется после установки материала закладки сплошной срубкой крепи, имеющей два отделения — ходовое и углеспускное. Гезенк выполняет роль накопителя угля — бункера. Выпуск угля производится через люк на скребковый конвейер, который доставляет его до погрузочного пункта оборудованного на полевом откаточном штреке 1. Закладочный материал поступает по трубопроводам, уложенным на полевым вентиляционным штреке 9, промежуточных квершлагах 6, 7 и скатах 5 и 8. Закладку помещая в выработанное пространство после перегона комбайна в другую часть выемочного поля, например примыкающую к скату 8. Закладочный материал поступивший по трубопроводу скат 5, попадает в выработанное пространство левой части поля и начинает растекаться по нему. Понтоны вместе

онвейером должны всплывать на ульпе по мере возведения закладочного массива.

Проветривание заходок осуществляется за счет общешахтной депрессии, азвиваемой вентилятором главного роветривания шахты. Свежий воздух, душий по полевому откаточному итреку 1, через квершлаг 3 поступаг в гезенк 4. Затем, разветвившись и мыв забои заходок, через скаты 5 и и промежуточные квершлагы 6 и 7 сходящая струя воздуха выходит в олевой вентиляционный штрек 9, а альше следует по вскрывающим выаботкам на поверхность.

Расчеты, выполненные в ИГД им. . А. Скочинского, показывают, что еализация такой технологической хемы на практике может обеспечить обычу угля из одного выемочного поя 300—360 т/сут при производительсти труда на очистных процессах 3,1—22,2 т/выход, потерях угля 2—%, и удельном проведении подготоительных выработок всего 6—7 м на аждые 1000 т добытого угля.

Некоторые особенности выполнения оцессов обеспечения очистных работ. ри отработке мощных пластов полого, наклонного и крутого падения паропроопасность от самовозгорания угля вышена. Поэтому применение полей подготовки и полного извлечения пасов здесь особо важны. Следовательно, в этих условиях должна преиущественно применяться полная минизированная закладка выработанных пространств.

Безцеликовые способы подготовки жны тут не только для выемочных лей, но и для этажей, панелей и всешахтного поля. Это требование имепринципиальный характер. Разумеся, что полевые, как и другие выратки, надо располагать вне зон иссивов с повышенным горным давлением. Сеть горных выработок во всех учаях должна способствовать максимальной концентрации горных ра-

бот. На мощных пластах есть возможность проводить слоевые штреки, орты, бремсберги, скаты и другие выработки только по углю, т. е. без подрывки пустых пород. Это отличие от тонких и средней мощности пластов также очень важно, так как полезное ископаемое в проходческих забоях не смешивается с пустыми породами, т. е. качество горной массы здесь здесь одинаково как в очистных, так и в подготовительных забоях.

Интенсификация отработки мощных пластов отстает, например от пластов средней мощности, что объясняется рядом причин. Технология и техника очистных работ, а также производственные процессы их обеспечения в последние 20 лет прогрессировали именно применительно к пластам средней мощности, обеспечившим в конце десятой пятилетки 56,7 % подземной добычи угля. Большие запасы качественных углей, сосредоточенные в мощных пластах на Востоке страны, привлекают все большее внимание плановых и других органов страны. Поэтому темпы научно-технического развития угольной промышленности в этих районах будут расти.

8.8. ПОДГОТОВКА И ОТРАБОТКА ВЕСЬМА ТОНКИХ ПЛАСТОВ

В конце десятой пятилетки в СССР 4 % подземной добычи угля получено из пластов мощностью 0,7 м и менее. Запасы угля в таких пластах большие. Например, в Донбассе только на действующих и строящихся шахтах их имеется около 5 млрд. т. По мнению специалистов, из весьма тонких пластов добычу угля можно довести до 30—35 млн. т в год, но для этого необходимо создать высокоэффективную технику и технологию подземных горных работ.

Рассмотренные технологические схемы подготовки и отработки тонких, средней мощности и мощных пластов базируются на применении, главным

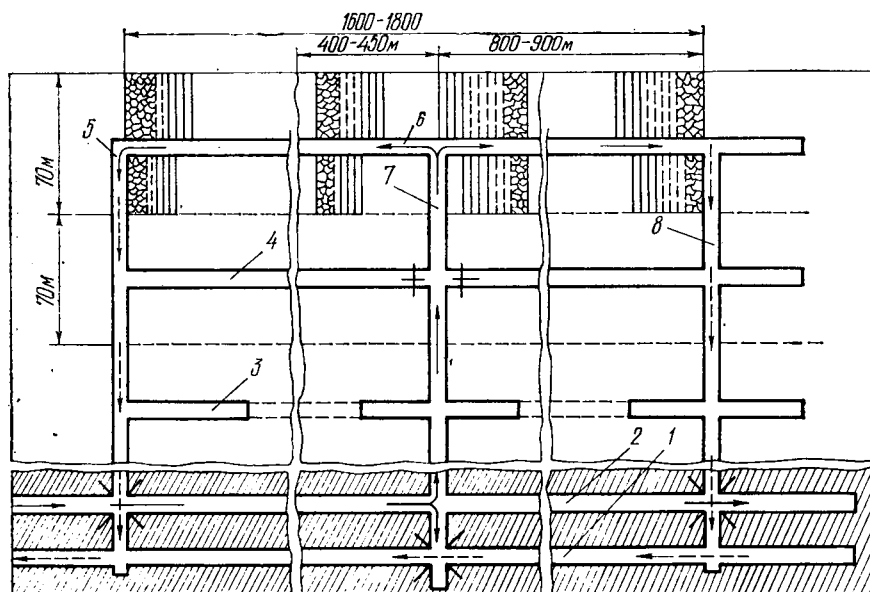


Рис. 8.19. Технологическая схема подготовки и отработки весьма тонких пластов пологого падения ($0-15^\circ$) буровыми и бурошнековыми машинами.

образом, длинного забоя — лавы. Лишь одна технологическая схема предусматривает эффективное использование короткого забоя — заходки. Добыча угля лавами — традиционная для СССР технология подземной добычи угля. Резервы этой технологии применительно к рассмотренным условиям исключительно велики.

Вместе с обнаружением и приведением в действие резервов традиционной технологии, институты заняты поиском новых подходов в добыче угля, в том числе из пластов мощностью $m \leq 0,7$ м. Выбирая генеральные направления научного поиска и концентрируя на них силы и средства, надо быть осторожным и принимать решения лишь после системного анализа влияющих факторов, в том числе и опыта других стран. За рубежом проблема отработки весьма тонких пластов тоже не решена, их там пока не отрабатывают. Отечественный опыт добычи угля из весьма тонких пластов

накапливается в следующих направлениях: применения комбайнов, работающих с дистанционным управлением в лаве; использования стругов, скрпер-стругов, пил, работающих в длинных забоях; применение гидравлической выемки угля в длинных забоях применением гидравлической выемки угля в заходках (коротких забоях); применение различных буровых, бурошнековых и фрезерных установок, работающих без очистного забоя в обычном понимании этого термина.

Рассмотрим одну из технологических схем отработки весьма тонких пластов пологого падения ($0-15^\circ$) бурошнековыми машинами (рис. 8.19).

Согласно схеме, пласт разделяют панели главным откаточным штреком 2, главным вентиляционным штреком 1 и панельными штреками 5, 7 и 8. Между панельными штреками проходят выемочные штреки 3, 4, 6 и др. Размер панели по простиранию достигает 1600—1800 м. Поскольку эффектив-

радиус действия современных бурошнековых машин, например типа БШУ, БУГЗМ, составляет 35 м, расстояние между выемочными штреками по падению равно 70 м, а значит и количество подъярусов в панели должно быть кратным 70 м. Подъярусы разделяются на выемочные поля размером 100—450 м, поэтому их в подъярусе будет 4—6. При такой подготовке плата к очистной выемке в одном подъярусе можно ввести в одновременную работу минимум 4 установки. Для каждой выемочной бурошнековой машины требуется в одном штреке устанавливать скребковый конвейер типа СР70М, а также иметь лебедку, например типа ЛПК10А для перетягивания установки на новое место в штреке. Механизацию съема и наращивания урощнекового става осуществляют ельферами или другими приспособлениями. Установки типа БУГЗ могут применяться на пластах с сопротивляемостью угля резанию до 250 кН/м, а также, с любой газоносностью угля, прочностью пород, обрушаемостью кровли и т. п. Следовательно, в этом случае добыча угля осуществляется выбуриванием его и доставкой урочной мелочи шнеками става до штрека на скребковый конвейер, который доставляет добытую массу на частковый погрузочный пункт. Заходни или очистного забоя, как видим, здесь нет, т. е. это не традиционная технология подземной добычи угля. Следует отметить, что и на открытых горных работах по добыче угля теперь начали применять шнекобуровые машины. Для подземной добычи угля надо наладить в стране серийный выпуск урощнековых машин.

Расчеты, выполненные в ИГД им. А. С. Сковинского, показывают, что, имея четыре установки типа БУГЗ, конвейеры СР70М и СП202, лебедки ЛПК10А и другое вспомогательное оборудование, обслуживающий персонал в составе: 12 машинистов, 17

горнорабочих, 7 электрослесарей (36 чел.), за 3 смены по добыче можно получить с участка 750 т угля. Производительность труда рабочего на выход при этом составит 20,8 т. Это неплохой ожидаемый результат роста производительности труда. Потери угля при этом будут 40—50 %, а расходы на обогащение добываемой горной массы большие, так как в ней содержится много «штыба» — угля класса 0—6 мм.

Значительный опыт применения этих установок накоплен на шахтах производственного объединения «Укрзападуголь». Бурошнековые установки здесь работают с 1967 г., в отдельных случаях производительность труда достигала 8—12 т/выход, а себестоимость угля — 2,3—4,4 руб./т. Суточная производительность одной машины составляла 105—123 т. Всего добыто около 1 млн. т угля. Однако и в этом объединении нет систематического опыта массированного применения бурошнековой техники и не ясны границы эффективного использования ее. При концентрированном применении бурошнековых машин и необходимой к ним техники, стоимость всего оборудования, вероятно, будет равна стоимости современного оборудования комплексно-механизированного эксплуатационного участка. При этом необходимо учитывать стоимость ущерба от значительных потерь угля в недрах. На данном этапе, при мощности пластов 0,5—0,6 м, применение бурошнековой техники по технологической схеме, приведенной на рис. 8.19, выгодно со всех сторон. Чем меньше потери угля в недрах, тем выше эффективность рассмотренной технологии его добычи. Бесспорным преимуществом технологии является безопасность работ, независимость ее от устойчивости пород, газообильности угля, хорошие условия труда, возможность относительно простой автоматизации процессов благодаря несущественной зависимости технологии от ге-

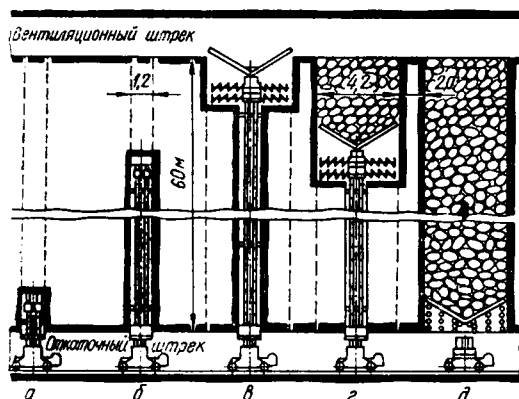


Рис. 8.20. Технологическая схема отработки весьма тонкого пласта крутого падения машинного типа КМД:

а — установка машины; б — бурение прямым ходом; в — начало расширения печи; г — ограждение исполнительного органа от возможного обрушения пород; д — извлечение машины из камеры.

омеханических процессов и др. Работы по совершенствованию бурошнековой добычи угля надо активно продолжать.

Вторым направлением отработки пластов мощностью 0,7 м и менее, заслуживающим пристального внимания, является применение технологии с использованием машин типа КМД (рис. 8.20). Сущность ее состоит в дистанционной (со штрека) добыче угля в забое камер шириной 1,2 и 3,6 м. На пластах крутого падения мощностью 0,6—1,2 м с устойчивостью боковых пород не ниже средней машинами типа КМД можно проходить камеры в направлении снизу вверх шириной 1,2 м на всю высоту подэтажа (этажа). Затем, поменяв исполнительный орган машины, можно расширить сверху вниз образованную камеру до 4,2 м. Следовательно, при такой технологии люди находятся на штреках. Отделение угля и его доставка до штрека осуществляется элементами машин. Поэтому данную технологию можно отнести к технологиям добычи угля без пребывания людей в забое. «Безлюдной» технологии, как ее называют некоторые специалисты, в принципе быть

не может. Другое дело, что исполнительные, выемочно-транспортные, другие органы машин находятся или могут находиться далеко от штреков. Такой подход в создании добычной горной техники для рассматриваемых условий наиболее приемлем и целесообразен.

Машины типа КМД разрушают уголь не бурением, а вырезыванием его с элементами фрезерования. Крупность получаемого в забое таким образом угля в этом случае выше. Выдача угля на штрек происходит из пластов крутого падения под действием силы гравитации. На пластах пологого падения для этой цели надлежит иметь шнековые или другие устройства. Ширина проводимых камер зависит от геометрических параметров исполнительного органа машины и должна подбираться применительно к конкретным горно-геологическим условиям пласта. Обрушений кровли, самого пласта и сползаний почвы не должно быть, причем в любой период отработки камеры. Поэтому ширина камеры должна быть строго определенной. Лучшей будет технологическая схема, не допускающая потерь угля в недрах, т. е. предусматривающая извлечение межкамерных целиков и заполнение выработанного пространства твердеющей закладкой.

Испытания машин КМД, разработанных Донгипроуглемашем, начались еще в шестидесятые годы и проводились на шахтах Донбасса и Кузбасса. Суточная добыча на одну машину достигала 300 т, производительность труда — 12 т/выход, максимальная скорость прохождения камеры — 60, расширения ее — 33 м/смену. Вынимаемая мощность пластов 0,45—0,90 м. Машины типа КМД необходимо совершенствовать и дальше. Направление работ в целом перспективное, в будущем может привести к нетрадиционной добыче угля в больших масштабах без присутствия людей в камере (захо-

Принципиально отличным является направление, предусматривающее использование скрепер-стругов, стругов, дистанционно управляемых комбайнов и других машин. Для работы этих машин нужен длинный забой. Следовательно, присутствие в забое людей при монтаже техники в этом случае избыточно, так как смонтировать существующие средства добычи угля дистанционно пока невозможно.

Затем смонтированное и налаженное оборудование должно некоторое время работать без непосредственного участия людей. Такая технология в определенных горных условиях уже реализована, например установками УС2У.

Скрепер-струго-таранная установка УС2У добывает в длинном очистном забое уголь и выдает его на штрек без присутствия в этот период людей в забое. Люди находятся на штреках, т. е. прилегающих к лаве выработки. Длинный очистной забой в принципе не может существовать без крепи. Поэтому надо решать вопросы крепления такой лавы. Это можно сделать, например дистанционно возводимыми и передвигаемыми крепями или оставлением режущих целиков, т. е. применением так называемых лав-камер. Оба направления, как показали эксперименты, довольно трудно реализовать на практике. Оставление целиков требует частого демонтажа установок и истого прохождения новых разрезных выемок, так как устойчивый пролет непосредственной кровли небольшой и составляет 15—20 м, а с углублением забоя он уменьшается. Применение скрепер-струго-таранных установок ни на наших шахтах, ни за рубежом пока не вышло из стадии промышленных экспериментов.

В СССР имеются положительные примеры отработки пластов мощностью 1—0,7 м широко- и узкозахватными комбайнами, а также стругами, в том числе в сложных условиях — неустойчивые кровли, склонные к внезапным

выбросам угля и газа пласты, и др. Разумеется, трудоемкость работ при этом большая, особенно на креплении лав и управлении кровлей, что побуждает искать принципиально новые решения задач по созданию новых способов выемки угля и крепления лав.

В последние годы наблюдаются две прогрессивные тенденции: первая — создание фронтальных выемочных агрегатов для весьма тонких пластов; вторая — создание комплексов машин для селективной выемки весьма тонких пластов. Агрегат, интегрировав все рабочие процессы, ведет добычу угля без постоянного пребывания людей в лаве. Для ремонтов машину следует транспортировать на штрек. Монтаж осуществляется роботами-манипуляторами. Понятно, что надежность и долговечность работы такой техники должна быть исключительно высокой.

Комплекс для селективной выемки угля на весьма тонких пластах подобного падения, как этапное решение на переходе от комплексов машин к агрегатам, позволяет периодически пребывать людям в забое с целью монтажа, демонтажа, ремонтов и наладки оборудования. Во время добычи угля люди в забое могут не присутствовать. Основная научно-техническая идея, закладываемая в такие комплексы, заключается в том, что выемочная машина вначале вынимает уголь из весьма тонкого пласта и подает его на конвейер, а затем та же машина за вторым заходом осуществляет присечку слабых пород, которые затем механизмами укладываются в выработанное пространство лавы или выдаются на поверхность. Следовательно, количество процессов в этом случае больше по сравнению с агрегатной выемкой угля. Зато требования по надежности, долговечности, эргономике, охране природы и другие в этом случае менее жесткие.

Научно-исследовательские и проектно-конструкторские работы в развитии этих тенденций должны проводить-

ся более целеустремленно и по единой целевой программе. Такой путь в поисковых работах наиболее эффективен.

Таким образом, для разработки весьма тонких угольных пластов существует пока немного машин и их комплексов промышленного образца. Создавая такие машины, стремятся одновременно и разумно совместить процессы добычи угля и процессы их обеспечения. Наиболее высокий уровень интеграции достигается с применением агрегатов. Работы по поиску и созданию новых способов и средств отработки весьма тонких угольных пластов в СССР продолжают интенсивно в рамках единой комплексной отраслевой программы.

Весьма тонкие угольные пласты залегают в толще земной коры в пределах конкретного шахтного поля не обособленно, а совместно с тонкими, средней мощности и мощными пластами. Поэтому решение проблемы отработки тонких пластов нельзя откладывать на более поздний период. В противном случае огромные запасы углей в этих пластах можно безвозвратно потерять.

8.9. НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПОДГОТОВКИ И ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Стремление улучшить участковое обеспечение очистных работ, раскрыть простор для роста производительности лавы, ее надежности привело к применению новых, рассмотренных выше, схем подготовки и отработки угольных пластов, которые отличаются: независимым ведением очистных и подготовительных работ с разделным транспортированием грузов; применением прямоочных схем проветривания лав с подсыжением исходящей струи воздуха; расположением выемочных выработок в разгруженных от повышенного горного давления зонах массива

пород; безцеликовыми способами подготовки выемочных участков, уменьшающими потери запасов ископаемых в недрах; более высоким уровнем концентрации горных работ в выемочном столбе; большей надежностью отработки запасов; экономической эффективностью процессов разработки месторождений полезных ископаемых.

Однако не на всех шахтах применяются такие технологические схемы. Реконструкция предприятий позволит поднять и эти предприятия на более высокий технологический уровень. В проекты новых шахт закладываются самые прогрессивные технологические решения.

В связи с усложнением горно-геологической обстановки при переходе горных работ на большие глубины, вовлечением в отработку весьма тонких пластов и пластов со сложными условиями залегания, предстоит совершенствовать технологические схемы подготовки и отработки пластов.

Производительность лав следует повышать за счет применения новых систем очистных машин и пространственно-планировочных решений по вскрытию, подготовке и отработке пластов, проведением других мероприятий. Вероятно, на больших глубинах проведение штреков вслед за лавой получит большее распространение. Если это направление будет прогрессировать, а такие данные, как свидетельствует опыт работы глубоких шахт Донецкой области, уже имеются, то это приведет к некоторым изменениям в планировке сети горных выработок. Обеспечение очистного забоя в этих условиях, т. е. проведение подготовительных выработок, транспортировка грузов, вентиляция, содержание выработок и другое, должно давать еще большую автономность очистным работам.

Большие глубины требуют повсеместного применения отработки защитных пластов, полевой подготовки

проведения групповых выработок, сплошной конвейеризации в пределах крыла шахтного поля, дегазации пластов и спутников, более совершенных схем вентиляции выемочных участков и других решений. Например, на глубоких горизонтах при наличии в покрывающей толще труднообрушаемых пород требуется применение способов уменьшения интенсивности проявлений горного давления, особенно в моменты первичных и вторичных осадок основной кровли. Основной идеей разупрочнения труднообрушаемых пород является создание дополнительной сети трещиноватости.

При отработке пластов крутого падения на больших глубинах нужен комплекс мер для уменьшения отрицательного действия ряда природных факторов. Положение здесь осложняется существенным отставанием работ по созданию средств комплексной механизации очистных процессов. Намекавшийся сдвиг в этом деле за счет использования щитовых агрегатов, ввиду ограниченной области их применения по устойчивости пород и мощности пластов, пока не позволяет повсеместно перейти на новые технологические схемы подготовки и отработки пластов. Защитные пласты некон-

диционной мощности здесь отрабатывать нечем. Отсутствие электроэнергии на пластах крутого падения сдерживает темпы прогресса во всех звеньях технологии шахты. А самой насущной, нерешенной проблемой в этих условиях являются выбросы угля, газа и пород. Комплексное действие этих и других проблем пластов крутого падения на больших глубинах не позволяет применить новые планировочные решения по вскрытию, подготовке и отработке пластов. Для лав пластов крутого падения необходимо вначале создать надежные средства комплексной механизации очистных работ для всего имеющегося диапазона условий.

Такие средства создаются и отдача от них будет возрастать при условии совершенствования технологических систем шахт и управления всеми их подсистемами.

В геотехнологии стратегический курс на интенсификацию, концентрацию и интеграцию процессов подземных горных работ, а также на безопасность, экологичность и экономичность производства отвечает современным требованиям нашего общества и долгосрочной научно-технической политике КПСС.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Бурчаков А. С., Гринько Н. К., Черняк И. Л. Процессы подземных горных работ. М., Недра, 1976. 408 с.

Игнатьев А. Д. Исследование устойчивости чистного забоя. М., Наука, 1967. 91 с.

Кияшко И. А. Технология подземной добычи для комплексами машин. К., Вншшк., 1978. 39 с.

Комплексная механизация и автоматизация очистных работ в угольных шахтах / Под общ. ред. Б. Ф. Братченко. М., Недра, 1977. 415 с. Кузюков Ф. Ф., Мичков В. А., Подюков В. А. др. Комплексная механизация и автоматизация производственных процессов на угольных шахтах. М., Недра, 1976. 287 с.

Липкович С. М., Лебедев Н. Н., Мирошников С. И. Проектирование технологических процессов очистной выемки угля. М., Недра, 1974. 224 с.

Механизация на угольных шахтах ФРГ / Под ред. Н. К. Гринько. М., Недра, 1979. 342 с.

Орлов А. А., Сетков В. Ю., Баранов С. Г. и др. Взаимодействие механизированных крепей с кровлей. М., Недра, 1976. 336 с.

Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. М., Недра, 1976. 303 с.

Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. М., Недра, 1976. 400 с.

Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Часть 1, 2. Минуглепром СССР. М., Недра, 1980. 575 с. Саратикянц С. А., Зельвянский А. Ш., Лецинский А. А. и др. Разработка пологих и наклонных пластов. М., Недра, 1977. 165 с.

Технология подземной разработки пластовых месторождений / Под ред. проф. А. А. Борисова. М., Недра, 1972. 527 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3	Глава 4. Индивидуальные крепи очистных забоев	82
Введение	4	4.1. Общие положения	82
Глава 1. Технологическая система угольной шахты	5	4.2. Классификация индивидуальных крепей	82
1.1. Основные понятия и термины	5	4.3. Стойки	84
1.2. Подсистемы шахты и краткая их характеристика	7	4.4. Верхняки	89
1.3. Объект труда и его горно-технические характеристики	10	4.5. Выбор индивидуальной крепи для условий конкретной лавы	90
Глава 2. Геомеханические процессы, происходящие во вмещающих породах и угольных пластах	20	Глава 5. Выбор средств механизации очистного забоя	91
2.1. Общие положения	20	5.1. Общие положения	91
2.2. Современные представления о распределении горного давления вокруг очистного забоя	21	5.2. Выбор выемочной машины	91
2.3. Состояние толщи нетронутых горных пород	24	5.3. Выбор транспортной машины	97
2.4. Опорное горное давление	27	5.4. Выбор механизированной крепи и комплекса машин	101
2.5. Взаимодействие боковых пород и комплексов очистных машин	34	Глава 6. Производственные процессы, выполняемые в очистных механизированных забоях и на их сопряжениях	110
2.6. Разрушение вмещающих пород в результате отработки угольных пластов	41	6.1. Общие положения	110
2.7. Направления дальнейшего изучения геомеханических процессов	53	6.2. Выемка и погрузка угля	111
Глава 3. Механизированные крепи — основа систем очистных машин	53	6.3. Транспортировка угля и передвижка конвейера	128
3.1. Общие положения	53	6.4. Передвижка секций механизированной крепи	135
3.2. Классификация механизированных крепей	55	6.5. Работы на сопряжениях лав с подготовительными выработками	142
3.3. Принцип работы механизированной крепи и элементы ее гидропривода	56	6.6. Работы по обеспечению безопасности и охране труда	149
3.4. Механизированные крепи для лав угольных пластов с углами падения $\alpha=0-35^\circ$	67	6.7. Ремонтно-профилактические работы в очистном забое	158
3.5. Механизированные крепи для лав угольных пластов с углами падения $\alpha=35-90^\circ$	76	6.8. Надежность и ритмичность работы машин и процессов очистного забоя	163
3.6. Механизированные крепи сопряжений лав	80	6.9. Расчет технически возможной нагрузки на комплексно-механизированный очистной забой	170
3.7. Направления совершенствования механизированных крепей	81	6.10. Интеграция производственных процессов в рациональную технологическую схему очистных работ	178
		6.11. Сущность работы передовых очистных бригад	182
		6.12. Монтаж и демонтаж комплексов машин	187

6.13. Направления совершенствования процессов добычи угля в очистных забоях	193	8.2. Определение оптимальных длин лавы и выемочного столба	210
Глава 7. Особенности выполнения производственных процессов в очистных забоях, оснащенных индивидуальными крепями	194	8.3. Подготовка и отработка тонких и средней мощности пластов ($\alpha=0-10^\circ$)	217
7.1. Общие положения	194	8.4. Подготовка и отработка тонких и средней мощности пластов ($\alpha=5-18^\circ$)	236
7.2. Крепление лав	195	8.5. Подготовка и отработка тонких и средней мощности пластов ($\alpha=12-35^\circ$)	239
7.3. Управление боковыми породами	197	8.6. Подготовка и отработка тонких и средней мощности пластов ($\alpha \geq 35^\circ$)	241
7.4. Некоторые рациональные технологические схемы очистных работ	204	8.7. Подготовка и отработка мощных угольных пластов	245
7.5. О направлениях совершенствования технологических схем добычи угля в лавах с индивидуальными крепями	208	8.8. Подготовка и отработка весьма тонких пластов	248
Глава 8. Участковое технологическое обеспечение очистных производственных процессов	209	8.9. Направления совершенствования технологических схем подготовки и отработки угольных пластов	253
8.1. Общие положения	209	Список литературы	254

Иван Андреевич Кияшко

ПРОЦЕССЫ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Редактор *Н. А. Микитюк*
Литредактор *Л. П. Никитина*
Переплет художника *Г. М. Балюна*
Художественный редактор *Н. А. Стась*
Технический редактор *С. Л. Светлова*
Корректор *Ф. И. Слободская*

Информ. бланк № 8399

Сдано в набор 17.03.83. Подп. в печать 22.03.84. БФ 30715. Формат 70×90^{1/16}. Бумага типогр. № 2. Лит. гарн. Выс. печать, 18,72+0,29 форз. усл. печ. л. 19,01 усл. кр.-отт. 20,44+0,48 форз., уч.-изд. л. Тираж 2000 экз. Изд. № 6036. Зак. № 892. Цена 1 р.

Головное издательство издательского объединения «Вища школа», 252054, Киев-54, ул. Гоголевская, 7

Белоцерковская книжная фабрика, 256400, г. Белая Церковь, ул. Карла Маркса, 4