МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР
ТЕХНИЧЕСКОЕ УПРАВЛЕНИЕ
АКАДЕМИЯ НАУК СССР
ОРДЕНА ОКТЯБРЬСКОЙ РЕВОЛЮЦИИ И ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА им. А. А. СКОЧИНСКОГО

ПРОГРЕССИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Часть II. Пояснительная записка

Москва
1979

gost.e-ecolog.ru

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР
ТЕХНИЧЕСКОЕ УПРАВЛЕНИЕ
АКАДЕМИЯ НАУК СССР
ОРДЕНА ОКТЯБРЬСКОЙ РЕВОЛЮЦИИ И ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА им. А. А. СКОЧИНСКОГО

Утверждены
Министром угольной
промышленности СССР
Б. Ф. Братченко
19 мая 1979 г.

ПРОГРЕССИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Часть II. Пояснительная записка

Москва
1979

УДК 622.272/.274+622.26(06I)

"Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах" разработаны Институтом горного дела им.А.А.Скочинского под непосредственным руководством Технического управления Министерства угольной промышленности СССР. Исходными материалами для них послужили представленные Министерством угольной промышленности УССР, производственными объединениями, институтами ДонУГИ, КузНИУИ, КНИУИ, ПечорНИУИпроект, ВНИИгидроуголь, ПНИУИ, ШахтНИУИ, МГИ, ВНИМИ, НИИОСуголь, ЦНИЭИуголь, МакНИИ, ВостНИИ, КО ВостНИИ и НИИОГР технологические схемы очистных и подготовительных работ для соответствующих горно-геологических условий и дополнительные материалы исследований. При разработке технологических схем были использованы рекомендации и предложения управлений и отделов Министерства угольной промышленности СССР.

Технологические схемы составлены на основе анализа современного состояния и путей совершенствования технологии очистных и подготовительных работ в угольных шахтах СССР.

Настоящая пояснительная записка к альбому технологических схем содержит:

основные принципы разработки технологических схем очистных и подготовительных работ для различных горно-геологических условий;

эксплуатационные характеристики средств механизации очистных и подготовительных работ и транспортного оборудования на участке;

технические мероприятия, направленные на повышение эффективности разработки угольных пластов в выемочном поле;

методику расчета шахтных участковых электрических сетей и условия применения средств производственно-технологической связи и сигнализации;

основные вопросы вентиляции, борьбы с газом, пылью и типовые схемы увлажнения угольного массива;

вопросы научной организации и культуры труда на участках, обобщение опыта работы передовых бригад;

методику определения нагрузки на очистной забой, расчетные показатели эксплуатационных потерь угля и проведения подготовительных выработок на 1000 т добычи угля;

методику определения экономической эффективности применения технологических схем.

"Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах" предназначены для административно-технических руководителей и других должностных лиц действующих и строящихся шахт, а также для работников проектных, научно-исследовательских, учебных и других институтов и организаций.

© Институт горного дела им. А. А. Скочинского (ИГД им. А. А. Скочинского), 1979

ВВЕДЕНИЕ

В угольной промышленности СССР успешно претворены в жизнь Директивы XXIУ съезда КПСС об увеличении в девятой пятилетке добычи угля и повышении производительности труда. В значительной мере этому способствовало широкое внедрение в промышленность технологических схем очистных и подготовительных работ на угольных шахтах, разработанных в 1969 г. ИГД им. А.А.Скочинского совместно с Техническим управлением Министерства угольной промышленности СССР и бассейновыми институтами.

Характерной особенностью прошедшей пятилетки явилось осуществлявшееся широким фронтом техническое перевооружение отрасли. Применение средств узкозахватной выемки и механизированных комплексов позволило почти полностью механизировать наиболее тяжелые и трудоемкие технологические процессы в очистных и подготовительных забоях и достигнуть высокого уровня добычи угля. Повысилась безопасность работ на шахтах, улучшились условия труда горняков.

В текущей пятилетке еще более возрастут объемы добычи угля и темпы улучшения качественных показателей работы отрасли. Уже созданы предпосылки для завершения (в основном) комплексной механизации очистных работ на средней мощности и мощных пологих пластах, а также для широкого ее внедрения на тонких пологих, наклонных и крутых пластах.

Внедрение новейших средств механизации и автоматизации производственных процессов требует дальнейшего совершенствования технологии разработки угольных пластов. Максимальная концентрация и интенсификация горных работ и производства в целом при одновременном повышении безопасности и улучшении условий труда, а также более рациональное использование недр будут способствовать подъему угольной промышленности.

"Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах" содержат технические решения вопросов применения высокопроизводительной техники и технологии горных работ с оптимальными параметрами для всех горно-геологических условий на основе использования новейших достижений горной науки, техники, научной организации труда и опыта работы передовых шахт, участков и бригад.

Под технологической схемой разработки угольного пласта подразумевается комплекс инженерно-технических и организационных решений по рациональному и безопасному ведению горных работ в пределах разрабатываемой и подготавливаемой частей шахтного поля, включающий: схему подготовки шахтного поля и систему разработки пласта, их параметры; схемы очистного забоя с различными вариантами комплексов оборудования; технологию и оборудование подготовительных работ, календарный график подготовки новых очистных забоев, сечения, способ охраны, тип и плотность крепи подготовительных выработок; оборудование для основного и вспомогательного транспорта по выработкам; схему электроснабжения и основное электрооборудование; схему связи и сигнализации; перечень оборудования для пылеподавления и схему его расположения в очистных и подготовительных забоях, параметры и показатели пылеподавления; схему вентиляции и аэродинамические параметры выемочного поля и выработок; условия применения и расчетные показатели технологической схемы, графики выходов рабочих.

В технологических схемах предусмотрены максимально возможная концентрация горных работ и устранение путем использования комплекса мероприятий (сохранение выемочных выработок в выработанном пространстве, прямоточное проветривание с подсвежением вентиляционной струи, дегазация пластов и выработанного пространства) ограничений по газу для достижения наибольшей нагрузки на очистной забой; обеспечение, как правило, безнишевой выемки угля в очистных забоях и безремонтного поддержания выемочных выработок; возможно более полное извлечение угля из недр благодаря широкому использованию бесцеликовых способов охраны выемочных выработок и систем разработки без оставления межслоевых пачек угля.

Прогрессивные технологические схемы предназначены для использования на действующих, реконструируемых и строящихся угольных шахтах. Внедрение этих схем является обязанностью всех инженерно-технических и научных работников угольной промышленности.

I. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ

I.I. Геологические и горнотехнические условия разработки

Угольные месторождения и бассейны СССР характеризуются большим разнообразием горно-геологических условий. В 1977 г. подземная добыча угля по мощности и углам падения пластов распределялась так, как показано в табл. I.I.

Таблица I.I

Угол падения пласта, град.	Добыча угля, %, из действующих лав на пластах				Итого из действующих лав, %
	весьма тонких (до 0,7 м)	тонких (0,7I–I,2 м)	средней мощности (I,2I–3,5 м)	мощных (свыше 3,5 м)	
До I8	2,6	I9,6	46,8	8,3	77,3
I9–35	0,2	3,0	6,2	I,6	II,0
36–44	0,I	0,9	I,0	0,4	2,4
45–90	I,I	2,8	2,7	2,7	9,3
Итого	4,0	26,3	56,7	I3,0	I00,0

Из табл. I.I видно, что из весьма тонких пластов было добыто 4% общей добычи из действующих очистных забоев, из тонких 26,3%, из пластов средней мощности 56,7%, из мощных пластов I3%. Из пластов с углами падения до $I8^{0}$ было добыто 77,3%, из наклонных II%, из крутонаклонных 2,4% и из крутых 9,3%.

Угольная промышленность СССР, по состоянию на конец I977 г., характеризуется средней глубиной разработки 429 м, средней вынимаемой мощностью пласта I,55 м, преимущественно газообильными шахтами. Более половины подземной добычи угля (64%) приходится на шахты III категории и сверхкатегорные по метану.

На шахтах СССР преимущественное распространение получили системы разработки длинными очистными забоями. В общей добыче угля доля систем разработки длинными очистными забоями составляет 84,I%, щитовой системы – I,9%, систем разработки короткими забоями – 2,3% и прочих – II,7%.

I.2. Развитие технологии подземной добычи угля

Технология подземной добычи угля постоянно совершенствуется. Внедряются прогрессивные способы подготовки шахтных полей, рациональные системы разработки, экономичные способы управления кровлей и эффективные средства механизации очистных и подготовительных работ. В последние годы при разработке мощных пластов и свит пластов тонких и средней мощности увеличился объем применения полевой подготовки, которая обеспечивает повышение концентрации и безопасности горных работ.

Удельный вес систем разработки длинными столбами непрерывно возрастает, а сплошной системы снижается. С I970 по I977 г. доля участия столбовых систем разработки (включая выемку наклонными слоями) в общей добыче угля по СССР возросла с 64,5 до 76%, а доля сплошной системы снизилась с 20,I до II,3%. Переход на столбовые системы разработки обеспечил уменьшение количества простоев и увеличение нагрузки на забой. Продолжает возрастать удельный вес наименее трудоемкого способа управления кровлей – полным обрушением (с 92,2% забоев в I970 г. до 93,I% в I977 г.) – и снижаться частичной закладкой и частичным обрушением (с 7,2 до 3,5%) при возрастающем удельном весе способа управления горным давлением полной закладкой (с 0,9 до 2,4%).

Уровень комбайновой и струговой выемки в общей добыче угля по стране с I970 по I977 г. увеличился с 60,3 до 86%, в основном за счет уменьшения удельного веса добычи угля с применением врубовых машин, отбойных молотков и ВВ.

Широкое внедрение комбайнов, стругов и механизированных комплексов значительно повысило уровень механизации навалки в очистных забоях – с 84,9% общей добычи угля, требующей навалки, в I970 г. до 95,5% в I977 г.

В комплексно-механизированных очистных забоях рабочих занято в среднем на 22% меньше, чем в других очистных забоях. Нагрузка на комплексно-механизированный забой составила в I977 г. 8I9 т в сутки, что в два раза превышает среднюю нагрузку на очистной забой. Производительность труда рабочего в комплексно-механизированной лаве достигла I3,3 т на выход.

Значительно изменилось техническое оснащение подготовительных забоев. Увеличился парк высокопроизводительных комбайнов типа 4ПП2 и ГПК и погрузочных машин типа ПНБ2 и 2ПНБ2, а также

бурильных установок типа БУЭ, КБМ и БУР. В результате с 1970 по 1977 гг. общий уровень механизированной погрузки горной массы повысился с 60,9 до 80,9% (от объема, требующего механизации погрузки), а комбайновой проходки – с 16,8 до 34%.

Внедрение современных средств высокоэффективной комплексной механизации очистных и подготовительных работ и прогрессивных методов организации труда обеспечило повышение среднесуточного подвигания лав, среднесуточной нагрузки на лаву, производительности труда рабочего и других технико-экономических показателей очистных работ.

I.3. Пути совершенствования технологии очистных работ

Выбор способа подготовки шахтных полей в значительной степени зависит от их размеров по простиранию и углов падения пластов, которые отличаются большим разнообразием, а также от имеющихся средств транспорта угля. Поэтому удельный вес основных способов подготовки – этажного и панельного – в угольных бассейнах страны различен. В Карагандинском бассейне распространена главным образом этажная подготовка, в Донецком и Кузнецком на пологих пластах – панельная.

В последнее десятилетие в Карагандинском и Донецком бассейнах на пластах с углами падения до 12^0 нашел применение более перспективный погоризонтный способ подготовки, при котором наклонная высота части шахтного поля между главными выработками (горизонтами) составляет не менее 800 м и пласт отрабатывается лавами, подвигаемыми по падению или восстанию. Этажный способ подготовки в Донецком бассейне повсеместно применяется в шахтах, разрабатывающих крутые и наклонные пласты, а также пологие пласты, где размеры шахтных полей по падению невелики.

В Кузнецком бассейне доля панельного способа подготовки сохраняется на уровне 55% подземной добычи угля. Этажный способ подготовки применяется преимущественно на шахтах, разрабатывающих крутые, наклонные и – реже – пологие пласты. Длина панелей по простиранию составляет 1,5–2,5 км.

Мощные пласты, в особенности свиты крутых и наклонных пластов, во всех бассейнах подготавливаются, как правило, групповыми полевыми выработками.

Удельный вес различных систем разработки в добыче основных угольных бассейнов в 1977 г. характеризовался следующими данными.

В Донецком бассейне сплошной системой разработки добывалось 21,7% угля, а длинными столбами по простиранию, восстанию и падению – 62%.

В Кузнецком бассейне добыча угля длинными столбами по простиранию составляла 72,7%, наклонными слоями – 9,6%, щитовой системой – 9,9%, комбинированной с гибким перекрытием – 2%, с подэтажным обрушением – 7%.

В Карагандинском бассейне на добычу угля столбовой системой разработки приходилось 67,9%, наклонными слоями – 31,8%.

В Печорском бассейне сплошной системой разработки добывалось 1,8%, длинными столбами по простиранию, падению и восстанию – 90,5% и наклонными слоями – 1,2% угля.

Характерным для всех этих бассейнов оказалось неуклонное снижение, по сравнению с предыдущими годами, доли участия в добыче угля сплошной системы разработки и возрастание более экономичной и безопасной столбовой системы разработки в вариантах подвигания очистного забоя как по простиранию, так и – особенно – по падению и восстанию.

Таблица I.2

Производственное объединение	Добыча из очистных забоев, млн.т	В том числе из забоев, подвигаемых по падению и восстанию пласта	
		млн.т	%
Министерство угольной промышленности УССР	195,8	35,4	18,3
"Карагандауголь"	39,7	13,7	34,5
"Воркутауголь"	16,7	5,6	33,7
"Южкузбассуголь"	23,2	1,1	4,7
"Ростовуголь"	19,7	1,9	9,7
"Красноярскуголь"	2,1	0,1	7,3
"Кузбассуголь"	33,0	2,4	7,0

К концу 1977 г. в целом по Министерству угольной промышленности СССР добыча угля из забоев, подвигаемых по падению и восстанию, составила 62,3 млн.т, или около 14,4% всей добычи из очистных забоев. По Министерству угольной промышленности УССР и отдельным производственным объединениям Министерства угольной промышленности СССР применение перспективных систем разработки с подвиганием очистных забоев по падению и восстанию характеризовалось данными (в процентах от всей добычи из очистных забоев), приведенными в табл. I.2.

Из данных табл. I.2 видно, что наибольшие объемы добычи угля системами разработки с подвиганием очистных забоев по падению и восстанию приходятся на Министерство угольной промышленности УССР (35,4 млн.т), производственные объединения "Карагандауголь" (I3,7 млн.т) и "Воркутауголь" (5,6 млн.т). Внедрение этих систем разработки и погоризонтного способа подготовки произошло за годы девятой пятилетки.

В будущем удельный вес добычи угля из тонких и средней мощности пластов увеличится в основном за счет тонких пологих пластов. Разработка тонких и средней мощности пластов при любых углах падения, как и прежде, будет производиться преимущественно длинными очистными забоями, позволяющими комплексно механизировать все производственные процессы в забоях при минимальных объемах подготовительных работ и наиболее полной выемке угля. Основными системами разработки таких пластов будут системы разработки длинными столбами и длинными полосами по падению, восстанию и простиранию.

При углах падения пластов до $I0^{0}$ значительно расширится выемка забоями, подвигаемыми по падению, а при водоносных вмещающих породах - по восстанию, взамен забоев, подвигаемых по простиранию. Это обеспечит лучшее использование существующих средств комплексной механизации, более безопасные условия труда в очистном забое и уменьшение затрат на подготовку новых горизонтов. Дальнейшее повышение эффективности такой выемки, а также расширение области ее применения на пласты с углами падения до $I8^{0}$ требует создания специальных средств механизации очистных работ. Поэтому при углах падения пластов от I3 до 35^{0} по-прежнему будет применяться выемка забоями, подвигаемыми по простиранию. На пластах мощностью от I,2 до 3,5 м при углах падения свыше 35^{0} увеличится добыча угля из забоев, подвигаемых по падению и оборудованных щитовой крепью.

Одним из главных направлений совершенствования систем разработки длинными столбами сильно газоносных угольных пластов является поддержание одной из выемочных выработок в выработанном пространстве с целью обеспечения прямоточного проветривания очистного забоя с подсвежением исходящей струи. Опытом и исследованиями установлено, что способ, при котором выработка сооружается позади забоя лавы и сохраняется в рабочем состоянии благодаря использованию усиливающей и органной крепи, применим в большинстве горно-геологических условий при разработке пластов мощностью до 2,5 м. Для пластов (слоев) мощностью свыше 2,5 м с труднообрушаемыми кровлями и пучащими почвами при существующих типах и конструкциях крепи пока более приемлем способ проведения выемочных выработок вприсечку к выработанному пространству.

В I977 г. удельный вес добычи угля с применением бесцеликовой технологии выемки составил в целом по Министерству угольной промышленности СССР около 27%, по производственному объединению "Воркутауголь" - 73,5%, "Карагандауголь" - 72%, "Кузбассуголь" - 39,4%, "Тулауголь" - 40%, "Ижкузбассуголь" - 26,5%.

Система разработки длинными полосами найдет применение взамен сплошной в тяжелых природных условиях, преимущественно на глубоких горизонтах шахт, при разработке выбросоопасных тонких пологих угольных пластов с неустойчивыми, склонными к пучению породами и высокой газоносностью угля.

Основным способом управления кровлей при всех указанных выше системах разработки будет полное обрушение. При разработке мощных пологих пластов увеличится доля участия в добыче угля системы разработки длинными столбами с обрушением за счет уменьшения объемов слоевой разработки. При разработке мощных крутых пластов широкое применение должны получить системы разработки с закладкой выработанного пространства.

В результате перехода на более прогрессивные способы вскрытия и подготовки шахтных полей, системы разработки пластов, а главное, благодаря увеличению длины лав, размеров выемочных и шахтных полей должны снизиться удельные объемы проведения и поддержания выработок.

Развитие комплексной механизации и совершенствование технологии горных работ позволит значительно повысить степень концентрации производства на шахтах, увеличить нагрузку на лаву, выемочное поле, пласт. Планируется расширить применение очистных комплексов с механизированной крепью в более сложных горно-геологических условиях: на пологих тонких пластах мощностью 0,7-I,2 м, пластах с углами падения от I8 до 35^{0}, пологих пластах с неустойчивыми и труднообрушаемыми кровлями. Будет обеспечено повышение уровня комплексной механизации на пологих и наклонных пластах до 80% с увеличением средней нагрузки на комплекс в I,5 раза.

Предусматривается промышленное внедрение ускоренными темпами средств комплексной механизации выемки крутых пластов, в первую очередь Центрального района Донбасса.

Намечается расширение струговой выемки на крепкие угли (с сопротивлением резанию до 300 кгс/см и более) и пласты мощностью до 2 м при любых углах падения на основе создания струговых комплексов с механизированной крепью.

I.4. Пути совершенствования технологии подготовительных работ

Основным направлением совершенствования технологии подготовительных работ является создание автоматизированных проходческих комплексов, включающих средства механизации выемки, погрузки и транспортирования угля и породы, вспомогательного транспорта, крепления выработок, такелажных и вспомогательных работ.

Ниже дается краткая характеристика проходческих комплексов, применение которых ожидается в ближайшем будущем:

I. Комплексы, включающие комбайны избирательного действия с резцовым исполнительным органом, для проведения основных выработок сечением 8-30 м^2 с углом наклона до 35^0 в породах с коэффициентом крепости f, не превышающим 6 единиц по шкале М.М.Протодьяконова;ожидаемая скорость проходки 8-I0 м/смену, производительность труда проходчиков 2-3 м/чел.-смену.

2. Комплексы, включающие комбайны роторного типа с шарошечным исполнительным органом, для проведения основных выработок сечением I0-25 м^2 с углом наклона до 35^0 в породах с f, равным 6-I0; ожидаемая скорость проходки 8-I2 м/смену, производительность труда проходчиков I,5-2,5 м/чел.-смену.

3. Комбайновые комплексы для проведения вслед за лавой штреков сечением 8-I6 м^2 в породах с f, равным 4-I0.

4. Комбайновые комплексы для проведения выработок шириной 4,5-6,0 м с углом наклона до 35^0 по пластам угля мощностью I,2-I,8 м без подрывки боковых пород;ожидаемая скорость проходки I0-I5 м/смену,производительность труда проходчиков 3-4 м/чел.-смену.

5. Комплексы для проведения буровзрывным способом основных выработок сечением 8-30 м^2 с углом наклона до 35^0 в породах крепостью свыше 8; ожидаемая скорость проходки I,8-3,2 м/смену, производительность труда проходчиков 0,5-0,8 м/чел.-смену.

6. Комбайновые комплексы для проведения по углю нарезных и прочих выработок шириной 3-5 м на пластах мощностью 0,6-I,8 м с углом наклона до 35^0; ожидаемая скорость проходки I0-I5 м/смену, производительность труда проходчиков 3-4 м/чел.-смену.

7. Комбайновые и буровые комплексы для проведения по углю нарезных и прочих выработок шириной 3-4 м на пластах мощностью 0,6-I,8 м с углом наклона свыше 35^0; ожидаемая скорость проходки I5-I8 м/смену, производительность труда проходчиков 5-6 м/чел.-смену.

В проходческих комплексах в качестве средств доставки предполагается использовать ленточные (при угле наклона более 20^0 - специальные) конвейеры,работающие в сочетании с перегружателями, а в качестве средств вспомогательного транспорта - монорельсовые дороги либо самоходные вагонетки. Ожидается самое широкое применение анкеров как в качестве самостоятельной крепи, так и в сочетании с рамной крепью. Станки для установки анкеров будут размещаться непосредственно на комбайнах. Крепеустановщики для рамной крепи будут размещаться на комбайне (при щитовой или распорной временной крепи) либо выполняться в виде самостоятельной передвижной конструкции (при временной анкерной крепи).

Ожидается, что в результате создания и внедрения указанных комплексов уровень механизации проходческих работ значительно возрастет.

2. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ

2.I. Основные принципы

Исходя из перспектив развития угольной промышленности, новейших достижений горной науки, техники и передового опыта в основу разработки технологических схем положены следующие принципы:

2.I.I. Комплексное решение всех вопросов, связанных с ведением очистных и подготовительных работ в выемочном поле или панели: горных (способ подготовки и система разработки, способ проведения подготовительных выработок, способ их охраны и др.), механизации и автоматизации работ, транспорта, вентиляции и газовой защиты, безопасности и благоприятных условий труда, сигнализации и связи.

2.I.2. Максимально высокий уровень комплексной механизации очистных и подготовительных работ и эффективное использование горной техники путем применения ее в наиболее соответствующих горно-геологических условиях при прогрессивных способах подготовки и системах разработки с оптимальными параметрами.

2.I.3. Охват технологическими схемами различных горно-геологических условий с целью завершения комплексной механизации выемки пологих пластов, повышения уровня комплексной механизации выемки тонких крутых пластов и начала механизации выемки мощных крутых пластов.

2.I.4. Максимально возможная концентрация горных работ и устранение (с помощью комплекса мероприятий) ограничений по газу для обеспечения наибольшей технически достижимой нагрузки на очистной забой.

2.I.5. По возможности полное извлечение угля путем широкого применения полевой подготовки пластов, перехода на их отработку по падению (восстанию), сохранения выемочных выработок в выработанном пространстве для повторного использования или проведения их вприсечку к нему, а также применения для охраны выемочных выработок специальной крепи (железобетонных тумб и др.), полос из упрочненной закладки и т.д. Размеры целиков угля, временно оставленных для охраны основных выработок, должны обеспечивать возможность последующей успешной их отработки механизированными комплексами.

2.I.6. Обеспечение, как правило, безнишевой выемки угля в очистных забоях и условий для поддержания выемочных выработок требуемых сечений.

2.I.7. Своевременное воспроизводство очистного фронта рациональным числом одновременно действующих подготовительных забоев с оптимальной скоростью их проведения при определенной последовательности подготовки.

2.I.8. Использование для различных горно-геологических условий наиболее прогрессивных конструкций проходческого оборудования, включающих проходческие комбайны, погрузочные и буропогрузочные машины, бурильные установки.

2.I.9. Максимально возможное использование транспортного оборудования при проведении выработок и последующей очистной выемке, а также полная технологическая взаимоувязка оборудования проходческих комплексов с призабойным и общешахтным транспортом.

2.I.I0. Применение рациональных способов выемки и транспортирования угля и породы из подготовительных забоев (селективный, валовый) с учетом марки угля, мощности пластов, наличия породных прослойков и условий переработки угля.

2.I.II. Унификация сечений подготовительных выработок, значительное увеличение их площади в свету при сокращении числа типоразмеров, выбор сечения выемочных выработок с учетом средств транспорта и условий проветривания при больших нагрузках на очистной забой, а также с запасом, обеспечивающим возможность безнишевой выемки угля.

2.I.I2. Широкое применение конструкций податливой металлической крепи, использование в благоприятных горно-геологических условиях конструкций рамной крепи с плоской потолочиной, не нарушающих сплошности кровли и облегчающих условия работы крепи сопряжений.

2.2. Горно-геологические условия

2.2.I. Для каждой технологической схемы приняты следующие горно-геологические характеристики, определяющие условия ее применения: мощность и угол падения пласта, сопротивляемость пласта резанию, устойчивость и обрушаемость кровли, прочность пород почвы, газоносность пласта и водоносность вмещающих пород, глубина разработки.

2.2.2. Технологические схемы предназначаются для разнообразных горно-геологических условий.

2.3. Способы подготовки

2.3.I. Для пластов с углами падения до $I0^{0}$ любой мощности принят в основном погоризонтный способ подготовки, обеспечивающий простые схемы транспорта угля и проветривания выемочных участков.

2.3.2. Для пластов с углами падения II–$I8^{0}$, а также для горизонтальных пластов со сложной конфигурацией шахтного поля принят панельный способ подготовки.

2.3.3. Для наклонных тонких, средней мощности и мощных пластов с углами падения I8–35^{0} предусмотрен этажный способ подготовки с разделением этажа на подэтажи.

2.3.4. Для пластов с углами падения более 35^{0} любой мощности принят этажный способ подготовки без разделения или с разделением этажа на подэтажи.

2.3.5. При разработке мощных пластов панельные, главные и этажные выработки проводятся полевыми.

2.4. Системы разработки

2.4.I. Для тонких и средней мощности пластов в качестве основной системы разработки принята столбовая в вариантах разработки длинными столбами по простиранию (на пластах с углами падения до 35^{0}), падению и восстанию (на пластах с углами падения до $I0^{0}$). В дальнейшем, после создания специальных средств механизации, предусмотрено расширить применение этих систем разработки на пласты с углами падения до $I8^{0}$.

2.4.2. Выемку угля гидравлическим способом намечено осуществлять системами разработки с короткими очистными забоями и подэтажным обрушением.

2.4.3. Бурошнековый способ выемки рекомендуется применять на весьма тонких пологих пластах с неустойчивыми боковыми породами.

2.4.4. Для мощных пологих пластов на базе создаваемых средств комплексной механизации рекомендована система разработки наклонными слоями с обрушением:

с самостоятельной подготовкой и последовательной выемкой каждого слоя в пределах выемочного поля или яруса (в крыле панели) без оставления межслоевых пачек угля при породах непосредственной кровли пласта, склонных к хорошему уплотнению и слеживаемости;

с групповой подготовкой и одновременной выемкой слоев в пласте с использованием гибкого металлического перекрытия при практически не слеживающихся обрушенных породах кровли.

2.4.5. Мощные крутые пласты рекомендуется разрабатывать следующими системами: длинными столбами по восстанию с гидравлической закладкой выработанного пространства и длинными столбами по падению со щитовым перекрытием (щитовая) и обрушением кровли.

2.4.6. В соответствующих горнотехнических условиях предусмотрено применение схем с разделением лавы на две обособленно проветриваемые части и прямоточных схем проветривания.

2.4.7. В целях концентрации горных работ при бесцеликовых способах охраны выемочных выработок допускается проведение на половину длины выемочного столба дополнительного вентиляционного штрека в массиве угля, что позволит одновременно отрабатывать два смежных яруса (подэтажа) в одном крыле панели (этажа).

2.4.8. При подготовке к одновременной отработке нескольких слоев мощного пологого пласта разрезную печь каждого последующего слоя располагать с отставанием на 3–5 м от предыдущего верхнего.

2.5. Способы управления кровлей

В качестве основного способа управления кровлей принято полное ее обрушение. Плавное опускание кровли допускается только на тонких пластах.

Полная закладка выработанного пространства (в том числе и упрочненная) гидравлическим, пневматическим и самотечным способами предусмотрена при разработке тонких и мощных крутых пластов.

2.6. Технология выемки

2.6.I. Для различных горно-геологических условий предусмотрены следующие виды технологии выемки:

узкозахватная комбайновая с механизированной, комплектной и индивидуальной крепью;

струговая с механизированной, комплектной и индивидуальной крепью;

бурошнековая;

гидравлическая;

буровзрывная со щитовой крепью.

2.7. Средства механизации

2.7.I. В технологические схемы включено современное высокопроизводительное оборудование, серийно выпускаемое отечественными заводами.

2.7.2. Применительно к ряду условий использованы опытно-промышленные образцы оборудования, успешно прошедшие шахтные испытания и намеченные к серийному выпуску.

2.7.3. В технологических схемах для шахт нового технико-экономического уровня рекомендованы средства механизации, проходящие промышленные испытания.

2.7.4. Предусмотренное в технологических схемах применение средств узкозахватной техники в комплексе с другими техническими мероприятиями (увеличенная ширина выработки, специальная крепь) обеспечивает, как правило, безнишевую выемку угля в очистных забоях.

2.7.5. В отдельных случаях при отсутствии на шахте рекомендуемых типов очистного, проходческого и транспортного оборудования можно допускать применение других типов оборудования, аналогичных по назначению и техническим параметрам.

2.7.6. Размещение маслостанций, энергопоездов и другого технологического оборудования предусмотрено в воздухоподающих и вентиляционных выработках. В необходимых случаях допускается размещение этого оборудования и в конвейерных выработках (в специальных нишах или над конвейерами).

2.8. Крепь очистного и подготовительного забоев

2.8.I. В очистных забоях предусмотрено самое широкое применение механизированной крепи в комплексе с узкозахватными комбайнами и стругами, а также агрегатов (при оптимальной длине очистных забоев).

2.8.2. Для крепления мест сопряжения очистного забоя с выемочными выработками рекомендуется использовать механизированную крепь сопряжения. Допускается применение крепи сопряжения из индивидуальных гидростоек и металлических верхняков.

2.8.3. В качестве основного вида индивидуальной крепи при узкозахватной выемке приняты гидравлические стойки и шарнирные верхняки.

2.9. Параметры способов подготовки и систем разработки

2.9.I. В технологических схемах приняты оптимальные параметры способов подготовки и систем разработки.

2.9.2. Для действующих шахт рекомендуемая длина выемочного поля находится в пределах от 800 до I500 м, крыла панели - от 800 до I500 м. Для проектируемых шахт и новых горизонтов длину выемочного поля следует принимать не менее I500 м.

2.9.3. Для всех бассейнов, кроме Подмосковного, на пологих пластах длина лав, оборудованных механизированными комплексами типов ОКП, МК и КМ130, принята равной I20-I80 м, а комплексами типов КМ87, "Донбасс" и КМК97 - I50-220 м.

2.9.4. Рекомендуемые величины опережения очистных забоев в смежных слоях при выемке пологих пластов с обрушением в нисходящем порядке составляют:

не менее одного года - между забоями каждого из слоев при самостоятельной подготовке и последовательной выемке слоев в пласте в пределах выемочного поля или яруса (в крыле панели);

20-35 м или свыше I00 м - между забоем второго слоя и забоем первого слоя и не менее 40 м между забоем третьего и последующих слоев и забоем вышележащего слоя при групповой подготовке и одновременной выемке слоев в пласте в пределах выемочного поля или яруса.

2.I0. Нагрузка на очистной забой

Нагрузку на очистной забой следует определять по изложенной в разделе I4 методике, разработанной в ИГД им. А.А.Скочинского и утвержденной Минуглепромом СССР 22.XII I977 г.

2.II. Безопасность работ

При выемке угольных пластов, опасных по выделениям метана, внезапным выбросам угля и газа, по пыли, предусмотрены: дегазация пластов, их спутников и выработанного пространства; подсвежение вентиляционной струи; автоматическая газовая защита; борьба с пылью.

2.I2. Организация и режим работы

Для всех бассейнов, кроме Подмосковного, принят четырехсменный режим работы шахт: три шестичасовые смены по добыче угля и одна подготовительная (ремонтная).

До полного перехода шахт на новый режим работы сохраняется режим работы комплексно-механизированных лав: три семичасовые смены с двумя добычными и одной подготовительной (ремонтной); четыре шестичасовые смены на угольных пластах, подверженных внезапным выбросам угля и газа, с двумя сменами по добыче угля, одной подготовительной (ремонтной) и одной для осуществления мероприятий по борьбе с внезапными выбросами угля и газа, которая не должна совмещаться с другими сменами.

Основной формой организации труда в забоях является сменная комплексная бригада. В определенных условиях, с согласия рабочих, могут организовываться и сквозные комплексные бригады с оплатой труда по конечным результатам работы за сутки. При организации бригад во всех случаях следует руководствоваться типовым положением, утвержденным Министерством угольной промышленности СССР.

3. СРЕДСТВА МЕХАНИЗАЦИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

3.I. Механизированная крепь комбайновых комплексов

В прогрессивных технологических схемах предусматривается применение очистных комплексов оборудования с механизированной крепью.

В табл. 3.I приведены основные технические характеристики и указана область применения серийных конструкций механизированной крепи с комбайнами для пластов с углами падения от 0 до 35°. Эти конструкции крепи в зависимости от мощности пластов разделены на две группы: для тонких пластов (до I,2 м), для пластов средней мощности (I,2-3,5 м) и мощных (более 3,5 м) при слоевой выемке.

Для тонких пластов предназначены серийные конструкции механизированной крепи "Донбасс" и IMK97Д, для пластов средней мощности и мощных - I2 серийных конструкций крепи (ОМКТМ, ОКП, ЗОКП и др.).

Основные технические характеристики и область применения механизированной крепи для крутых пластов (36-90°) приведены в табл. 3.2. Из числа конструкций для крутых пластов в серийном производстве находятся крепь КГУ для тонких пластов и крепь IАЩМ для пластов средней мощности.

Опытные образцы механизированной крепи для пологих и крутых пластов подготавливаются к серийному производству. Технические характеристики и область применения опытных образцов крепи, предназначенной для пологих пластов, приведены в табл. 3.3.

Для тонких (0,9-I,4 м) пологих пластов в стадии испытаний находится опытный образец механизированной крепи АК для шахты будущего.

Для пологих пластов средней мощности начат серийный выпуск механизированной крепи ОКП70 и МI3О.

Предусматривается довести до промышленного производства крепь М8IВ для выемки мощных пологих пластов на полную мощность (3,5-5 м) с выпуском в нижний слой вышележащей толщи угля.

Для тонких крутых пластов создается механизированная крепь IАНЩ.

Для крутых пластов средней мощности принята к серийному производству крепь КПК и АКЗ.

Таблица 3.I

Показатели	Тонкие пласты		Пласты средней мощности и мощные (при слоевой выемке)											
	"Донбасс"	1МК97Д	ОМКТМ	ОКП	3ОКП	ОКП70	1МКМ	2МКЭ	М87Э	М87Ш	М87ДН	2МК75	М87А	2М81Э
Высота крепи, мм:														
минимальная	500[x] / 560	500[x] / 630	1750[x] / 2030	1750[x] / 2030	2350	1750[x] / 2100	1050	1350	855[x] / 1035	855[x] / 1035	870[x] / 1040	1350	870[x] / 1040	1770[xxx] / 2880
максимальная	940[x] / 1120	985[x] / 1330	2500[x] / 3000	2500[x] / 3000	3500	2600[x] / 3500	1750	2200	1455[x] / 1985	1455[x] / 1985	1490[x] / 1990	2200	1490[x] / 1990	2770[xxx] / 3330
Сопротивление, тс:														
на 1 м^2 поддерживаемой площади кровли	31,0	31,0	39,0-41,0[xx]	39,0-41,0[xx]	41,0-45,0[xx]	61,0-70,0[xx]	32,5	32,0	37,5	65,70; 75	36,0	40,0	36,0	48,5
на 1 м посадочного ряда	89,0	56,0	-	-	-	-	50,0	45,5	68,0	105,0;115,0;125,0	68,0	59,0	68,0	64,0
Начальный распор стойки, тс	11,5	24,2	40,2	40,2	40,2	75,0	32,0	32,0	28,0	32,0	28,0	32,0	40,0	22,0
Коэффициент затяжки кровли	0,83	0,67	0,94	0,94	0,93	0,95	0,95	0,90	0,85	0,92	0,85	0,95	0,85	0,95
Шаг передвижки крепи, м	0,80	0,80	0,63	0,63	0,63	0,63	0,63	0,63	0,63	0,63	0,63	0,63	0,63	0,63
Длина крепи, м	160-180	150-170	60; 80; 100	120	100;120;150	100;120;150	60;100;120	60;100;120	180-200	170	180-200	60;100;120	180-200	60; 90; 120
Пределы применения:														
по мощности пласта, м	0,80-1,20	0,80-1,30	2,00-3,00	2,00-3,00	2,50-3,50	2,00-3,50	1,40-1,75	1,65-2,20	1,10-1,95	1,10-1,95	1,15-1,95	1,60-2,20	1,15-1,95	2,00-3,20
по углу падения, град	0-25	0-20	0-15	0-15	0-20	0-35	0-15	0-15	0-15[x] / 0-10	0-15[x] / 0-10	0-35	0-35	0-35	0-15
по устойчивости кровли	Не ниже средней устойчивости, легкоуправляемая		Неустойчивая, средней устойчивости и устойчивая, легкоуправляемая				Средней устойчивости и устойчивая, легкоуправляемая		Не ниже средней устойчивости, легкоуправляемая	Не ниже средней устойчивости, трудноуправляемая	Не ниже средней устойчивости, легкоуправляемая			Неустойчивая, средней устойчивости и устойчивая, легкоуправляемая
по сопротивлению почвы вдавливанию крепи (не менее), кгс/см^2	19	32	8	8	8	12	15	8	16	27	16	8	16	26
по обводненности забоя	Не выше средней		Не выше средней						Не выше средней			Не выше средней		
Завод-изготовитель	Дружковский машиностроительный им. 50-летия Советской Украины	Каменский машиностроительный	Узловский машиностроительный им. И.И.Федунца						Дружковский машиностроительный им. 50-летия Советской Украины		Узловский машиностроительный им. И.И.Федунца	Дружковский машиностроительный им. 50-летия Советской Украины	Киселевский машиностроительный имени И.С.Черных, Карагандинский машиностроительный	

x) В числителе и знаменателе - соответственно I и II типоразмеры.
xx) В зависимости от высоты крепи.
xxx) В числителе и знаменателе - соответственно без винтовых приставок и с винтовыми приставками.

Таблица 3.2

Показатели	Серийные конструкции крепи комплексов для пластов					Опытный образец конструкции крепи комплекса 1АНЕ для тонких пластов
	тонких		средней мощности			
	1КГУ	2КГУ	1АШМ	КПК	АК3	
Высота крепи, мм:						
минимальная	550	670	1000	1750	1600	630
максимальная	1000	1250	2200	2500	2200	1330
Рабочее сопротивление, тс:						
на 1 м^2 поддерживаемой площади кровли	33,5		12,8	40,0	45,0	15,0
на 1 м посадочного ряда	50,0		19,6	-	-	23,0
Начальный распор стойки, тс:	14,3		15,7	21,0	12,0	19,5
Коэффициент затяжки кровли	0,85		0,40	0,85	0,90	0,80
Шаг передвижки крепи, м	0,90		0,70	0,50	0,50	0,60
Длина крепи, м	120		40	120	60	40
Пределы применения:						
по мощности пласта (слоя), м	0,60-1,00	0,75-1,25	1,20-2,20	1,80-2,50	1,70-2,20	0,70-1,20
по углу падения, град	35-90		45-90	35-90	35-70	40-90
по устойчивости кровли	Не ниже средней устойчивости, легкообрушаемая		Не ниже средней устойчивости, легкообрушаемая			Не ниже средней устойчивости, легкообрушаемая
по сопротивлению почвы вдавливанию (не менее), кгс/см^2	7,1		3,5	7,4	7,0	4,5
по обводненности забоя			Не выше средней			
Завод-изготовитель	Каменский машиностроительный		Дружковский машиностроительный имени 50-летия Советской Украины	Киселевский машиностроительный имени И.С.Черных		Дружковский машиностроительный им.50-летия Советской Украины

Для выемки мощных крутых пластов разрабатывается и испытывается механизированная крепь агрегата АМСК, комплексов АСКВ, КЗ и КНК.

Таблица 3.3

Показатели	Тонкие пласты, АК	Пласты средней мощности	
		ОКС2	МІ30
Высота крепи, мм:			
минимальная	630	2100	2000
максимальная	1260	3500	3260
Сопротивление крепи, тс:			
на 1 м² поддерживаемой площади кровли	42	61-70[xx]	57; 72
на 1 м посадочного ряда	133	-	105; 131
Начальный распор стойки, тс	13	75	63; 100
Коэффициент затяжки кровли	0,93	0,92	0,95
Шаг передвижки крепи, м	0,80	0,63	0,63
Длина крепи, м	250	160-180	120
Пределы применения:			
по мощности пласта, м	0,9-1,4	2,2-3,5	2,5-3,5
по углу падения, град	0-10[x]	0-15	0-35
по устойчивости кровли	Не ниже средней устойчивости, легкоуправляемая	Неустойчивая, средней устойчивости и устойчивая, легкоуправляемая	Неустойчивая, средней устойчивости и устойчивая, легко управляемая плавным обрушением
по сопротивлению почвы вдавливанию крепи (не менее), кгс/см²	25	12	25
по обводненности забоя	Не выше средней		
Завод-изготовитель	Дружковский машиностроительный им.50-летия Советской Украины	Узловский машиностроительный имени И.И.Федунца	Киселевский машиностроительный им.И.С.Черных

x) При работе по падению (восстанию).

xx) В зависимости от высоты крепи.

В технологических схемах предусмотрено применение на пологих пластах средней мощности и мощных (при слоевой выемке) механизированной крепи сопряжений и передвижной секционной крепи для выработки, образуемой позади очистного забоя вприсечку к обрушенным породам.

Крепь сопряжения 1К предназначена для механизации процессов крепления, управления кровлей и передвижки забойного конвейера на сопряжениях лав с подготовительными выработками. Крепь может применяться в составе комплексов оборудования ОМКТ, ОКП, 2КЭ и др.

Техническая характеристика крепи Т6к

Рабочее сопротивление, тс:	
стойки на штреке	60
" в лаве	80
секции на штреке	120
" в лаве	80
Начальный распор стойки, тс:	
на штреке	19
в лаве	40,2
Шаг передвижки, м	0,75
Максимальное удельное давление на почву штрека, кгс/см²	4,9
Основные размеры, мм:	
ширина	4280
длина	7768
высота:	
в штреке	1800-2550
в лаве	1850-2550
Масса комплекта крепи, т	19

Крепь Т6к серийно изготавливается Узловским машиностроительным заводом им. И.И.Федунца.

Крепь сопряжения М81ск предназначена для механизации процессов крепления и управления кровлей и передвижения приводных головок забойного конвейера на сопряжении лав с подготовительными выработками трапециевидного сечения. Крепь может применяться в составе комплексов оборудования КМ81, ОМКТМ, ОКП и др.

Техническая характеристика крепи М81ск

Рабочее сопротивление, тс:	
стойки	64
секции	192
Начальный распор, тс:	
стойки	32,8
секции	131,2
Расстояние между секциями, м	0,7
Основные размеры крепи (двух секций), мм:	
ширина без щитков	1160
длина	9200
высота:	
без приставок	1750-2550
с приставками	2700-3500
Масса комплекта крепи, т:	
для вентиляционной выработки	11,4
" конвейерной "	13,5

Крепь серийно изготавливается Киселевским машиностроительным заводом им. И.С.Черных.

Крепь сопряжения ОКСІ предназначена для механизации процессов крепления и управления кровлей на сопряжениях лав с подготовительными выработками трапециевидного сечения. Крепь может применяться в составе комплексов с механизированной крепью типов ОМКТМ, ОКП, КМ87, ІМК и с индивидуальной крепью.

Техническая характеристика крепи ОКСІ

Рабочее сопротивление, тс:	
стойки	40
комплекта крепи	160
Начальный распор, тс:	
стойки	10
комплекта крепи	40
Шаг передвижки, м	0,65
Максимальное удельное давление на почву штрека, кгс/см²	40
Основные размеры крепи, мм:	
ширина	795
длина	6320
высота:	
максимальная	2925
минимальная	2125
Масса комплекта крепи, т	2,3-2,6

Крепь изготавливается Интинским ремонтно-механическим и Воркутинским механическим заводами.

Крепь сопряжения КСУ конструкции ДонУГИ предназначена для механизации процессов крепления и управления кровлей и передвижки забойного конвейера на сопряжениях лав с подготовительными выработками трапециевидного сечения. Крепь может применяться в комплексе с механизированной крепью поддерживающего типа.

Техническая характеристика крепи КСУ

Рабочее сопротивление, тс:	
стойки	65
крепи	390
Начальный распор, тс:	
стойки	30
крепи	180
Шаг передвижки, мм:	625; 870
Максимальное удельное давление на почву штрека, кгс/см²	10
Основные размеры крепи, мм:	
ширина	1072
длина	700
высота	1682-2634
Масса комплекта крепи, т	6,95

Крепь КСУ выпускается Рутченковским рудоремонтным заводом. Производство этой крепи освоено также рудоремонтным заводом "Красный Октябрь" (г. Ленинск-Кузнецкий).

Крепь сопряжения КСІМУ предназначена для механизации процессов крепления, управления кровлей и передвижки забойного конвейера на сопряжениях лав с подготовительными выработками трапециевидного и арочного сечений. Крепь может применяться в комплексе с механизированной крепью КМ87.

Техническая характеристика крепи КСІМУ

Рабочее сопротивление, тс:	
стойки	50
крепи	600
Начальный распор, тс:	
стойки	24
крепи	288
Шаг передвижки, мм	630; 810
Максимальное удельное давление на почву штрека, кгс/см²	30
Основные размеры крепи, мм:	
ширина	1270
длина	10540
высота	1664-2900
Масса комплекта крепи, т	30

Крепь КСІМУ серийно изготавливается Дружковским машиностроительным заводом.

Крепь сопряжения КСШ5 предназначена для механизации процессов крепления и управления кровлей и передвижки забойного конвейера на сопряжениях лав с подготовительными выработками трапециевидного сечения. Крепь может применяться в комплексе с индивидуальной гидравлической крепью внешнего питания и механизированной крепью поддерживающего типа.

Техническая характеристика крепи КСШ5

Рабочее сопротивление, тс:	
стойки	25
крепи	200
Удельное давление крепи на почву, кгс/см²	Не более 10
Усилие передвижки, тс	18
Число гидродомкратов	2
Шаг передвижки, мм	800

Основные размеры крепи, мм:	
ширина	1500
длина:	
I типоразмера	5390
II "	6390
высота минимальная:	
I типоразмера	1580
II "	2260
высота максимальная:	
I типоразмера	1910
II "	2620
Масса крепи, т:	
I типоразмера	4,66
II "	5,53

Передвижная секционная крепь СПК предназначена для механизации процесса крепления подготовительной выработки, образуемой вприсечку к обрушенным породам позади очистного забоя, оборудованного механизированным комплексом ОКС2.

Техническая характеристика крепи СПК

Тип	Оградительно-поддерживающая
Сечение выработки в свету, м^2	4,1 и 5,6
Конструктивная высота, м	1,9 и 2,5
Аварийная податливость гидростойки, мм	270
Шаг установки секций, м	0,63
Расчетные нагрузки при установке вандрутной стойки (в зоне опорного давления), тс/м^2:	
на поддерживающую часть	35
на оградительную часть:	
по вертикали	30
по горизонтали	8
Расчетные нагрузки без вандрутной стойки (вне зоны опорного давления), тс/м^2:	
на поддерживающую часть	10
на оградительную часть:	
по вертикали	15
по горизонтали	8
Удельное давление на почву при максимальной несущей способности, кгс/см^2	4
Габариты секции в транспортном положении, мм:	
высота	680
ширина	610
длина	3300

Рабочее сопротивление стойки, тс:	
основной	13,3
вандрутной	32,3
Максимальное рабочее давление стойки, кгс/см^2:	
основной	200
вандрутной	475
Масса секции крепи, т	1,1

Комплексы оборудования с механизированной крепью должны применяться в соответствии с "Основными положениями применения механизированных комплексов в очистных забоях угольных шахт", утвержденными Министром угольной промышленности СССР Б.Ф.Братченко 7 мая 1973 г. "Основные положения ..." являются обязательными для всех угольных шахт, эксплуатирующих указанные комплексы.

Монтаж и демонтаж комплексов оборудования с механизированной крепью следует выполнять в соответствии с "Инструкцией по монтажу и демонтажу механизированных комплексов", утвержденной Министерством угольной промышленности СССР в 1976 г.

3.2. Очистные угольные комбайны

В технологических схемах предусматривается применение в очистных забоях наиболее прогрессивных и надежных в работе узкозахватных комбайнов в комплексе с механизированной или индивидуальной крепью. Схемы разработаны применительно к серийно выпускаемым или испытанным в опытных партиях и намеченным к серийному выпуску модернизированным комбайнам.

В связи с проводящейся унификацией и модернизацией оборудования для механизации очистных работ заводы угольного машиностроения будут серийно выпускать новые унифицированные комбайны типов ПУ5, ПУ6, ПУ8, ПУ10, ПУ13, ПУ16, ПУ20, ПУ25, ПУ35 для пологих и наклонных пластов и КУ4, КУ8, КУ10, КУ16 для крутых пластов. До создания и освоения новых унифицированных комбайнов в производстве остаются узкозахватные очистные комбайны типов БКТ, 1К101, 2К52м, 1ГШ68, КШ3м, КТ20 для пологих и наклонных пластов и А70, "Темп" для крутых пластов, широкозахватные комбайны типов "Кировец" и КДТ, а на пластах средней мощности - комбайны "Донбасс".

При внедрении и модернизации узкозахватных комбайнов рекомендуется возможно более широкое использование:

Таблица 3.4

Типоразмер комбайна (ГОСТ 11986-73)	Тип комбайна	Вынимаемая мощность пласта, м	Угол падения пласта, град	Ширина захвата, м	Длительная мощность привода комбайна, кВт	Скорость подачи, м/мин	Тяговое усилие, тс
		Узкозахватные очистные комбайны для пологих и наклонных пластов					
ПУ5; ПУ6	БКТ	0,55-0,80	0-8	0,80	85	0-6,0	0-18
ПУ8; ПУ10	1К101	0,70-1,30	0-20	0,63; 0,80	75	0-4,5	0-15
	КА72	0,70-1,00	0-35	0,8	125	0-10,0	0-15
	2К101	0,80-1,30	0-35	0,63; 0,80	125	0-10,0	0-20
	АКВ	0,80-1,40	0-35	0,80	2х160	0-12,0	0-25
	К200	0,90-1,40	0-35	0,80	200	0-10,0	0-25
	2К52М	0,98-1,81	0-35	0,63; 0,80	80	0-4,5	0-20
ПУ13; ПУ16	1ГШ68	1,30-2,30	0-20	0,63; 0,80	2х110	0-6,0	0-18
	2ГШ68	1,30-2,50	0-35	0,50; 0,63; 0,80	2х125	0-10,0	0-25
ПУ20; ПУ25	КШ3М	2,00-3,30	0-20	0,50; 0,63	2х105 (2х160)	0-4,5	0-16
	2КШ3	2,00-3,60	0-35	0,50; 0,63	2х200	0-10,0	0-30
	КП28П	2,00-3,60	0-35	0,63	2х200	0-10,0	0-30
ПУ35	КП20	3,50-5,00	0-25	0,50	1х160+2х110	0-3,0	0-36
		Узкозахватные очистные комбайны для крутых пластов					
КУ4	А70	0,40-0,83	40-80	0,90	30	0,4-2,7	10
КУ6	1КНД	0,63-1,25	25-45	0,80	65	0,4-2,7	10
	"Темп-1"	0,56-1,50	40-90		0,9; 1,0	0,8-1,9	10
		Широкозахватные очистные комбайны					
	2КДТГ	0,55-0,75	0-18	1,60	41	0-2,8	0-12
	"Кировец"	0,48-0,77	0-18	1,60; 1,80	41	0-1,4	0-10
	"Донбасс-11"	0,92-2,35	0-18	1,60; 2,00	75	0,2-5,2	0-15
	"Урал-38"	0,90-1,80	0-15	3,00	48	1,9	0-9
	К56М	1,90-2,50	0-15	2,20-2,60	67	0-1,8	0-15

Примечание: С внедрением новых мощных цепных и бесцепных механизмов подачи область применения всех указанных комбайнов будет распространена на пласты с углами падения до 35°.

исполнительных органов с тангенциальными резцами, обеспечивающих снижение пылеобразования и повышенный выход угля крупных и средних классов;

новых мощных механизмов подачи со скоростью до 10 м/мин, позволяющих расширить область применения комбайнов на пластах с углами падения до 35^{0};

бесцепных механизмов подачи;

современных систем пылеподавления (пневмогидроорошение, подача воды непосредственно в зону разрушения, повышенное давление воды в системе орошения, нагнетание воды в пласт, пылеотсасывающие установки);

автоматических кабеле- и шлангоукладчиков;

мощных забойных скребковых конвейеров с плоскими вынесенными на штреки приводами и с зачистными лемехами.

Эксплуатационные характеристики очистных угольных комбайнов приведены в табл. 3.4.

Одной из важных задач является освоение безнишевой выемки, которая должна достигаться рациональным расположением приводных головок конвейера (по возможности с полным выносом их на штреки при достаточно большой ширине последних), уменьшением конструктивной длины приводных головок, применением самозарубающихся комбайнов, осуществляющих выемку угля на всю длину лавы, механизированной крепи сопряжений, забойных конвейеров с плосковерхими приводами и т.д. При выносе приводных головок на тонких пластах проводятся штреки с обязательной подрывкой почвы пласта. Схемы организации безнишевой выемки угля комбайнами представлены на рис. 3.1-3.9.

Безнишевая выемка при использовании очистных комбайнов с симметричным расположением исполнительных органов на концах корпуса может достигаться двумя способами: фронтальной самозарубкой исполнительных органов (рис. 3.1, 3.3, 3.7, 3.8) или самозарубкой их косыми заездами (рис. 3.2, 3.4). Если очистной забой оборудован комбайном, имеющим исполнительные органы в средней части корпуса, наиболее эффективным способом исключения ниш является выход корпуса и исполнительных органов на прилегающие с обоих концов лавы выработки (рис. 3.3 и 3.9). Для комбайнов с несимметричным расположением исполнительных органов (1К101 и 2К52м) во всех случаях (при выносе головок конвейера на штреки, при увеличении сечения штреков и г.д.) возможна полная ликвидация только одной ниши - со стороны исполнительных органов, вторая ниша - со стороны механизма подачи - остается при всех упомянутых решениях (рис. 3.5, 3.6). Полное исключение ниш при работе комбайнов с несимметричным расположением исполнительных органов на концах корпуса достигается только при использовании в лаве двух комбайнов, развернутых друг к другу таким образом, чтобы исполнительные органы каждого комбайна выходили на примыкающую к лаве выработку (рис. 3.9).

Фронтальная самозарубка комбайнов с симметричным расположением исполнительных органов на концах корпуса и последовательность выполнения концевых операций показаны на рис. 3.1 на примере комбайна 1ГШ68.

Самозарубка комбайна в пласт косыми заездами может применяться при работе комбайнов с любыми исполнительными органами, в том числе комбайнов, используемых для фронтальной самозарубки.

На рис. 3.2 показана последовательность выполнения концевых операций по такой схеме при зарубке комбайнов 1К101 и 2К52. На схеме *А* показана самозарубка комбайна 1К101 с маневрами в конце лавы, а на схеме *Б* - самозарубка комбайна 1ГШ68 в середине лавы без каких-либо маневров, с зачисткой половины длины лавы при обратном ходе комбайна.

Двухкомбайновую выемку целесообразно применять при одностороннем расположении самозарубающихся исполнительных органов относительно корпуса комбайна.

На рис. 3.3 показана последовательность выполнения операций, совмещенных во времени, при выемке двумя комбайнами 1К101.

Комбайны 1 и 2, расположенные в верхней и нижней частях лавы, фронтально зарубаются в пласт на величину полезного захвата исполнительного органа.

Комбайн 1 (обычно расположенный в верхней части лавы) снимает полосу угля длиной около 15-20 м, затем возвращается, производя зачистку и навалку угля на конвейер. Весь уголь, добытый комбайном 1, транспортируется под комбайном 2. Крепление обнаженного пространства производится вслед за выемкой.

После отхода комбайна 2 от конца лавы (места зарубки в пласт) на 10-12 м (при расположении головки конвейера в лаве) или на 6-7 м (при вынесенной на штрек головке конвейера) комбайн останавливают и производят навеску погрузочного устройства. Производится передвижка нижней приводной головки и рештачного става ниже комбайна на новую дорогу. Выемка оставшейся полосы угля осуществляется комбайном 2. Одновременно с выемкой производится

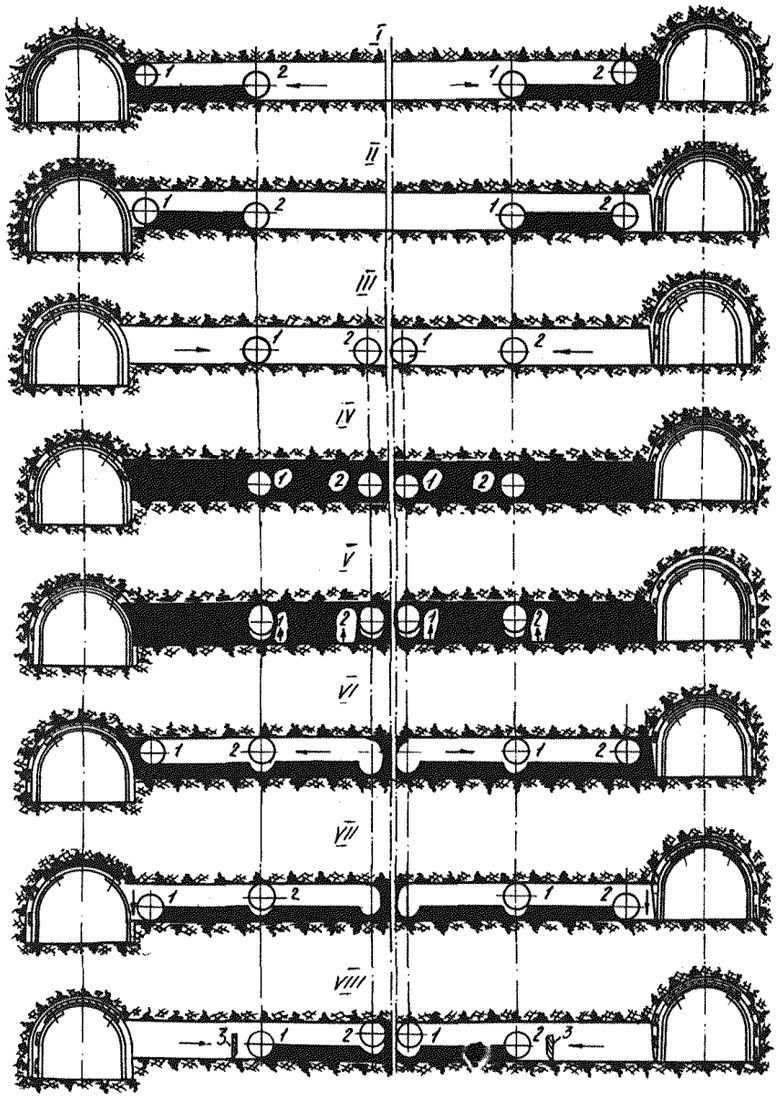


Рис. 3.I. Последовательность выполнения концевых операций при фронтальной самозарубке комбайна 1ГШ68 с исполнительными органами, расположенными на концах корпуса:

I, 2 - шнеки комбайна; 3 - погрузочный щиток

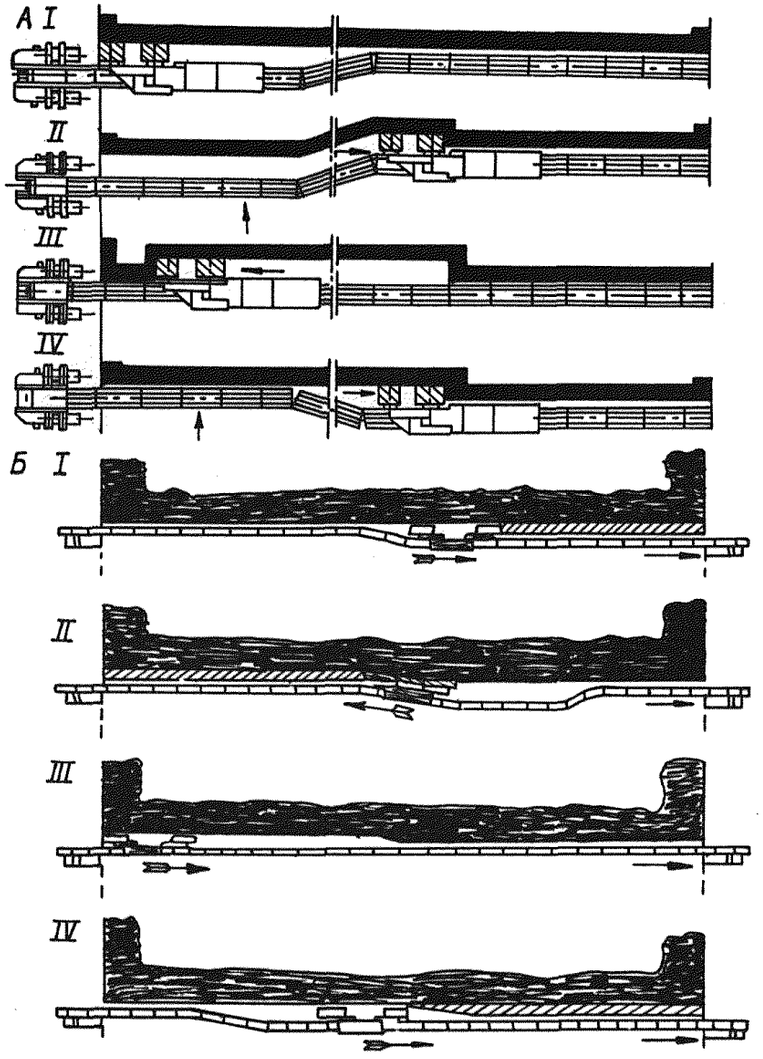


Рис. 3.2. Последовательность выполнения операций при зарубке косыми заездами комбайнов 1К101, 2К101 и 2К52 (А) и 1ГШ68, 2ГШ68, КШ3м и 2КШ3 (Б)

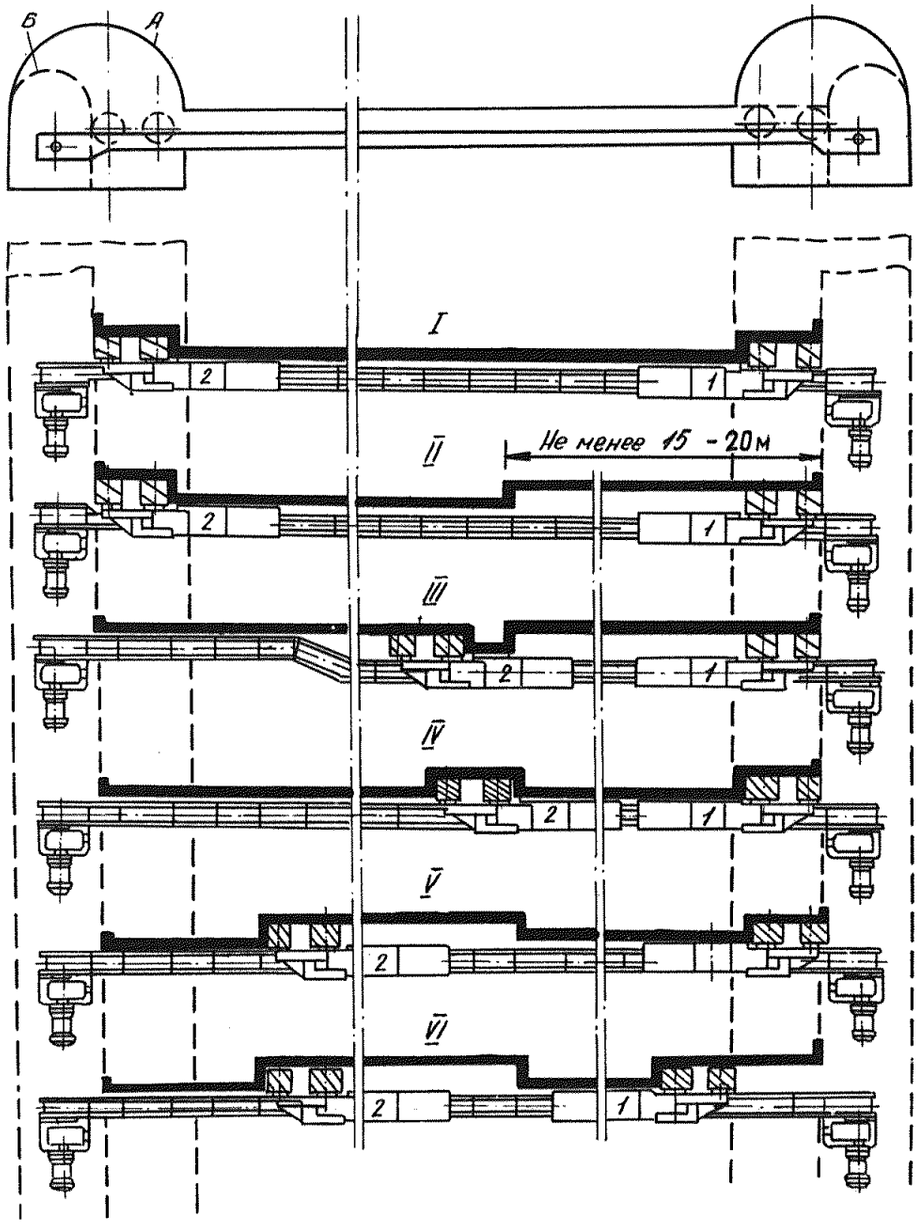
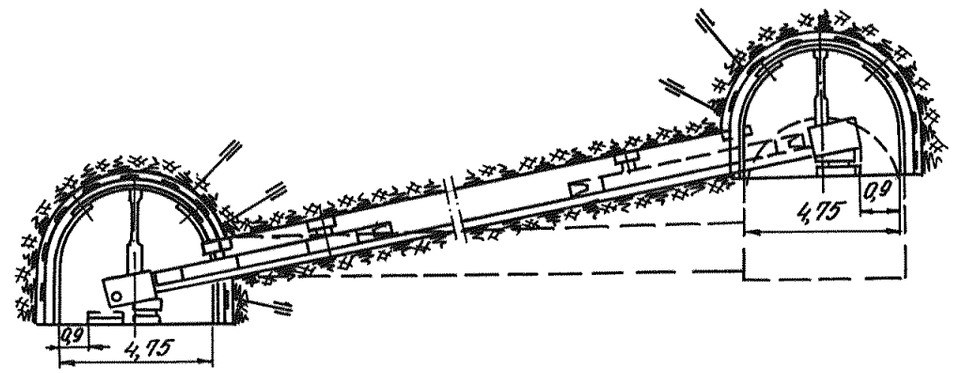


Рис.3.3. Последовательность выполнения концевых операций при двухкомбайновой выемке с выходом исполнительных органов на штреки (*А*) или с фронтальной самозарубкой (*Б*)



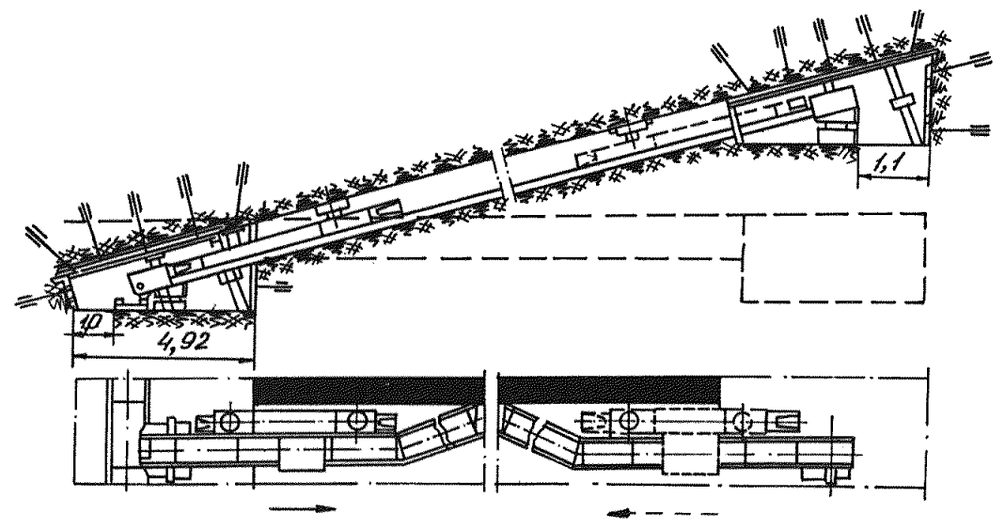


Рис. 3.4. Расположение оборудования на концевых участках лавы при выемке пологих и наклонных пластов комбайном БКТ с конвейером СП64П2 при подвигании лавы по простиранию и по восстанию

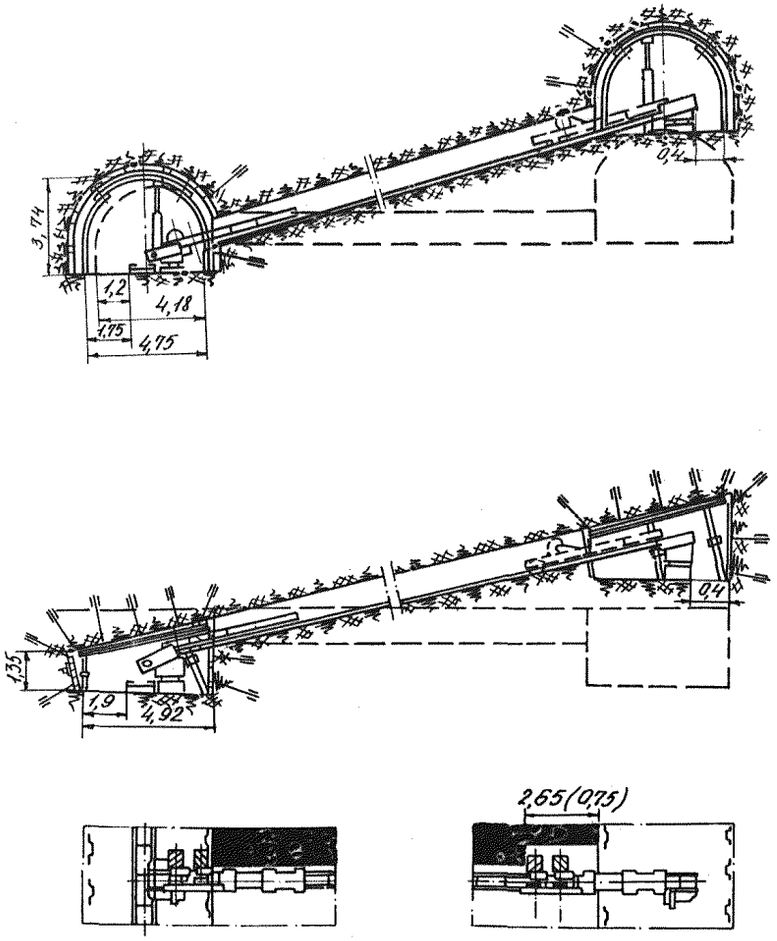


Рис. 3.5. Расположение оборудования на концевых участках лавы при вынемке пологих и наклонных пластов комбайном 1К101 или 2К101 с конвейером СП64П2 при работе по простиранию и по восстанию

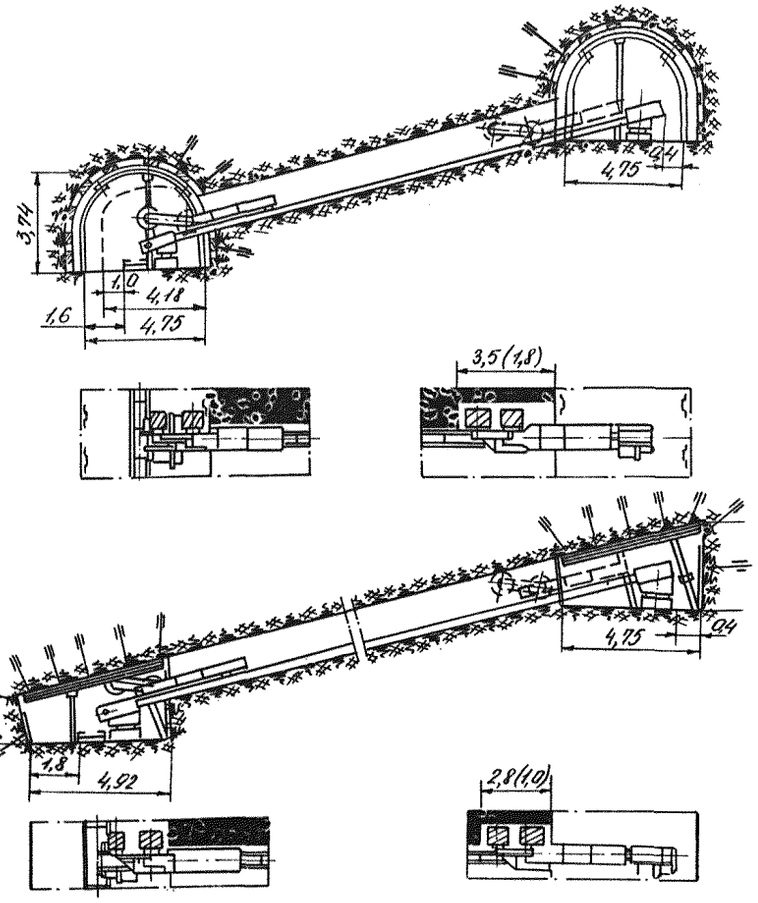


Рис. 3.6. Расположение оборудования на концевых участках лавы при вынемке пологих и наклонных пластов комбайном 2К-52м с конвейером СП202

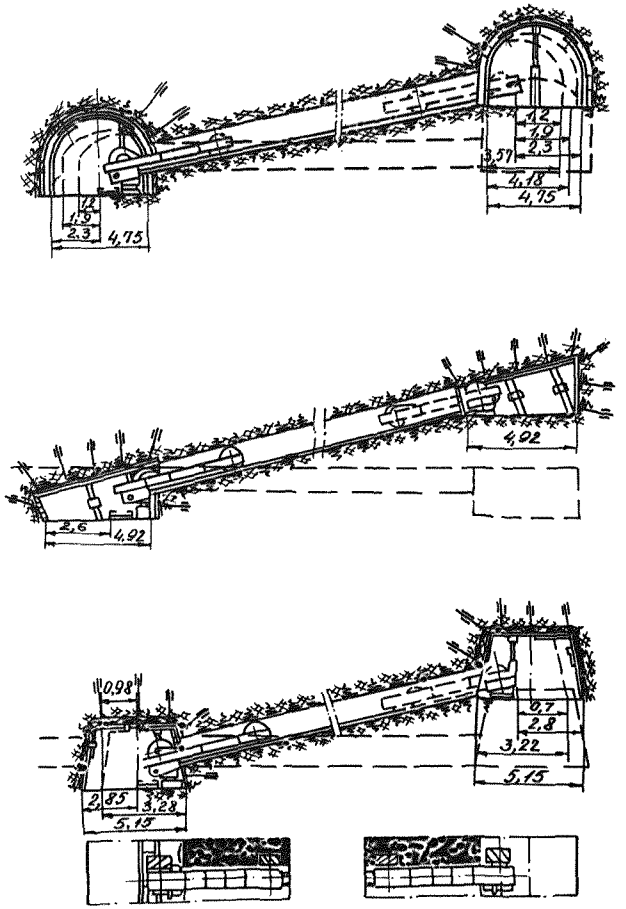


Рис. 3.7. Расположение оборудования на концевых участках лавы при выемке пологих и наклонных пластов комбайном 1ГШ68 с самозарубкой с конвейером СП202 при работе по простиранию и по падению

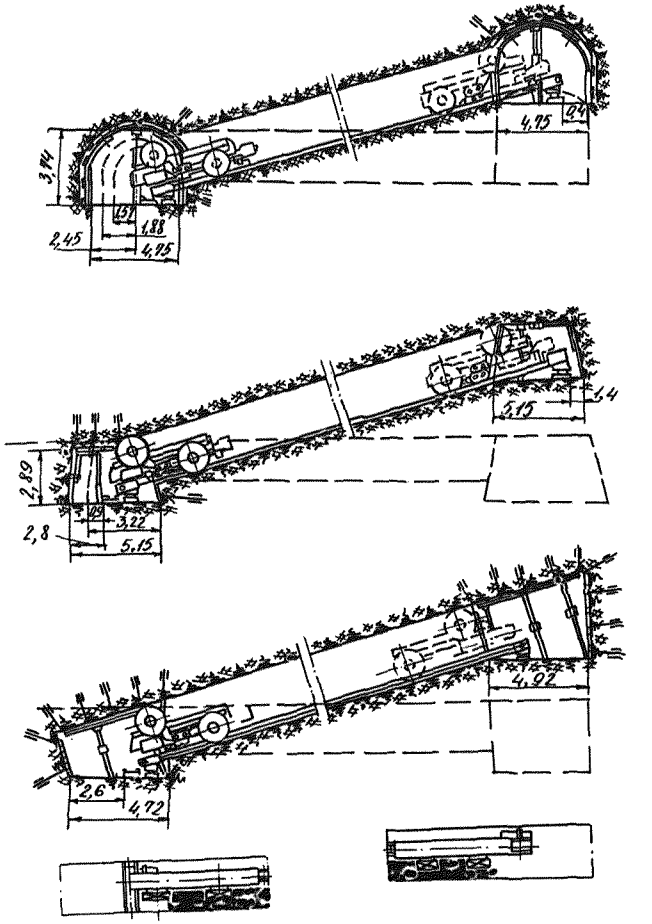


Рис. 3.8. Расположение оборудования на концевых участках лавы при выемке пологих и наклонных пластов комбайном КШ3м с конвейером СП301 при работе по простиранию и по падению

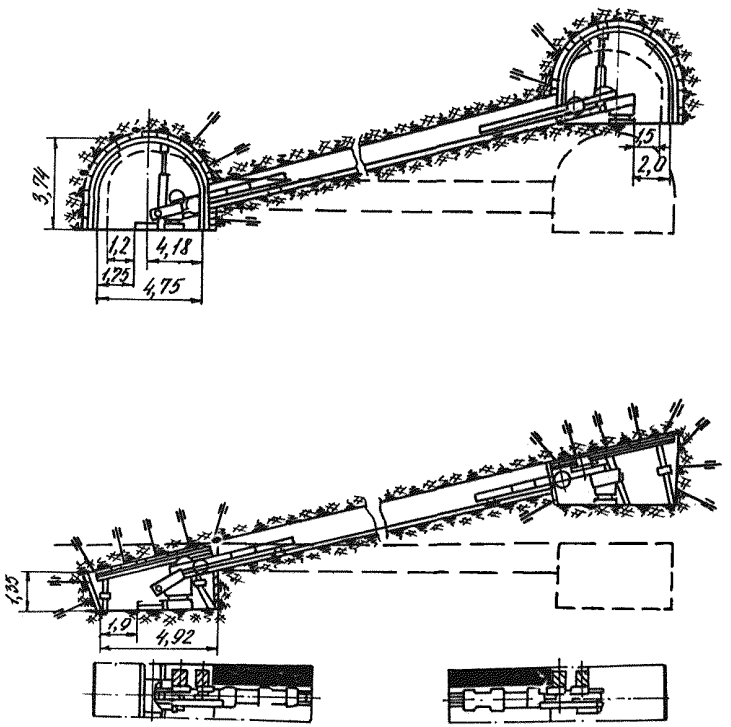


Рис. 3.9. Расположение оборудования на концевых участках лавы при выемке пологих и наклонных пластов двумя комбайнами IKI0I или 2KI0I с конвейером СП64П2 при работе по простиранию и по восстанию

крепление лавы. По окончании выемки демонтируется погрузочное устройство.

При обратном ходе оба комбайна во время передвижки конвейера на забой зарубаются в пласт на величину полезного захвата. Далее производится выемка пласта комбайном 2 на участке длиной 6-8 м, зачистка угля между конвейером и забоем и установка погрузочного устройства. Затем вынимается полоса угля от места зарубки до нижней головки конвейера. Вслед за проходом комбайна производится передвижка конвейера и крепление призабойного пространства.

Комбайном I осуществляются выемка полосы угля верхней части лавы при движении вниз и зачистка угля при движении вверх. Вслед за выемкой производится крепление призабойного пространства.

3.3. Струговые комплексы и струговые установки

3.3.I. Условия применения и технические характеристики

Основные данные об условиях применения и технические характеристики серийно выпускаемых струговых установок УСТ2А, IУСБ67, СН75, УСВ, С075 и осваиваемой производством УСТ2М приведены в табл. 3.5. Соответствующие данные о механизированных струговых комплексах приведены в табл. 3.6.

Струговые установки СН75, УСВ и С075 выпускаются с приводными станциями, которые размещаются в выемочных выработках с помощью гидрофицированных столов С075С, снабженных устройствами для закрепления, передвижки и регулирования их положения в выработках.

Струговая установка УСВ выпускается в трех исполнениях: УСВ.00.00.00I - с расположением обеих приводных станций в очистной выработке, УСВ.00.00.002 - с расположением в очистной выработке одной натяжной приводной станции (оба комплекта для применения на пластах мощностью 0,9-I,9 м с углами падения до 20^{0}), УСВ.00.00.003 - с расположением в очистной выработке обеих приводных станций (для применения на пластах мощностью 0,9-I,7 м с углами падения $20-35^{0}$). Намечено освоить выпуск струговых установок СН75 и С075 с приводными станциями, располагаемыми в очистной выработке, для применения на пластах с углами падения до 35^{0}.

Таблица 3.5

Показатели	Струговая установка					
	УСТ2А	УСТ2М	IУСБ67	УСВ	С075	СН75
Пределы применения:						
по мощности пласта, м	0,55–I,00	0,55–I,00	0,90–2,00	0,80[x]–I,90	0,60[x]–I,20	0,65[x]–I,20
по углу падения, град	0–25	0–25	0–20	0–20	0–20	0–20
по максимальной сопротивляемости пласта резанию, кгс/см:						
в неотжатой зоне	I50	200	200	250	250	300
в зоне работы струга	75	I00	I00	I25	I25	I50
по устойчивости верхней части пласта	Отсутствие самообрушения подработанной стругом верхней части пласта					
по устойчивости и обрушаемости кровли	Кровли 3–7 типов (табл. I4.7) с ограничениями в зависимости от пределов применения используемой крепи					
по сопротивляемости почвы вдавливанию, кгс/см^2	Согласно характеристике крепи					
по газообильности	Нет ограничений					
по обводненности	Снижение устойчивости кровли или сопротивления почвы вдавливанию ниже предела, установленного для крепи					
по углу между линией забоя и выемочной выработкой, град	90±20	90±I0[x]	90±20	90±I0[x]	90±I0[x]	90±I0[x]
Длина в поставке, м	I50, 200	I50, 200	200, 250, 300	200, 250	200	200
Количество и мощность двигателей, кВт:						
струга	2÷3x32	2÷4x55	2÷3x45	2x85	2x80	2x80
конвейера	2÷4x32	2÷4x55	2÷4x45	2x75	2x80	2x80
Калибр и класс прочности тяговой цепи струга	23x86-Д	26x86-Д	26x92-Д	26x92-Д	26x92-Д	26x92-Д
Разрывное усилие, тс	79	79	I00	I00	I00	I00
Калибр и класс прочности тяговой цепи конвейера	I8x64-Д	I8x64-Д	I8x64-Д	23x86-Д	I8x64-Д	I8x64-Д
Разрывное усилие, тс	48	48	48	79	48	48
Скорость движения струга, м/с	0,48	I,48; 0,62	0,65	I,5I; 0,92	I,52; 0,77	I,52; 0,77
Скорость движения скребковой цепи конвейера, м/с	0,88	0,54; I,08	I,I2	0,53; I,00	0,62; I,22	0,62; I,22
Максимальная ширина захвата, м	0,I0	0,I0	0,I5	0,I0	0,07	0,07
Высота струга, мм:						
минимальная	365	330	600	660	330	570
максимальная	565	570	900	I560	8I0	840
Высота конвейера от почвы до верха борта, мм	400	400	535	620	400; 560	400; 560
Размеры рештака, мм:						
ширина	480	480	638	744	642	642
длина	I350	I350	I350	I500	I500	I500
высота	I83	I90	I83	230	I90	I90
Параметры гидропередвижчика линейной части установки:						
шаг установки гидроцилиндров передвижки, м	4,05	2,70; 4,05	4,05	3,00	3,00	3,00
усилие гидроцилиндра, тс	2,5	2,5	2,5	3,0	2,5	5,0
ход штока, м	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7
рабочее давление, кгс/см^2	50	50	50	60	50	I00
рабочая жидкость	Водомасляная эмульсия					
Завод-изготовитель	Скопинский машиностроительный	Шахтинский машиностроительный	Горловский машиностроительный им. С.М.Кирова	Шахтинский машиностроительный		

x) При работе струговой установки с приводными станциями, размещенными в выемочных выработках.

Таблица 3.6

Показатели	Струговый комплекс				
	КІМКС	КІМКС	ІЮМ97Д	ЮМ98С	КТСЧ
Состав комплекса:					
механизированная крепь	ІМКС	МКСУ	ІМК97Д	МК98С	ЗМКС
струговая установка с крепью I типоразмера	ІУСБ67, УСВ, СН75	УСВ, СН75	УСТ2А, С075, СН75	-	-
" " " II "	ІУСБ67, УСВ	УСВ, СН75	-	УСТ2М, С075, СН75, УСВ	С075, СН75, УСТ2М, УСВ
" " " III "	-	УСВ	ІУСБ67, УСТ2А, СН75, С075, УСВ	СН75, С075, УСВ	СН75, С075, УСВ
Пределы применения:					
по вынимаемой мощности пласта в соответствии с высотой I типоразмера крепи	I,I0–I,40	0,95–I,30	0,70–0,95	-	-
II " "	I,30–I,90	I,I5–I,55	-	0,75–I,00	0,70–I,00
III " "	-	I,40–I,95	0,85–I,30	0,90–I,25	0,90–I,25
по углу падения пласта согласно характеристике крепи, град	0–20[x)]	0–35	0–20	0–20	0–35
по устойчивости и обрушаемости кровли	Кровли 3, 4 и 7-го типов (см. табл. I4.7), а также 3.I, 4.I, 5 и 6-го типов при предварительном ослаблении труднообрушающихся пород				
по сопротивляемости почвы вдавливанию (не менее), кгс/см^2	30	30	32	32	27
по сопротивляемости пласта резанию	Соответственно типу струговой установки				
по газообильности	Нет ограничений				
по обводненности	Снижение устойчивости кровли или сопротивления почвы вдавливанию ниже установленного предела				
Конструктивная высота секции крепи, мм:					
минимальная (I, II и III типоразмеры)	855; I035; -	7I0; 800; I000	500; - ; 630	- ; 560; 630	- ; 560; 630
максимальная (I, II и III типоразмеры)	I455; I985; -	I280; I560; I950	985; - ; I330	- ; II00; I260	- ; II00, I260
Ширина перекрытия секции, мм	600	920	400	500	500
Длина перекрытия секции, мм	2975	3250	2725 и 3I60	3420–3560 и 3020–3I60	2950
Длина консоли перекрытия, мм	I525	I550	I225 и I660	I860–2000 и I460–I600	I400
Начальный распор стойки, тс	40	40	30	30	30
Рабочее сопротивление соответственно стойки, секции, комплекта, тс	65; I30; 260	76; I52; 304	40; 80; I60	40; 80; I60	40; 80; I60
Шаг установки комплектов крепи, м	2,0	2,0	I,5	I,5	I,7
Шаг подвигания очистного забоя, после которого повторяется передвижка крепи (в числителе – при шахматной схеме передвижки секций, в знаменателе – при линейной), м	0,65/0,65	0,65/0,65	0,4/0,8	0,4/0,8	0,5/0,5
Шаг передвижки секций крепи (в числителе – при шахматной схеме передвижки секций, в знаменателе – при линейной), м	I,30/0,65	I,30/0,65	0,8/0,8	0,8/0,8	I,0/0,5
Шаг установки гидроцилиндров передвижки струговой установки, м	2,0; 4,0	2,0; 4,0	3,0	3,0	3,4
Ход штока гидроцилиндров передвижки струговой установки, м	0,7	0,7	0,8	0,8	0,9
Тип, число и производительность (л/мин) насосных станций механизированной крепи	СНУ5; 2х80	СНУ5; 2х80	СНУ5; 2х80	СНУ5; 2х80	СНУ5; 2Х80
Рабочее давление, кгс/см^2	200	200	200	200	200
Рабочая жидкость	Водомасляная эмульсия				
Завод-изготовитель	Дружковский машиностроительный им. 50-летия Советской Украины		Каменский машиностроительный		

x) При работе с крепью II типоразмера предел применения по углу падения пласта составляет 0–I5°.

В 1981 г. предполагается начать серийный выпуск струговой установки УСТ2М (взамен УСТ2А) в двух исполнениях: с обеими приводными станциями, располагаемыми в очистной выработке, и с одной приводной станцией, располагаемой в транспортной, а другой – в очистной выработке.

Для выемки тонких и весьма тонких пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, а также пластов-спутников Скошинским машиностроительным заводом серийно изготавливается унифицированная скреперострутаранная установка УС2У, техническая характеристика которой приведена ниже.

Техническая характеристика УС2У

Пределы применения:	
по мощности пласта, м	0,40-0,80
по углу падения пласта, град	0-90
по сопротивляемости пласта разрушению в стабильной зоне (не более), кгс/см:	
скреперострутом	150
" с таранной приставкой	200
тараном	300
Мощность двигателя приводной станции:	
электрического, кВт	1х85
пневматического, л.с.	2х40
Скорость движения исполнительного органа, м/с	1,33; 1,62; 2,07; 2,44; 2,77; 3,27
Калибр тяговой цепи	26х92
Толщина стружки (не более), м	0,02
Соответственно длина, высота и ширина приводной станции, м	4,0; 1,6; 0,8
Масса приводной станции при электродвигателе мощностью 85 кВт, кг	6000
Длина в поставке, м	200

Применение механизированных струговых комплексов и струговых установок с индивидуальной крепью рекомендовано в технологических схемах I (схемы очистного забоя II, III и IУ) и 5 (схемы очистного забоя У, УI, УП), скреперострутаранной установки – в технологической схеме 5 (схема забоя I). При выборе типа механизированной крепи и струговой установки для конкретных горно-геологических условий необходимо учитывать их технические характеристики.

3.3.2. Схемы расположения приводных станций струговых установок в выемочных выработках

Схемы расположения приводных станций струговых установок СН75 и С075 с гидрофицированными столами С075С в выемочных выработках типовых сечений показаны на рис. 3.10.

ШахтНИУИ для размещения приводных станций струговых установок СН75, С075 и УСВ рекомендует следующие минимальные размеры поперечного сечения выемочных выработок в свету:

при прямоугольной форме площадь сечения, ширина и высота конвейерной выработки 11,9 м^2; 4,43 м и 2,68 м, вентиляционной – 8,2 м^2; 3,90 м и 2,09 м;

при арочной форме соответственно конвейерной выработки – 10,4 м^2; 4,18 м и 3,13 м, вентиляционной – 8,2 м^2, 4,07 м и 2,83 м;

при трапециевидной форме площадь сечения, ширина внизу и вверху и высота конвейерной выработки 9,2 м^2; 4,18 м; 3,32 м и 2,46 м, вентиляционной – 7,9 м^2; 4,02 м; 3,30 м и 2,16 м.

Указанные размеры поперечного сечения конвейерной и вентиляционной выработок определены при положении приводных станций, соответствующем величине ℓ (см. рис. 3.10), равной 1,35 м.

При окончательном выборе размеров поперечных сечений выработок необходимо учитывать размещение приводных станций струговой установки и транспортного оборудования, а также условия проветривания.

Значения параметров ℓ, h_c и $h_б$ (см. рис. 3.10) определяются следующими зависимостями:

при отсутствии элементов подпорной крепи у бока выработки со стороны очистного забоя:

в конвейерной выработке $h_б^к = 0{,}120 + h_c^к + \ell\, tg\alpha$;

в вентиляционной " $h_б^в = 0{,}120 + h_c^в + \ell\, tg\alpha$;

при наличии элементов подпорной крепи у бока выработки со стороны очистного забоя:

в конвейерной выработке $h_б^к = 0{,}120 + h_c^к + (\ell + d)tg\alpha$;

в вентиляционной " $h_б^в = 0{,}120 + h_c^в + (\ell + d)tg\alpha$,

где d – ширина пространства от бока выработки до поверхности, на которую опираются гидродомкраты.

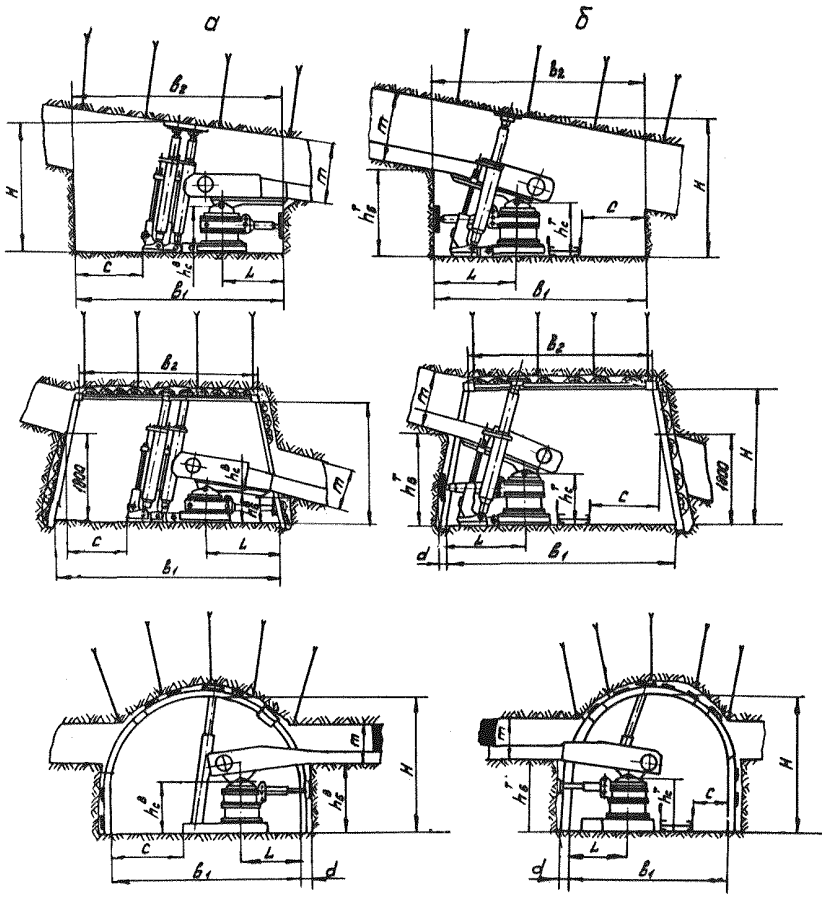


Рис. 3.I0. Схемы расположения приводных станций струговых установок с гидрофицированными столами в вентиляционных (а) и транспортных (б) выработках типовых сечений

В очистных забоях, оборудованных струговыми установками СН75 или СО75, расстояние L при помощи упорных гидродомкратов можно изменять в пределах от I,05 до I,65 м при отсутствии элементов подпорной крепи у бока выработки со стороны очистного забоя и от I,05 до (I,65– d) м при их наличии. При установлении допустимых пределов изменения L учитываются высота бермы $h_б$ и гидрофицированного стола $h_с$, ширина выработки b_1 и условие $c \geq 0{,}7$ м.

Рациональные схемы крепи выемочных выработок прямоугольной формы при расположении в них приводных станций струговой установки (рис. 3.II и 3.I2) позволяют избежать установки дополнительной крепи у сопряжения с очистным забоем, обеспечивают минимальную трудоемкость и наибольшую безопасность работ по возведению и извлечению крепи, рациональное использование ширины выработки для размещения приводных станций и возможность проведения выработки без присечки пород кровли при угле падения пласта до 25°.

Рекомендуемое сочетание металлической податливой крепи МПК с анкерной крепью (см.рис. 3.II и 3.I2) целесообразно и при других типах металлической рамной, а также арочной крепи.

3.3.3. Схемы рационального расположения и передвижки крепи

Совмещение работ по передвижке механизированной крепи с процессом выемки угля струговой установкой наиболее полно обеспечивается при шахматной схеме расположения и передвижки секций крепи и ступенчатой схеме расположения комплектов крепи в группах обособленной передвижки. Меньшее "топтание" кровли при шахматной передвижке секций по сравнению с линейной уменьшает возможность ее обрушения в очистной выработке. Линейную схему расположения комплектов крепи в группах целесообразно применять в условиях, где передвижку крепи нельзя совмещать с выемкой угля.

Шахматная схема установки индивидуальной призабойной крепи позволяет избежать применения временной крепи при недостаточно устойчивой кровле. Посадочные стойки индивидуальной крепи рекомендуется располагать и передвигать только в шахматном порядке, обеспечивающем по сравнению с линейным большую безопасность, а также меньшую трудоемкость работ. Линейная передвижка посадочных стоек предпочтительна при установке гидравлических посадочных стоек с внешним питанием, передвигаемых с помощью гидродомкратов.

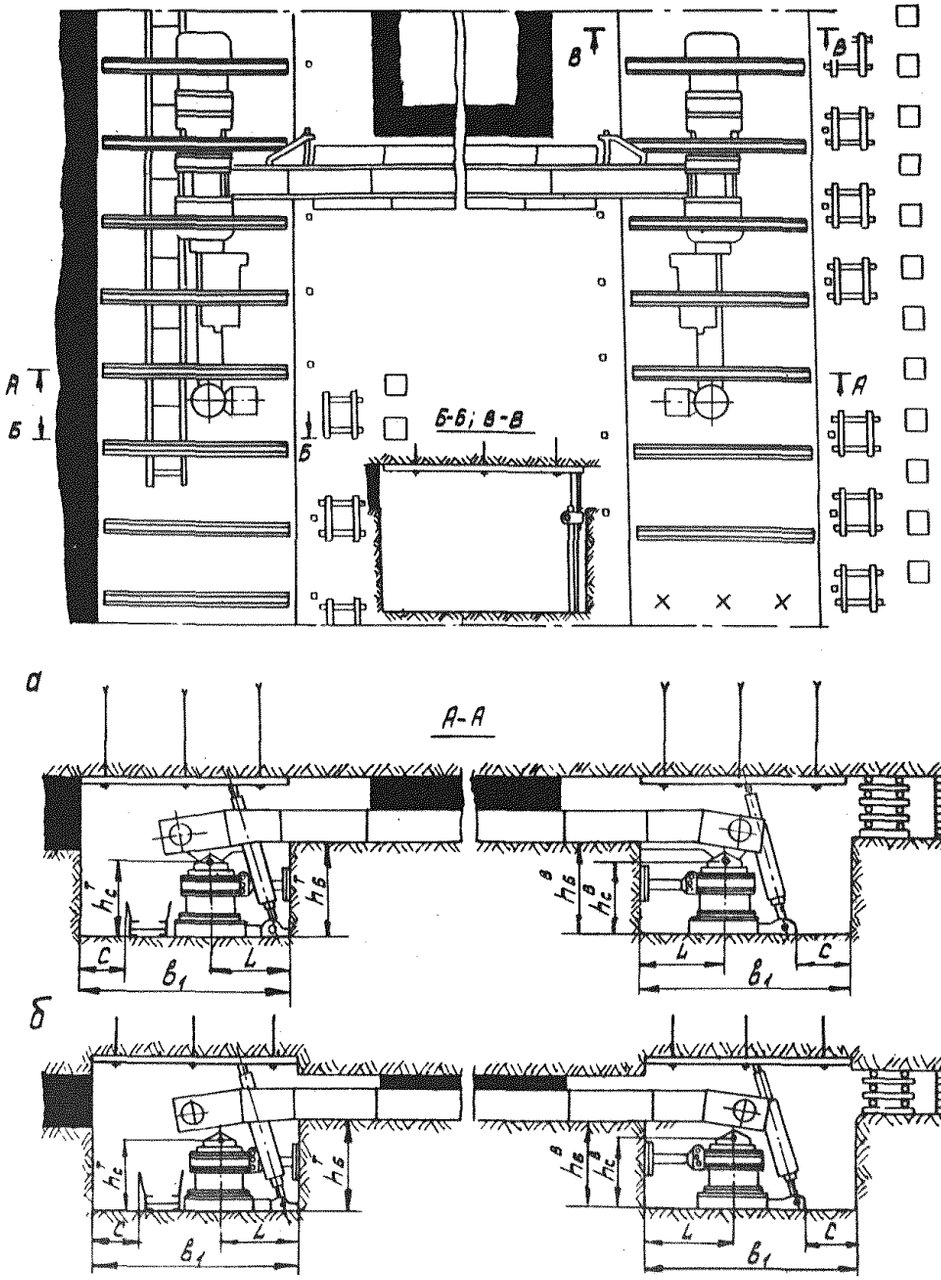


Рис. 3.II. Схемы сопряжений очистного забоя с конвейерной и вентиляционной выработками и размещения в них приводных станций струговой установки СН75 (СО75) и крепи МПК в сочетании с анкерной при разработке пластов мощностью 0,9–1,4 м (а) и мощностью 0,6–0,9 м (б) столбовой системой по восстанию (падению)

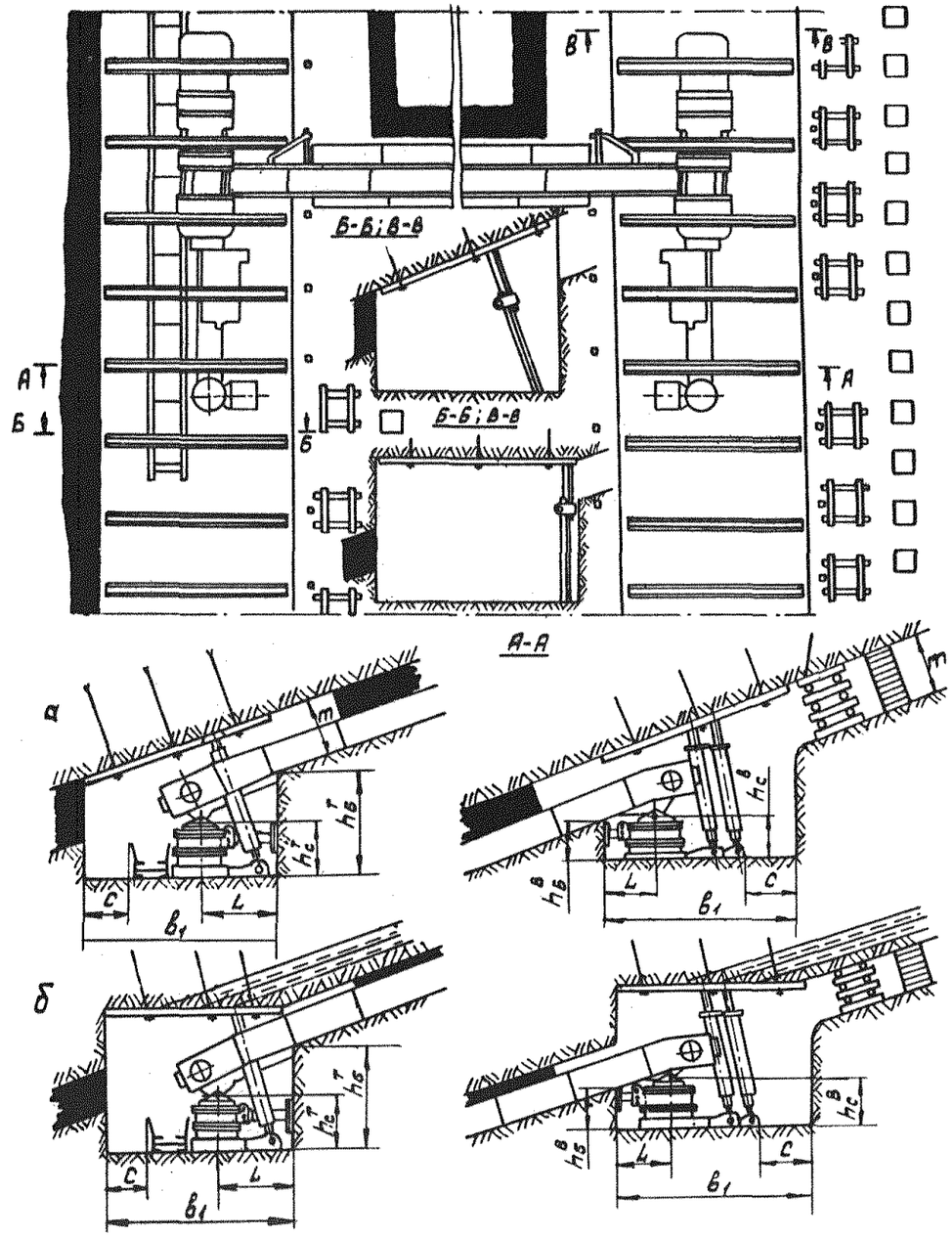


Рис. 3.I2. Схемы сопряжений очистного забоя с конвейерной и вентиляционной выработками и размещения в них приводных станций струговой установки СН75 (СО75) и крепи МПК в сочетании с анкерной при разработке пластов мощностью 0,9 –I,4 м (а) и мощностью 0,6–0,9 м (б) с углом падения 0–20° столбовой системой по простиранию

Таблица 3.7

Струговый комплекс	Состав комплекса		Схема расположения секций в комплектах крепи	Схема передвижки секций крепи	Ширина поддерживаемого призабойного пространства, м					
	Крепь	Струговая установка			от забоя до передней стойки		от забоя до конца перекрытия		общая	
					минимальная	максимальная	минимальная	максимальная	минимальная	максимальная
1КМ97Д	1МК97Д	УСТ2А, УСТ2М	Линейная	Шахматная	1,860	2,260	0,200	0,635	3,360	4,160
		1УСБ67			1,930	2,330	0,270	0,705	3,430	4,230
		СН75			2,060	2,460	0,400	0,835	3,560	4,360
		С075			1,870	2,270	0,210	0,645	3,370	4,170
		УСВ			1,930	2,330	0,270	0,505	3,430	4,230
КМ98С	МК98С	УСТ2М	Линейная	Шахматная	2,060	2,460	0,200	0,600	3,620	4,420
		СН75			2,200	2,600	0,200	0,600	3,760	4,560
		С075			2,060	2,460	0,200	0,600	3,620	4,420
		УСВ			2,070	2,470	0,200	0,600	3,630	4,430
К1МКС	1МКС	1УСБ67	Шахматная	Шахматная	1,780	2,430	0,260	0,910	3,880	4,530
		УСВ			1,810	2,460	0,290	0,940	3,910	4,560
		СН75			1,900	2,550	0,380	1,030	4,000	4,650
К1МКС	МКСУ	УСВ	Шахматная	Шахматная	1,840	2,490	0,290	0,940	4,190	4,840
		СН75			1,930	2,580	0,380	1,030	4,280	4,930
		1УСБ67			1,810	2,450	0,260	0,910	4,160	4,810
КТСЧ	3МКС	С075	Шахматная	Шахматная	1,600	2,100	0,200	0,700	3,650	4,150
		СН75			1,800	2,300	0,400	0,900	3,850	4,350
		УСВ			1,710	2,210	0,310	0,810	3,760	4,260
		УСТ2М			1,600	2,100	0,200	0,700	3,650	4,150

Таблица 3.8

Струговая установка	Тип верняков индивидуальной призабойной крепи	Схема установки призабойной крепи	$\frac{\ell_{шс}}{\ell_{шз}}$ [x]	Ширина поддерживаемого призабойного пространства, м							
				от забоя до передней стойки		от забоя до конца шарнирного верняка, установленного				общая	
				минимальная	максимальная	одновременно со стойкой		с опережением установки стойки		минимальная	максимальная
						минимальная	максимальная	минимальная	максимальная		
УСТ2А, УСТ2М, УС2У	Металлические шарнирные	Линейная	0,8/0,8	I,I0	I,90	0,56	I,36	0,30	I,I0	2,96	3,76
		"	I,0/I,0	I,I0	2,I0	0,43	I,43	0,20	I,20	3,43	4,43
		Шахматная	I,26/0,63	I,I0	I,73	0,26	0,89	0,20	0,83	4,04	4,67
IУСБ67		Линейная	I,I/I,0	I,35	2,35	0,68	I,68	0,35	I,35	3,68	4,68
		Шахматная	I,26/0,63	I,35	I,98	0,5I	I,I4	0,20	0,83	4,29	4,92
С075		Линейная	I,0/I,0	I,30	2,30	0,63	I,63	0,30	I,30	3,63	4.63
		Шахматная	I,26/0,63	I,30	I,93	0,46	I,09	0,20	0,83	4,24	4,87
СН75		Линейная	I,0/I,0	I,50	2,50	0,83	I,83	0,50	I,50	3,83	4,83
		Шахматная	I,26/0,63	I,50	2,I3	0,66	I,29	0,24	0,87	4,44	5,07
УСВ		Линейная	I,0/I,0	I,40	2,40	0,73	I,73	0,40	I,40	3,73	4,73
		Шахматная	I,26/0,63	I,40	2,03	0,56	I,I9	0,20	0,83	4,34	4,97
УСТ2А, УСТ2М, УС2У	Деревянные распилы, располагаемые параллельно или перпендикулярно забою, подлапки или металлические насадки для упора в кровлю	Шахматная	I,0/0,5	I,I0	I,60	-	-	-	-	3,I0	3,50
		"	I,4/0,7	I,I0	I,80	-	-	-	-	3,20	3,90
IУСБ67		"	I,0/0,5	I,35	I,85	-	-	-	-	3,35	4,85
		"	I,4/0,7	I,35	2,05	-	-	-	-	3,45	4,I5
С075		"	I,0/0,5	I,30	I,80	-	-	-	-	3,30	3,70
		"	I,4/0,7	I,30	2,00	-	-	-	-	3,40	4,I0
СН75		"	I,0/0,5	I,50	2,00	-	-	-	-	3,50	4,00
		"	I,4/0,7	I,50	2,20	-	-	-	-	3,60	4,30

x) Числитель $\ell_{шс}$ - шаг установки стоек призабойной крепи в одной линии по направлению подвигания, м; при использовании шарнирных верняков $\ell_{шс} = \ell_в$, где $\ell_в$ - длина шарнирного верняка; знаменатель $\ell_{шз}$ - шаг подвигания забоя, после которого повторяется установка стоек (стоек и верняков) призабойной крепи.

В забоях, оборудованных струговыми комплексами КІМКС и КТСЧ, рекомендуется шахматная схема расположения и передвижки секций крепи и ступенчатая схема расположения комплектов крепи в группах звеньями по два или четыре комплекта. Число комплектов крепи в группе, обслуживаемой одним рабочим, $n_{к.гр}$ определяется возможностью совмещения работ по оформлению забоя и передвижке крепи с выемкой угля струговой установкой. Секции крепи ІМКС и ЗМКС устанавливаются в каждом комплекте с взаимным смещением по направлению передвижки соответственно на 0,65 и 0,5 м, а звенья комплектов секций в каждой группе обособленной передвижки в исходном (конечном) положении смещены одно относительно другого в направлении от забоя к линии обрушения на величину

$$l_{зв} = \frac{l_{ш.з}\, n_{к.зв}}{n_{к.гр}},$$

где $l_{ш.з}$ – шаг подвигания очистного забоя, после которого повторяется передвижка крепи (см. табл. 3.6).

В забоях, оборудованных струговыми комплексами с механизированной крепью ІМК97Д, рекомендуется линейная схема расположения секций в комплектах крепи, шахматная схема их передвижки и ступенчатое расположение комплектов в группах звеньями по три–четыре комплекта.

Струговый комплекс КМ98С проектируется взамен стругового комплекса с крепью ІМК97Д.

Параметры паспортов крепления очистной выработки, характеризующие расположение секций механизированной крепи относительно забоя при работе различных струговых комплексов, приведены в табл. 3.7. Параметры паспортов крепления очистной выработки индивидуальной призабойной крепью приведены в табл. 3.8. Деревянные верхняки индивидуальной крепи рекомендуется применять при разработке пластов с вынимаемой мощностью менее 0,7 м; если вынимаемая мощность пласта менее 0,6 м, деревянные верхняки располагаются параллельно забою.

Наименьшее расстояние от забоя до оси первой стойки a_{min} при установке механизированной и индивидуальной крепи с металлическими шарнирными верхняками определено по формуле

$$a_{min} = max\left(l_{к.п} + l_з;\ b_у + c_{min}\right),$$

где $l_{к.п}$ – длина консольной части перекрытия секции механизированной крепи (металлического шарнирного верхняка индивидуальной крепи);

$l_з$ – ширина верхней части пласта, зависающей относительно поверхности забоя; при отсутствии зависания минимальная величина $l_з$ составляет 0,2 м;

$b_у$ – ширина линейной части струговой установки со стругом (при нейтральном положении резцов) от режущих кромок резцов со стороны забоя до выступающей части боковой поверхности установки; значения $b_у$ для различных струговых установок приведены в табл. 3.9.

Таблица 3.9

Струговая установка	$b_у$, м		
	при работе с механизированной крепью, база которой расположена		при работе с индивидуальной крепью
	у почвы	у кровли	
УСТ2А	I,I6	I,00	I,00
УСТ2М	I,I4	0,98	0,98
ІУСБ67	I,3I	I,28	I,28
УСВ	I,34	I,28	I,34
С075	I,22	I,22	I,22
СН75	I,43	I,4I	I,43

c_{min} – наименьшее расстояние от оси передней стойки до выступающей части боковой поверхности струговой установки;

$$c_{min} = c_{кр} + c_{з.min},$$

$c_{кр}$ – ширина части крепи, выступающей в сторону забоя от оси стойки, м; значения $c_{кр}$ для струговых установок ІМКС, МКСУ, ЗМКС, ІМК97Д (МК98) равны соответственно 0,42; 0,45; 0,20 и 0,34 м;

$c_{з.min}$ – наименьший зазор между частью крепи, выступающей в сторону забоя от оси стойки, и выступающей частью боковой поверхности линейных секций струговой установки, м; $c_{з.min}$ принимается равным 0,05 м. Для определения a_{min} при исходном линейном положении секций в комплектах крепи ІМК97Д, МК98С и шахматной схеме их передвижки, когда после подвигания забоя на первые 0,4 м передвигаются на 0,8 м секции с короткой консолью, $c_{з.min}$ принимается равным 0,45 м.

3.3.4. Контроль за подвиганием очистного забоя для своевременной передвижки крепи и подготовка ниш

Оперативный контроль за подвиганием очистного забоя относительно исходного паспортного положения крепи должен производиться после прохода струга в месте расположения первой секции из

числа подлежащих очередной передвижке в звене комплектов крепи при ступенчатой схеме их расположения звеньями или в группе комплектов при линейной схеме их расположения. Для контроля рекомендуется применять измерительный шаблон, которым измеряется расстояние между выступающей в сторону выработанного пространства частью боковой поверхности линейных секций струговой установки и осью передней стойки секции крепи. На шаблоне должны быть отметки минимального $c_{n.min}$ и максимального $c_{n.max}$ паспортного расстояния от оси передней стойки до выступающей части боковой поверхности линейных секций струговой установки. Значения $c_{n\,min}$ и $c_{n\,max}$ определяются следующими выражениями:

$$c_{n\,min} = a_{min} - b_y + b_c;$$

$$c_{n\,max} = a_{max} - b_y + b_c,$$

где a_{max} – максимальное расстояние от оси передней стойки до забоя;

$$a_{max} = a_{min} + \ell_{ш.з};$$

b_c – ширина, на которую при проходе струга вхолостую отжимается от забоя линейная часть струговой установки; величины b_c струговых установок УСТ2А, УСТ2М, 1УСБ67, УСВ, С075, СН75 соответственно составляют 0,36; 0,42; 0,40; 0,34; 0,35; 0,07 м.

На концевых участках очистного забоя производится выемка ниш, размеры их приведены в табл. 3.10.

Таблица 3.10

Струговая установка	Длина ниши, м, при расположении приводной станции					
	разгрузочной (основной) при работе				натяжной (вспомогательной)	
	без дробилки		с дробилкой			
	в конвейерной выработке	в очистной выработке	в конвейерной выработке	в очистной выработке	в вентиляционной выработке	в очистной выработке
УСТ2А	–	5,0	–	–	–	6,5(5,0)[x]
1УСБ67	–	6,0	–	7,0	–	6,0
СН75	1,5-2,5	6,5	2,5-3,5	7,5	1,5-2,5	6,5 / 8,5 [xx]
С075	1,5-2,5	6,5	2,5-3,5	7,5	1,5-2,5	6,5 / 8,5 [xx]
УСВ	1,5-2,5	7,0	2,5-3,5	8,0	1,5-2,5	7,0 / 9,0 [xx]
УСТ2М	1,5-2,5	5,5	–	–	–	7,0(5,5)[x]

[x] В скобках – при системе разработки по восстанию (падению) пласта.

[xx] В числителе – при угле падения пласта до 20°, в знаменателе – от 20 до 35°.

3.4. Скребковые забойные конвейеры

Тип скребкового забойного конвейера выбирается с учетом производительности выемочной машины и горно-геологических условий. В табл. 3.11 приведены технические характеристики отечественных забойных конвейеров, а в табл. 3.12 – рекомендуемые сочетания забойных скребковых конвейеров с выемочными комбайнами.

Скребковые конвейеры, установленные в штреках или других выработках, допускается использовать только в качестве перегружателей небольшой длины; производительность перегружателей и конвейеров в штреках должна быть выше, чем забойного конвейера. Скребковые передвижные забойные конвейеры следует применять в комплекте с зачистными лемехами, кабелеукладчиками, удерживающими устройствами и передвижчиками. Соответствие установленной мощности приводной станции и тяговых усилий рабочей и порожняковой ветви цепи создает благоприятные условия для работы конвейера: уменьшаются величины натяжений на изогнутых участках, износ цепи и элементов става.

На основе расчета мощности приводя конвейеров принимается нужное количество приводных блоков.

Таблица 3.II

Мощность пласта, м	Тип конвейера или перегружателя	Производительность, т/ч	Максимальная длина в поставке, м	Мощность привода, кВт	Завод-изготовитель	Стадия освоения
Передвижные конвейеры для узкозахватных комбайнов						
До 1,0	СП64П2	400, 300	200	110х2=220 55х4=220	Скопинский машиностроительный	Установочная серия, базовый тип, серийное производство с 1980 г.
	СП63М	360	300	45х4=180	"Свет шахтера"	Серийное производство
	КМ8I-02БМ	380	150	45х4=180	То же	То же
	СП202	600	200	110х2=220 55х4=220	" "	Базовый тип. Серийное производство
Более 1,0	СПМ87ДН	300	170	45х3=135	" "	Серийное производство
	СП87П	600	200	110х2=220 55х4=220	" "	Базовый тип, серийное производство
	СП205	660	250	110х4=440	" "	Опытные образцы
	СКТ64	400	60	32х2=64	Анжерский машиностроительный	Серийное производство
	СУ1МК (КИЗМ)	265	155	55х3=165	Скопинский и Узловский машиностроительные	То же
	СУ2МКМ (2КИ)	265	155	55х3=165	То же	" "
	СУОКП	380	155	55х3=165	" "	" "
	СП30I	800	200	110х3=330	"Свет шахтера"	Опытный образец, базовый тип, серийное производство с 1980 г.
	СПЦ26I	900	200	110х4=440	Анжерский машиностроительный "Свет шахтера"	Опытный образец, базовый тип, серийное производство с 1981 г.
Разборные конвейеры						
До 1,0	СКЭб (СКЭбР)	100	150	22х2=44	"Свет шахтера"	Серийное производство
	С53А	225	120	32	Анжерский машиностроительный	То же
Более 1,0	С53МУ	225	150	45	То же	Базовый тип, серийное производство
	СР70А	260	150	32х2=64	" "	Серийное производство
	СР70М	450	250	45х4=180	" "	Базовый тип, серийное производство

Таблица 3.I2

Тип комбайна	Тип забойного конвейера	
	применяемого	нового
БКТ	СП203	СП64П2
КА72	СВ7I	СП64П2
IKI0I	СП63М	СП64П2
2KI0I		СП64П2
2К52М	СП63М, СПМ87ДН (комплекс КМ87)	СП202, СП87П
2ГШ68, 2ГШ68, КШIкг	СП63М, СПМ87ДН, СУОКП, СУ2МКМ (2КИ) СУIМК (КИЗМ)	СП202, СП87П, СПЦ26I
КШ3М, 2КШ3	КМ8I02БМ, СПМI30	СП30I, СПЦ26I
КI20	СПМI20К	СПЦ26I

3.5. Индивидуальная крепь

В горно-геологических условиях, для которых до настоящего времени не созданы механизированные комплексы, технологическими схемами предусматривается применение индивидуальной металлической крепи. При выборе типа индивидуальной крепи предпочтение следует отдавать гидравлическим стойкам.

Гидравлические призабойные стойки с металлическими шарнирными верхняками и гидравлическая посадочная крепь рекомендуются для применения на пологих пластах мощностью 0,7-2,5 м. На пологих пластах мощностью 2,5-3,5 м допускается применять гидравлические стойки с деревянными верхняками, так как для этих условий пока не созданы металлические верхняки. На пологих пластах мощностью менее 0,7 м, а также на наклонных рекомендуется применять стойки трения постоянного сопротивления.

Технические характеристики металлической индивидуальной крепи приведены в табл. 3.I3-3.22.

Для крепления ниш при применении механизированной крепи рекомендуется использовать гидравлические стойки и металлические шарнирные верхняки.

В технологических схемах предусмотрено применение индивидуальной крепи, серийное производство которой освоено.

Гидравлические стойки ГСУМ предназначены для крепления очистных забоев на пластах мощностью 0,68-2 м с углами падения до

Таблица 3.I3

Показатели	Типоразмеры по ГОСТ I7693-72							
	4(ГСУМ1)	5(ГСУМ2)	6(ГСУМ3)	7(ГСУМ3А)	8(ГСУМ4)	9(ГСУМ5)	I0(ГСУМ5А)	II(ГСУМ6)
Рабочее сопротивление, тс	20	20	20	20	20	20	20	20
Начальный распор, тс	7-I0	7-I0	7-I0	7-I0	7-I0	7-I0	7-I0	7-I0
Темп раздвижки за один цикл работы насоса,мм:								
при раздвижке	20	20	20	20	20	. 20	20	20
при распоре	I,0	I,0	I,0	I,0	I,0	I,0	I,0	I,0
Минимальная высота (с первой насадкой), мм	500	560	630	7I0	800	900	I000	II20
Раздвижность, мм	I60	240	270	290	350	400	400	500
Пределы применения по мощности пласта, м	0,64-0,84	0,7I-0,98	0,86-I,I8	0,98-I,32	I,09-I,42	I,2I-I,65	I,33-I,87	I,47-2,0I
Масса, кг	20,0	22,5	25,6	28,I	30,0	39,3	37,3	4I,0

35°. Стойки ГСУМ выпускаются восьми типоразмеров со сменными насадками под металлический и деревянный верхняки. Техническая характеристика стоек ГСУМ приведена в табл. 3.I3.

Таблица 3.I4

Показатели	Типоразмеры по ГОСТ I7693-72				
	ГI3	ГI4	ГI5	ГI6	ГI7
Рабочее сопротивление, тс	25	25	25	25	25
Начальный распор, тс	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5
Темп раздвижки за один цикл работы насоса, мм:					
при раздвижке	20	20	20	20	20
при распоре	I,2	I,2	I,2	I,2	I,2
Минимальная высота (с первой насадкой), мм	I400	I600	I800	2000	2240
Раздвижность, мм	600	640	700	800	800
Пределы применения по мощности пласта, м	I,82-2,26	2,06-2,50	2,32-2,78	2,55-3,08	2,84-3,4I
Масса (с первой насадкой),кг	57,9	63,I	69,2	74,I	78,6

Гидравлические стойки 2ГСК предназначены для крепления очистных забоев на пологих пластах мощностью I,74-3,40 м и выпускаются пяти типоразмеров - ГI3-ГI7 - с шестью насадками под металлический и деревянный верхняки; изготовляются Карагандинским объединением по производству горношахтного оборудования ("Каргормаш"). Техническая характеристика стоек 2ГСК приведена в табл. 3.I4.

Гидравлические стойки внешнего питания 2ГВТ и 2ГВС с I972 г. изготовляются объединением "Каргормаш", выпускаются с головками под деревянный и металлический верхняки. Их применение снижает на I5-20% трудоемкость работ по креплению забоя и управлению кровлей в лавах. Технические характеристики стоек 2ГВТ и 2ГВС приведены в табл. 3.I5 и 3.I6.

Металлические шарнирные верхняки ВI5Б, В20Б и М7IС предназначены для крепления очистных забоев в комплекте с металлическими стойками, имеющими рабочее сопротивление не более I5 тс (2ВI5Б, 3ВI5Б); 20 тс (IВI5Б, В20Б) и 25 тс (М7IС). Верхняки ВI5Б и В20Б изготовляются дружковским машиностроительным заводом, верхняки М7IС - Киселевским машиностроительным. Технические характеристики верхняков приведены в табл. 3.I7.

Стойки трения постоянного сопротивления ТУ предназначены для крепления очистных забоев на пологих пластах мощностью 0,5I-I,30 м. Выпускаются Дружковским машиностроительным заводом. Техническая характеристика стоек ТУ приведена в табл. 3.I8.

Таблица 3.I5

Показатели	Типоразмеры по ГОСТ I7693-72								
	ГВ4	ГВ5	ГВ6	ГВ7	ГВ8	ГВ9	ГВI0	ГВII	ГВI2
Рабочее сопротивление, тс	20	20	20	20	20	20	20	25	25
Начальный распор при давлении в магистрали I50 кгс/см², тс	9,5	9,5	9,5	9,5	9,5	9,5	9,5	9,5	9,5
Скорость раздвижки стойки при давлении в магистрали I50 кгс/см², мм/с	20	20	20	20	20	20	20	20	20
Минимальная высота, мм	500	560	630	7I0	800	900	I000	II20	I250
Раздвижность, мм	2I0	270	320	390	450	550	600	680	750
Пределы применения по мощности пласта, м	0,72-0,85	0,79-0,97	0,88-I,09	0,98-I,24	I,08-I,43	I,20-I,63	I,32-I,78	I,48-2,00	I,65-2,26
Масса (с первой насадкой), кг	23,0	25,0	28,0	30,0	33,0	37,0	40,0	47,0	5I,0

Таблица 3.I6

Показатели	Типоразмеры по ГОСТ I7693-72				
	ГВI3	ГВI4	ГВI5	ГВI6	ГВI7
Рабочее сопротивление, тс	25	25	25	25	25
Начальный распор при давлении в магистрали I50 кгс/см², тс	9,5	9,5	9,5	9,5	9,5
Скорость раздвижки стойки при давлении в магистрали I50 кгс/см², мм/с	20	20	20	20	20
Минимальная высота, мм	I400	I600	I800	2000	2240
Раздвижность, мм	600	640	700	800	800
Пределы применения по мощности пласта, м	I,82-2,26	2,06-2,50	2,32-2,78	2,55-3,08	2,84-3,4I
Масса (с первой насадкой), кг	5I,9	56,9	63,4	66,5	70,9

Таблица 3.I7

Типоразмеры верхняка	Длина по осям шарниров, мм	Размеры балки, мм		Допустимый изгибающий момент, тс.м		Масса верхняка, кг
		высота	ширина	балки	шарнирного замка	
IВI5Б	800	60	70	2,4	I,I	I6,4
2ВI5Б	I000	60	70	2,4	I,I	I9,4
3ВI5Б	I260	60	70	2,4	I,I	23,I
IВ20Б	800	86	70	4,0	I,5	I8,9
2В20Б	I000	86	70	4,0	I,5	2I,9
3В20Б	I260	86	70	4,0	I,5	25,9
М7ICI	800	86	80	4,0	I,8	23,0
М7IC2	I000	86	80	4,0	I,8	27,2
М7IC3	I250	86	80	4,0	I,8	32,9

Таблица 3.I8

Показатели	Типоразмеры							
	T1У	T2У	T3У	T4У	T5У	T7У	T8У	T9У
Рабочее сопротивление, тс	I5	I5	I5	I5	20	20	20	20
Начальный распор, тс	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5
Начальное сопротивление, тс	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
Минимальная высота, мм	360	400	450	500	560	630	7I0	800
Раздвижность, мм	200	240	270	3I0	360	370	4I0	450
Пределы применения по мощности пласта, м	0,5I-0,60	0,56-0,68	0,64-0,78	0,70-0,88	0,77-I,00	0,89-I,08	0,99-I,I3	I,I0-I,33
Масса, кг	I2,9	I3,7	I4,5	I5,2	24,8	25,8	29,0	3I,0

Стойки трения постоянного сопротивления Т⊼ с самозатяжным устройством предназначены для крепления очистных забоев на пологих пластах мощностью I,2I-I,88 м; выпускаются Дружковским машиностроительным заводом. Техническая характеристика стоек Т⊼ приведена в табл. 3.I9.

Таблица 3.I9

Показатели	Типоразмеры стоек		
	9Т	I0Т	IIТ
Рабочее сопротивление, тс	25	25	25
Начальный распор, тс	I,5	I,5	I,5
Начальное сопротивление, тс	5	5	5
Минимальная высота, мм	900	I000	II20
Раздвижность, мм	500	600	680
Масса, кг	40,7	43,6	46,4

Стойки трения постоянного сопротивления ТПК разработаны на базе стоек М20М и ОМ20 и предназначены для крепления очистных забоев на пологих пластах мощностью 0,89-2,I4 м; выпускаются объединением "Каргормаш".

Техническая характеристика стоек ТПК приведена в табл. 3.20.

Таблица 3.20

Показатели	Типоразмеры							
	Т6	Т7	Т8	Т9	Т10	Т11	Т12	Т13
Рабочее сопротивление, тс	20	20	20	25	25	25	25	25
Начальный распор, тс	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5	I,5
Начальное сопротивление, тс	5-8	5-8	5-8	5-8	5-8	5-8	5-8	5-8
Минимальная высота, мм	630	7I0	800	900	I000	II20	I250	I400
Раздвижность, мм	400	460	550	630	720	840	950	950
Пределы применения по мощности пласта, м	0,88-I,II	0,97-I,25	I,08-I,43	I,22-I,68	I,34-I,82	I,48-2,06	I,65-2,30	I,82-2,45
Масса, кг	24,8	26,6	28,8	3I,5	45,6	49,8	53,9	57,0

Посадочные стойки ОКУм предназначены для управления кровлей полным обрушением в лавах пологих пластов мощностью 0,65-2,00 м; выпускаются Дружковским и Киселевским машиностроительными заводами и объединением "Каргормаш". Техническая характеристика стоек ОКУм приведена в табл. 3.2I.

Гидрофицированная посадочная крепь "Спутник" предназначена для механизации работ по передвижке конвейера и управлению кровлей в очистных забоях на пластах мощностью 0,6-I,8 м с углами падения до 15°. В качестве призабойной крепи совместно с крепью

Таблица 3.2I

Показатели	Типоразмеры						
	ОКУмОIБ	ОКУмОI	ОКУмО2	ОКУмО3	ОКУмО4	ОКУмО5	ОКУмО6
Сопротивление, тс:							
начальное	20–25	20–25	40	40	40	40–60	40–60
рабочее	I00	I00	I50	I50	I50	200	200
Рабочая податливость (не более), мм	40	40	80	80	80	I40	I40
Минимальная высота, мм	323	388	460	560	700	825	I035
Раздвижность, мм	262	3I7	400	490	6I5	775	965
Пределы применения по мощности пласта, м	0,45–0,58	0,55–0,70	0,65–0,87	0,75–I,05	0,89–I,3I	I,I0–I,60	I,40–2,00
Масса, кг	95,2	I44,4	I63,6	I88,5	2I2,5	32I,4	363,7

"Спутник" применяются стойки 2ГВТ или ГСУМ и верхняки В15Б и В20Б. Крепь "Спутник" выпускается объединением "Каргормаш". Техническая характеристика крепи приведена в табл. 3.22.

Таблица 3.22

Показатели	Типоразмеры			
	I	II	III	IУ
Рабочее сопротивление крепи, тс/м	60	60	60	60
Рабочее сопротивление стойки, тс	80	80	80	80
Начальный распор, тс	47	47	47	47
Минимальная высота, мм	460	560	700	950
Раздвижность, мм	290	490	690	800
Пределы применения по мощности пласта, м	0,60–0,85	0,75–I,I0	0,90–I,50	I,20–I,80
Масса секции крепи, кг	3I5	340	384	420

3.6. Основные средства механизации вспомогательных работ в очистных забоях[x)]

Расштыбовщик РКС. Предназначен для удаления угольной мелочи с нижней ветви скребкового конвейера типа СП в месте перегрузки угля.

x) Полный перечень оборудования см. в книге "Средства механизации вспомогательных работ на угольных шахтах". Каталог-справочник (М., ЦНИЭИуголь, I976).

Техническая характеристика

Производительность, т/ч, при скорости движения, м/с:	
0,58 (основная)	9
0,67 (при сменных парах шестерен)	I0
0,80 (при сменных парах шестерен)	I2
Тяговый орган	Скребковая круглозвенная цепь
Масса, кг	I400

Расштыбовщик имеет общий со скребковым конвейером привод и состоит из приводной станции, исполнительного органа в виде круглозвенной цепи с консольными скребками, рештачного става и натяжной станции.

Круглозвенная цепь с консольными скребками проходит по нижнему желобу рештачного става под переходную секцию конвейера, где загружается угольной мелочью, и транспортирует ее по рабочему желобу рештачного става на приводную станцию. Там угольная мелочь разгружается на то же транспортное средство, на которое разгружает уголь скребковый конвейер.

Расштыбовщик РКС изготавливается производственными объединениями "Донецкуголь" и "Кадиевуголь".

Гидропередвижчик УГ. Предназначен для передвижки забойных изгибающихся скребковых конвейеров длиной до 250 м в лавах с узкозахватной выемкой угля и индивидуальной крепью на пологих и наклонных пластах мощностью свыше 0,55 м.

Техническая характеристика

Гидродомкрат:	
ход штока, мм	600
усилие, кгс:	
прямого хода	I0200
обратного хода	6I00
шаг расстановки гидродомкратов, м	2,7; 5,4; 8,I
масса одного домкрата, кг	68,4
Подъемник:	
ход штока, мм	250
усилие подъема, кгс	I0200
шаг расстановки подъемников, м	I6,2
масса одного подъемника, кг	53
Тип насосной станции	СНУ5
Давление жидкости в магистрали, кгс/см^2	I80
Рабочая жидкость	Водная эмульсия с 1,5%-ным содержанием присадки ВНИИНП-II7

Гидропередвижчик состоит из концевых гидравлических домкратов для передвижки приводных станций конвейера, комплекта линейных гидравлических домкратов и подъемников для передвижки и подъема става, гидрокоммуникаций, пультов управления и насосной станции.

Крепление домкратов и подъемников к конвейеру осуществляется с помощью кронштейнов. Раскрепление гидродомкратов производится стойками на специальных опорах.

Изготовитель – Карагандинское объединение по производству горношахтного оборудования.

Гидропередвижчик ГІ. Предназначен для передвижки скребковых конвейеров типа СП вместе с комбайном.

Техническая характеристика

Гидродомкрат:	
ход штока, мм	400
усилие, кгс:	
при длительной нагрузке	9500
" кратковременной "	I2000
Маслостанция:	
тип насоса	НШ–I0
давление при длительной нагрузке, кгс/см^2	I00
емкость маслобака, л	8,8
рабочая жидкость	Масло индустриальное 20 (ГОСТ I707–5I)
Привод:	
тип	Электросверло СЭРI9М
мощность (получасовая), кВт	I,2
Масса, кг	72,8

Гидропередвижчик состоит из гидравлического домкрата двустороннего действия, маслостанции, высоконапорного рукава и блока управления. В качестве привода маслостанции используется ручное электросверло.

Перед началом работы расчищается новая дорога под став, и гидродомкрат устанавливается так, чтобы шток упирался в раму конвейера, а специальная опора – в распорную стойку. При включении электросверла и повороте крана гидроблока управления шток гидродомкрата передвигает приводную станцию конвейера вместе с комбайном. Для возврата штока в исходное положение необходимо переключить кран гидроблока.

Гидропередвижчики ГІ изготавливаются всесоюзным научно-производственным объединением "Углемеханизация".

Гидравлический домкрат ДГЗБМ. Предназначен для передвижки изгибающихся скребковых конвейеров типа СП.

Техническая характеристика

Гидродомкрат:	
ход штока, мм	725
усилие штока, кгс	
при длительной нагрузке	3850
" кратковременной "	5200
Маслостанция:	
тип насоса	НШ–I0
давление при длительной нагрузке, кгс/см^2	I00
рабочая жидкость	Масло индустриальное 20 (ГОСТ I707–5I)
Масса, кг	53,3

Гидродомкрат состоит из цилиндра, корпуса, гидроблока, поршня со штоком, крышки и приводного валика. Привод насоса – ручное электросверло.

Перед началом работы гидродомкрат устанавливают перпендикулярно к забою. Крышку гидродомкрата упирают в стойку призабойной крепи, шток присоединяют к конвейерному ставу, а шпиндель электросверла соединяют с приводным валиком. При включении электросверла и повороте крана гидроблока шток выдвигается и передвигает конвейер. Для возврата штока в исходное положение необходимо переключить кран управления.

Изготовители – производственные объединения "Воркутауголь" и "Челябинскуголь", трест "Ворошиловградуглеремонт".

Приспособление для подъема става скребкового конвейера. Применяется в лавах с волнистой почвой, оборудованных механизированной крепью.

Техническая характеристика

Высота подъема става, мм	300–500
Габариты, мм:	
длина	950–I800
ширина	585
высота	700
Масса, кг	45

Приспособление состоит из круглозвенной цепи, траверсы и балки. Для поднятия става конвейера траверсу заводят в рештак, а балку укладывают на перекрытие предварительно опущенной секции крепи. При поднятии секции вместе с крепью поднимается рештачный став.

Изготовители – производственные объединения "Новомосковскуголь" и "Первомайскуголь".

Устройство УПК. Предназначено для удержания от сползания и подтягивания скребкового забойного конвейера СП63 в очистных забоях на пластах мощностью 0,95–I,80 м с углами падения до 35^0. Кроме того, при помощи устройства УПК можно механизировать передвижку приводных станций конвейера и крепление кровли над ними, а также производить регулирование натяжения скребковой цепи и разворот конвейера в плоскости пласта.

Техническая характеристика

Максимальное сопротивление четырех стоек, тс	280
Рабочая жидкость	Водомасляная эмульсия с присадкой ВНИИНП-II7
Питание	От насосной станции СНУ5 или гидросистемы крепи
Рабочее давление в гидросистеме, кгс/см^2	I60
Шаг передвижки, мм	850
Усилия, развиваемые гидродомкратами, тс:	
при подтягивании привода	80
" передвижке "	23
Удельное давление опор, кгс/см^2:	
на кровлю пласта	4I,8
" почву "	33
Масса, т	6,3; 6,4

Устройство монтируется на приводной станции конвейера и состоит из гидростоек для распора и удержания конвейера, рессорных верхняков для поддержания кровли над приводом, гидродомкратов для передвижки привода и выдвижки балок на забой, гидродомкратов для подтягивания конвейера, блока управления устройством насосной станции, основной и вспомогательной балок. Устройство УПК изготовляется двух типоразмеров: I типоразмер без рессорных верхняков применяется на пластах мощностью 0,95–I,40 м, с рессорными верхняками – на пластах мощностью I,I0–I,55 м; II типоразмер с рессорными верхняками применяется на пластах мощностью I,25–I,80 м.

Устройство УПК изготавливается Карагандинским объединением по производству горношахтного оборудования.

4. УЧАСТКОВЫЙ ТРАНСПОРТ

4.I. Конвейерные линии

Транспортирование угля от очистных забоев по горизонтальным и наклонным выработкам выемочного участка должно производиться, как правило, ленточными конвейерами. В непрямолинейных выработках, где потребовалась бы установка более трех ленточных конвейеров, могут применяться пластинчатые изгибающиеся конвейеры. Применение двухцепных разборных и специальных угловых скребковых конвейеров допускается только в просеках, печах и сбойках общей длиной до I20–I50 м. При малых нагрузках в этих выработках могут применяться и одноцепные скребковые конвейеры. Применение скребковых конвейеров допускается в тех случаях, когда нельзя применить ленточные или пластинчатые конвейеры.

Технические характеристики ленточных и пластинчатых конвейеров, выпускаемых и подготавливаемых к выпуску в ближайшие годы, приведены в табл. 4.I и 4.2.

При отсутствии на шахте ленточных конвейеров унифицированного ряда допускается их замена серийно выпускаемыми конвейерами других типов с соответствующими параметрами.

Выбор конвейеров во всех случаях следует производить по методике, изложенной в "Основных положениях по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт" (М., ИГД им. А.А.Скочинского, I977).

Основными технологическими требованиями, предъявляемыми к конвейерам при их выборе для конкретных горнотехнических условий, являются: возможность приема на несущий орган поступающих максимальных минутных грузопотоков без просыпания угля на почву и обеспечение нормального режима работы привода и ленты в периоды максимального поступления угля на конвейер. В соответствии с этими требованиями в качестве основных технических параметров конвейера приняты его приемная способность и техническая производительность.

Под приемной способностью конвейера понимается количество угля, которое может принять в единицу времени (минуту) движущаяся лента (или пластинчатое полотно) при наибольшем допустимом заполнении ее грузом. Приемная способность для каждого типоразмера конвейера является постоянным параметром и определяется

Таблица 4.I

Модель конвейера	Приемная способность конвейеров, м³/мин		Ширина ленты, мм	Скорость движения ленты, м/с	Пределы производительности, обеспечивающие рациональное использование конвейеров, т/ч		Суммарная мощность привода, кВт	Основное назначение	Год начала промышленного производства	Завод-изготовитель
	стационарных	полустационарных			минимум	максимум				
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
1Л80	7,2 9,3	6,5 8,4	800	I,60 2,00	I00 I50	330 420	40	Для участковых выработок с углами наклона от –3 до +6°	Серийное производство	Александровский машиностроительный
1ЛТ80	–	6,5 8,4	800	I,60 2,00	I00 I50	330 420	40	Для выработок, непосредственно примыкающих к лавам, с углами наклона от –3 до +6°	То же	То же
1ЛБ80	7,2 9,3	6,5 8,4	800	I,60 2,00	I00 I50	330 420	40	Для участковых бремсбергов с углами наклона от-3 до-I6°	" "	" "
2Л80	7,2 9,3	6,5 8,4	800	I,60 2,00	I00 I50	330 420	До II0	Для участковых выработок с углами наклона от –3 до +6°	" "	" "
2ЛТ80	– –	6,5 8,4	800	I,60 2,00	I00 I50	330 420	До II0	Для выработок, непосредственно примыкающих к лавам, с углами наклона от –3 до +6°	" "	" "
2ЛБ80	7,2 9,3	6,5 8,4	800	I,60 2,00	I00 I50	330 420	До II0	Для участковых бремсбергов с углами наклона от -3 до-I6°	" "	" "
3ЛН80	4,7–3,5	–	800	I,60	50	200	200	Для уклонов с углами наклона от+I8 до +25°	" "	" "
1Л100	II,2	–	I000	I,60	I50	530	200	Для выработок с углами наклона от –3 до +6°	" "	Краснолучский машиностроительный
1ЛТ100	–	I0,I I5,7	I000	I,60 2,50	I50 500	530 840	До 300	Для выработок, непосредственно примыкающих к лавам, с углами наклона от –I0 до +I0°	I980	То же
1ЛУ100	II,2	–	I000	I,60	200	530	200	Для уклонов с углами наклона от +6 до +I8°	Серийное производство	" "
1ЛБ100	II,2	I0,I	I000	I,60	I50	530	I00	Для бремсбергов с углами наклона от-3 до-I6°	То же	" "
1Л100К	II,2	I0,I	I000	I,60	I50	530	I00	Для участковых выработок с углами наклона от –3 до +I8°	" "	" "
2ЛУ100	I3,3	–	I000	2,00	250	680	500	Для капитальных уклонов с углами наклона от+6 до+I8°	" "	" "

Продолжение табл. 4.I

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
2ЛТI00	-	I5,7	I000	2,50	500	840	500	Для выработок, непосредственно примыкающих к лавам, с углами наклона от -I2 до +I0	I980	Краснолучский машиностроительный
2ЛЛI00	II,2	-	I000	I,60	200	550	500	Для капитальных уклонов с углами наклона от+6 до+I8°	Серийное производство	То же
IЛУI20	25,0	-	I200	2,50	450	I200	500	Для капитальных выработок с углами наклона от 0 до +I8°	То же	Александровский машиностроительный
2ЛБI20	3I,6	-	I200	3,I5	300	I400	500	Для капитальных бремсбергов с углами наклона от-3 до-I6°	" "	То же
А	3I,6	-	I200	3,I5	700	I400	I000	Для капитальных выработок с углами наклона от 0 до+I8° и наклонных стволов с углами наклона до+I8°	" "	" "
2ЛУI20 Б	3I,6	-	I200	3,I5	700	I400	I500			
В	3I,6	-	I200	3,I5	700	I400	I000			
А	53,0	-	I600	3,I5	I000	3000	I000			Сызранский завод тяжелого машиностроения
2ЛУI60 Б	53,0	-	I600	3,I5	I000	3000	I500	То же	I980	
В	53,0	-	I600	3,I5	I000	3000	2000			

Примечание. Для конвейеров, устанавливаемых в выработках с углами наклона от -I2 до +I0°, от -3 до +I8°, от -3 до -I6°, в таблице дана приемная способность при установке в выработках с углами наклона от 0 до ±6°. При установке в выработках с большим углом наклона приемная способность конвейеров должна быть уменьшена на 5% .

скоростью движения несущего полотна и его геометрическими размерами: для ленточных конвейеров - шириной ленты, углом наклона боковых роликов; для пластинчатых - шириной пластин, высотой бортов (при полустационарной установке конвейера, когда трудно обеспечить центровку ленты, рекомендуется принимать приемную способность на 10% меньше расчетной).

Таблица 4.2

Показатели	Пластинчатые конвейеры			
	ПУ50	П65	П65м	П80
Приемная способность, т/мин	До 8,3	4,5; 6,8	4,8; 7,5	8,3; 12,5
Пределы производительности, обеспечивающие рациональное использование конвейеров, т/ч	До 500	250; 350	250; 450	450; 750
Максимальная длина конвейера, м	500	До 1200	До 1600 (с промежуточным приводом)	До 5000 (с промежуточным приводом)
Скорость движения несущего полотна, м/с	0,30; 1,46	0,72; 1,06	0,77; 1,17	0,80; 1,20
Размеры несущего полотна, мм:				
ширина пластин	500	650	650	800
высота пластин	175	185	185	180
расстояние между ходовыми роликами	1280	1280	1280	1376
Установленная мощность двигателей, кВт	40	88	120	192
Приведенная масса конвейера, кг/м	194	237	216	324
Минимальный радиус изгиба става, м	20	20	20	20
Суммарный угол изгиба на всей длине става, град	120	190	360	360
Способ установки	Полустационарный	Стационарный		
Область применения	Криволинейные в плане горизонтальные выработки		Криволинейные в плане магистральные горизонтальные выработки	
Стадия освоения	Серийное производство с 1981 г.	Серийное производство	Серийное производство с 1980 г.	Производство по заказам
Завод-изготовитель	Анжерский машиностроительный			

Техническая производительность конвейера является переменным параметром, зависящим от длины конвейера и угла наклона выработки. При установлении диапазона изменения технической производительности конвейера конструкторами и заводами-изготовителями учитываются мощность привода и прочность ленты.

Для обеспечения приема угля на несущий орган конвейера без просыпания его на почву необходимо, чтобы приемная способность конвейера была не менее максимального минутного грузопотока, поступающего на этот конвейер.

При выборе конвейеров для транспортирования угля из одного очистного забоя в качестве максимального минутного грузопотока следует принимать максимальную минутную производительность выемочного комбайна или струга, устанавливаемую с учетом газового режима.

При транспортировании угля от струговых лав ширина ленты конвейера должна быть не менее 1000 мм.

Таблица 4.3

Модель конвейера	Скорость движения ленты, м/с	Производительность эксплуатационная, т/ч	Допустимая длина (м) телескопических конвейеров при эксплуатационной производительности и углах наклона, град						Телескопичность, м	Длина несокращаемой части (без перегружателя), м	Тип перегружателя
			-12	-10	-3	0	+6	+10			
1ЛТ80	1,6	270	-	-	700	500	200	-	45	30	ПТК1
		190	-	-	700	580	270	-			
		100	-	-	700	700	400	-			
	2,0	270	-	-	600	450	190	-			
2ЛТ80	1,6	270	-	-	1000	1000	400	-	45	50	ПТК1
		190	-	-	1000	1000	550	-			
		100	-	-	1000	1000	800	-			
	2,0	320	-	-	1000	1000	300	-			
		270	-	-	1000	1000	360	-			
1ЛТ100	2,5	750	-	640	2000	1200	400	300	45	50	ПТК2
		600	-	900	2000	1350	500	360			
		420	-	1150	2000	1800	700	500			
		270	-	1650	2000	2000	950	700 (1100)			
2ЛТ100	2,5	750	1300	1700	3600	2000	850	650	100	50	ПТК3
		600	1500	1900	3600	2300	1000	750			
		370	2000	2600	3600	2600	1400	1050			

При выборе сборных конвейеров для транспортирования грузопотока из двух и более лав величина максимального минутного грузопотока принимается как вероятностная сумма двух или более максимальных минутных грузопотоков, поступающих из каждой лавы. Чаще всего максимальный суммарный грузопоток, поступающий на сборный конвейер из двух лав, будет составлять 0,8 арифметической суммы максимальных минутных производительностей комбайнов в этих лавах.

Выбор конвейеров по технической производительности заключается в установлении допустимой (по мощности привода, прочности ленты и другим конструктивным параметрам) длины конвейера для конкретных горнотехнических условий работы при наибольшей нагрузке несущего полотна углем, поступающим из очистных забоев в наиболее производительные периоды их работы.

Таблица 4.4

Модель конвейера	Скорость движения ленты, м/с	Производительность эксплуатационная, т/ч	Допустимая длина (м) конвейеров при эксплуатационной производительности и углах наклона, град								
			-16	-12	-10	-3	0	+6	+10	+12	+18
1Л80	1,6	270	-	-	-	500	500	200	-	-	-
		190	-	-	-	580	580	270	-	-	-
	2,0	270	-	-	-	600	480	190	-	-	-
1ЛБ80	1,6	320	220	350	500	600	-	-	-	-	-
		190	380	500	600	600	-	-	-	-	-
		130	550	600	600	600	-	-	-	-	-
	2,0	400	180	300	450	600	-	-	-	-	-
		320	230	400	500	600	-	-	-	-	-
		160	450	500	600	600	-	-	-	-	-
2Л80	1,6	320	-	-	-	1000	950	400	-	-	-
		270	-	-	-	1000	1000	430	-	-	-
		150	-	-	-	1200	1200	660	-	-	-
	2,0	340	-	-	-	1100	800	350	-	-	-
		310	-	-	-	1100	850	370	-	-	-
		290	-	-	-	1100	870	400	-	-	-
2ЛБ80	1,6	320	280	400	550	1000	-	-	-	-	-
		190	480	670	860	1000	-	-	-	-	-
		160	560	840	1000	1000	-	-	-	-	-
	2,0	400	280	380	500	1000	-	-	-	-	-
		320	360	400	550	1000	-	-	-	-	-
		160	600	800	950	1000	-	-	-	-	-
3ДН80	1,6	200	-	-	-	-	-	-	-	-	600[x]
1Д100К	1,6	420	-	-	-	1100	1100	400	260	220	150
		250	-	-	-	1100	1100	560	370	330	250
		100	-	-	-	1100	1100	1100	720	630	540
1Д100	1,6	530	-	-	-	1500	1500	500	-	-	-
		420	-	-	-	1750	1750	650	-	-	-
		300	-	-	-	2000	2000	700	-	-	-
		210	-	-	-	2000	2000	1150	-	-	-
1ЛБ100	1,6	530	400	570	750	1600	-	-	-	-	-
		420	420	620	880	1600	-	-	-	-	-
		300	560	340	1100	1600	-	-	-	-	-
		200	850	1250	1350	1600	-	-	-	-	-
1ЛУ100	1,6	420	-	-	-	-	-	670	480	420	310
		300	-	-	-	-	-	860	680	650	420
		200	-	-	-	-	-	1100	850	760	560

[x] При угле наклона 25° допустимая длина конвейера 500 м.

В связи с тем, что в заводских характеристиках указана зависимость допустимой длины конвейера от угла его установки и величины равномерного часового грузопотока, а фактически грузопоток поступает на конвейер неравномерно, необходимо сначала установить расчетным путем величину условного равномерного грузопотока (эксплуатационную производительность), эквивалентную фактическому максимальному неравномерному грузопотоку. После этого по указанной в заводской характеристике технической производительности, равной или ближайшей к расчетной эксплуатационной производительности (не превышающей ее), можно установить допустимую длину конвейера для данных условий.

Допустимая длина телескопических, полустационарных и стационарных конвейеров унифицированного ряда в рекомендуемом диапазоне изменения производительности и возможных углов наклона приведена соответственно в табл. 4.3, 4.4 и 4.5.

Таблица 4.5

Модель конвейера	Скорость движения ленты, м/с	Производительность эксплуатационная, т/ч	Допустимая длина (м) конвейеров при эксплуатационной производительности и углах наклона, град						
			-16	-3	0	+6	+10	+12	+18
2ЛУ100	2,0	680	-	-	-	800	580	500	380
		500	-	-	-	1100	820	720	550
		400	-	-	-	1300	1000	880	650
		300	-	-	-	1600	1250	1100	800
		200	-	-	-	1600	1530	1320	950
2ЛЛ100	1,6	500	-	-	-	1300	1000	850	600
		300	-	-	-	1600	1200	1000	800
		200	-	-	-	1600	1500	1300	900
1ЛУ120	2,5	1000	-	1750	1750	760	530	450	310
		850	-	1830	1830	830	580	500	360
		750	-	1950	1950	900	620	550	410
		650	-	2050	2050	1000	720	640	460
		550	-	2150	2150	1100	800	700	540
		450	-	2300	2300	1250	900	800	600
2ЛУ120А 2ЛУ120В	3,15	1200	-	-	2300	1050	760	700	550
		1000	-	-	2300	1200	900	800	650
		800	-	-	2300	1450	1050	950	750
		600	-	-	2300	1700	1350	1200	950
		500	-	-	2300	1900	1450	1400	1100
2ЛУ120Б	3,15	1200	-	-	2900	1800	1350	1200	900
		1000	-	-	2900	2100	1600	1400	1050
		800	-	-	2900	2400	1850	1650	1300
		600	-	-	2900	2800	2200	2000	1600
		500	-	-	2900	2900	2500	2300	1850
2ЛБ120	3,15	1200	650	2200	-	-	-	-	-
		1000	820	2200	-	-	-	-	-
		800	1300	2200	-	-	-	-	-
		600	1620	2200	-	-	-	-	-
		400							

В тех случаях, когда уголь поступает на конвейер из бункера с питателем, обеспечивающим равномерный грузопоток, тип и допустимая длина конвейера могут выбираться по указанной в заводской характеристике технической производительности, соответствующей принятой производительности питателя.

4.2. Узлы сопряжения лавы с конвейерной линией

Транспортное оборудование, размещаемое под лавой, должно обеспечивать быстрое и нетрудоемкое укорачивание конвейерной линии вслед за подвиганием очистного забоя. Для этого узлы сопряжения лавы с конвейерной выработкой оборудуются телескопическими комплексами, состоящими из приставного перегружателя и телескопического ленточного конвейера, или надвижными перегружателями, осуществляющими погрузку угля с помощью стрелы непосредственно на ленточный конвейер. Техническая характеристика перегружателей приведена в табл. 4.6.

Таблица 4.6

Параметры	Перегружатели			
	передвижные для телескопических конвейеров			надвижной
	ПТК1	ПТК2	ПТК3	1КСП2
Максимальная производительность, т/ч	270; 340	420; 660	660	380
Суммарная мощность привода, кВт	55	110	110	90
Длина максимальная, м	51	51	65	65
Шаг надвижки, м	-	-	-	45
Вид передвижки	По рельсам на колесах электроледоедкой	Шагающий по почве с гидроприводом	Шагающий по почве с гидроприводом	По почве на поддоне

Для предотвращения зашпыбовки нижней ветви забойного конвейера необходимо, чтобы максимальная минутная производительность перегружателей или скребковых конвейеров, устанавливаемых под лавой, была не менее чем на 20% выше максимального минутного грузопотока, поступающего из лавы, и чтобы они были установлены на 0,4-0,6 м ниже забойных конвейеров.

4.3. Узлы сопряжения горизонтальных и наклонных конвейерных линий (перегрузочные пункты)

Наиболее характерными перегрузочными пунктами этой группы являются пункты перегрузки угля с конвейерных линий, транспортирующих уголь от лавы, на сборную (обычно наклонную) конвейерную линию. Основными технологическими требованиями, предъявляемыми к таким перегрузочным пунктам, являются следующие:

возможность приема без просыпания угля на почву максимальных минутных грузопотоков, поступающих на сборную конвейерную линию;

обеспечение бесперебойной работы очистных забоев в периоды относительно кратковременных остановок сборного конвейера или в периоды весьма малых по объему, но продолжительных по времени поступлений угля на сборный конвейер (при выполнении вспомогательных или ремонтных работ в лаве или на конвейерном штреке).

При поступлении угля на сборный конвейер из двух или более лав перегрузочные пункты могут быть безбункерными (с прямой перегрузкой) или с усредняющим бункером. Пункты с прямой перегрузкой рекомендуются для условий, где суммарный максимальный минутный грузопоток, поступающий из двух или более лав, не превышает приемной способности сборного конвейера. Если суммарный максимальный минутный грузопоток из двух или более лав превышает приемную способность сборного конвейера, пункты перегрузки угля на сборную конвейерную линию необходимо оборудовать усредняющими емкостями в виде горных бункеров (камер) или бункер-конвейеров. При невозможности применения усредняющих бункеров следует устанавливать конвейер с большей приемной способностью.

Для обеспечения бесперебойной работы очистных забоев в периоды кратковременных перерывов в работе наклонных конвейерных линий в пунктах сопряжения горизонтальных конвейерных линий (ярусных, подэтажных или этажных штреков) с конвейерными линиями наклонных выработок (участковых, панельных или капитальных бремсбергов и уклонов) целесообразно оборудовать аккумулирующие емкости в виде бункер-конвейеров или горного бункера.

4.4. Погрузочные и перегрузочные пункты на главном штреке

Для обеспечения бесперебойной работы очистных забоев в то время, когда на погрузочные пункты не поступает порожняк (при электровозной откатке по главному штреку), или во время непродолжительных остановок магистральной конвейерной линии на главном штреке погрузочные пункты должны иметь аккумулирующие емкости в виде горных или механизированных бункеров (бункер-конвейеров).

Механизированные бункеры рекомендуется применять при разработке горизонтальных и слабонаклонных (до 6^{0}) пластов угля, когда устройство горного бункера требует дополнительного объема горных работ, а также при разработке пластов антрацита, незави-

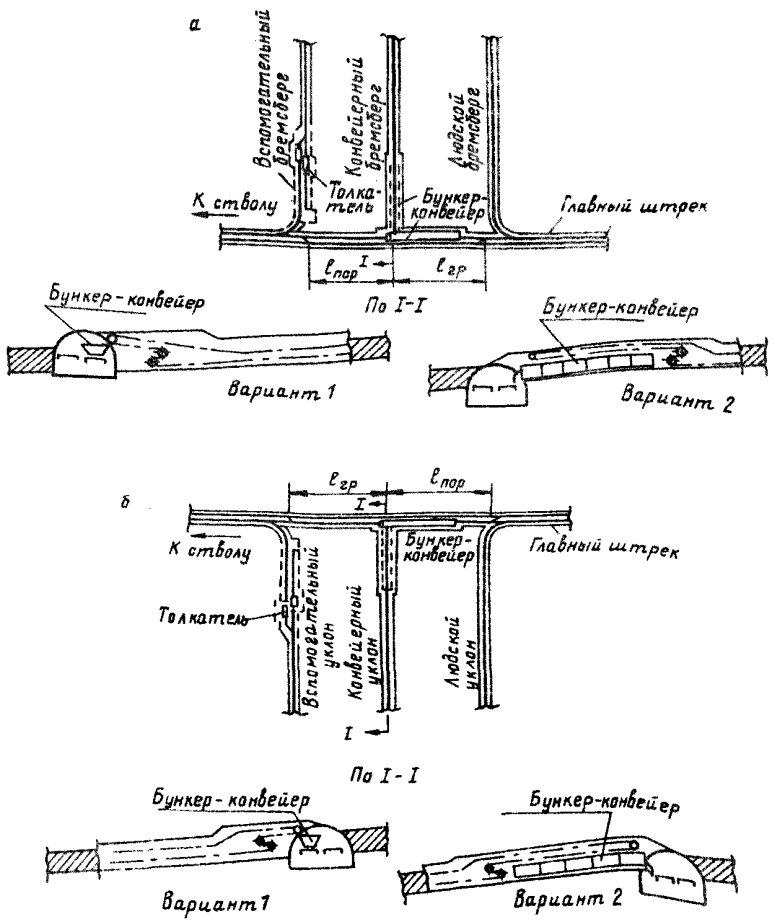


Рис. 4.I. Схемы размещения бункер-конвейера в узле сопряжения главного штрека:
а – с конвейерным бремсбергом; *б* – с конвейерным уклоном

симо от угла падения. Примеры схем размещения бункер-конвейеров в горных выработках приведены на рис. 4.I. При отсутствии механизированных бункеров в этих случаях в качестве аккумулирующей емкости допускается применение запаса порожних вагонеток.

Таблица 4.7

Средний грузопоток в смену, т	Минимальная вместимость бункера (т) при грузоподъемности обращающегося состава, т				
	50	75	I00	I25–I50	250
200	85	85	–	–	–
400	II0	II5	I20	I20	–
600	II5	I25	I30	I40	I60
800	–	I35	I40	I60	I90
I000	–	I40	I50	I70	2I0
I200	–	–	I60	I80	220
I500	–	–	I75	200	240
2000	–	–	200	230	280

Рекомендуемые значения вместимости аккумулирующих бункеров для стационарных погрузочных пунктов приведены в табл. 4.7, а значения аккумулирующего запаса составов порожних вагонеток (при отсутствии бункера) – в табл. 4.8.

Таблица 4.8

Средний грузопоток в смену, т	Аккумулирующий запас порожних вагонеток (в составах) при грузоподъемности обращающегося состава, т		
	50	70	90
200	2	I	I
400	2	2	2
600	2	2	2
800	–	2	2
I000	–	2	2
I200	–	–	2
I500	–	–	2
2000	–	–	2

Размеры порожняковой и грузовой ветвей погрузочного пункта, оборудованного горным или механизированным бункером, имеющим вместимость, равную и большую нормативной вместимости, должны обеспечивать размещение не менее I,2 порожнего и груженого состава.

Размеры порожняковой ветви погрузочного пункта, для которого аккумулирующая емкость принята в виде запаса порожних вагонеток, должны обеспечивать одновременное размещение нормативного запаса вагонеток и, кроме того, одного обменного состава вагонеток, перевозимого электровозом при каждом рейсе.

Длина грузовой ветви погрузочного пункта должна быть не меньше длины порожняковой.

На погрузочных пунктах рекомендуется применять автоматизированные погрузочные комплексы, выбор типов которых производится с учетом типов применяемых на шахте вагонеток, способов загрузки, интенсивности грузопотоков и других горнотехнических условий, либо комплекты оборудования, включающие дистанционно управляемый толкатель и перекрыватель межвагонеточного пространства.

Технические характеристики выпускаемых серийно и подготавливаемых к выпуску автоматизированных погрузочных комплексов и толкателей шахтных вагонеток приведены в табл. 4.9 и 4.10.

Таблица 4.9

Параметры	Типы автоматизированных погрузочных комплексов					
	ГУАШ1641	ГУАШ1642	ГУАШ1643	ГУАШ2641	ГУАШ2642	ГУАШ2643
Способ загрузки вагонеток	Из бункера			С конвейера		
Тип вагонеток	ВГ1,3	ВГ2,5	ВГ3,3	ВГ1,3	ВГ2,5	ВГ3,3
Производительность, т/ч	220	220	220	300	300	300
Тип толкателя	ПТВ1м	ПТВ2м	ПТВ3м	ПТВ1м	ПТВ2м	ПТВ3м
Тип перекрывателя	Поворотный лотковый с гидроприводом					
Тип питателя	ЛКП2	ЛКП2	ЛКП2	-	-	-
Скорость перемещения вагонеток, м/с	0-0,26	0-0,26	0-0,26	0-0,26	0-0,26	0-0,26
Усилие на рабочем органе, кгс	3000	3000	3000	3000	3000	3000
Масса, кг	4750	4750	4750	3520	3520	3520

При загрузке углем вагонеток непосредственно с конвейера производительность оборудования погрузочного пункта должна обеспечивать прием максимального минутного грузопотока, поступающего с конвейера.

Толкатели должны обеспечивать передвижение наибольшего количества груженых и порожних вагонеток; при недостаточном тяговом усилии одного толкателя допускается последовательная установка двух толкателей.

Таблица 4.10

Параметры	Тип толкателей				
	ПТВ1м	ПТВ2м	ПТВ3м	ТКС16[x)]	ТКС22[x)]
Привод	Гидравлический			Электромеханический	
Рабочий орган	Рейка-кулак			Канат-каретка	
Тип проталкиваемых вагонеток	ВГ1,3	ВГ2,5	ВГ3,3	ВГ; ВД; ВДК	ВГ; ВД; ВДК
Контакт рабочего органа с вагонеткой	Ось	Ось	Ось	Упор	Упор
Реверс толкателя	Нет	Нет	Нет	Есть	Есть
Усилие перемещения, кгс	3000	3000	3000	1600	2200
Скорость движения рабочего органа, м/с	0-0,26	0-0,26	0-0,26	0,50	0,50
Основные размеры, мм:					
длина	4370	5250	6040	84500	154500
ширина	430	540	540	452	452
высота	300	300	300	300	300
Масса, кг	1500	1700	1900	1325	2731
Мощность двигателя, кВт	11	11	11	11	15

x) Для обмена составов.

Для выпуска угля из горных бункеров следует предусматривать установку питателей, производительность которых должна быть не меньше эксплуатационной производительности конвейера, подающего уголь в бункер.

4.5. Транспорт угля, горной массы или породы от подготовительных забоев

Основными факторами, влияющими на выбор вида транспорта из подготовительных забоев, являются:

вид подготовительного забоя (пройденный по углю, смешанный - с выдачей угля и породы, смешанный - с закладкой породы и выдачей только угля);

вид транспорта по выработке в период ее эксплуатации (конвейерный, электровозный).

В тех случаях, когда из подготовительных забоев поступает только уголь (забой, пройденный по углю; смешанный забой с закладкой породы враскоску) или горная масса с небольшим содержа-

нием породы, рекомендуется применять конвейерный транспорт с дальнейшей перегрузкой угля на конвейерную (обычно наклонную) линию, транспортирующую уголь из очистных забоев.

С целью сокращения затрат на переоборудование транспорта после окончания проходческих работ конвейерные линии для транспорта угля из подготовительных забоев желательно устанавливать в конвейерных штреках и применять такие типы конвейеров, которые необходимы при эксплуатации очистных забоев.

При проведении спаренных ярусных штреков одна конвейерная линия должна транспортировать уголь из двух подготовительных забоев (конвейерного и вентиляционного штреков). Доставка угля из подготовительных забоев и погрузка его на ленточный конвейер может осуществляться скребковыми конвейерами или проходческими перегружателями.

В качестве призабойных конвейеров рекомендуется применять одноцепные скребковые конвейеры типа СЗ3 и СПП (угловой) или двухцепной СР70М.

Угловой конвейер СПП следует применять при необходимости доставки угля от подготовительного забоя по двум расположенным под углом выработкам (штреку или просеку и печи или сбойке). При отсутствии углового конвейера в этих выработках могут быть установлены два конвейера СЗ3 или СР70М.

Электровозный транспорт угля и горной массы из подготовительных забоев целесообразно применять:

если по условиям эксплуатации очистных забоев в выработке, проводимой по углю, предусматривается укладка рельсового пути и доставка угля из подготовительного забоя в параллельную конвейеризированную выработку вызывает большие трудности;

если выработки проводятся смешанным забоем и подача горной массы в поток угля из очистных забоев не допускается.

При проведении спаренных ярусных штреков электровозную откатку горной массы следует предусматривать в вентиляционной выработке, в которой при эксплуатации очистного забоя будет проложен рельсовый путь для вспомогательного транспорта.

При электровозной откатке горной массы из подготовительных забоев в узле сопряжения горизонтальной рельсовой выработки со вспомогательной наклонной, оборудованной канатной откаткой, создается обменный пункт вагонеток.

4.6. Вспомогательный транспорт

Для обслуживания конвейерных линий (монтаж и демонтаж конвейеров; профилактический ремонт конвейеров и выработок) в качестве вспомогательного транспорта рекомендуется применять:

в ярусных конвейерных штреках, наклонных конвейерных просеках, в печах длиной до 2000 м - монорельсовые дороги с канатной тягой (4ДМК, 6ДМК, ДМ и др.), при неограниченной длине выработок - монорельсовые дороги с подвесными дизелевозами (ДМВ38);

в этажных конвейерных штреках длиной свыше 1500 м - локомотивную откатку с помощью взрывобезопасных аккумуляторных электровозов (5АРВ, АРВ7) и дизелевозов (Д8) или монорельсовые дороги с подвесными дизелевозами (ДМВ38).

Материалы и оборудование, необходимые для обслуживания конвейерных линий в наклонных выработках, рекомендуется доставлять с помощью монорельсовой дороги в конвейерной выработке или с помощью вспомогательных средств транспорта, оборудуемых в параллельных вспомогательных наклонных выработках.

В горизонтальных выработках участка, по которым осуществляется перевозка основного количества материалов и оборудования, для обслуживания очистных забоев (вентиляционные и откаточные штреки), впредь до создания новых, более эффективных средств вспомогательного транспорта (самоходных вагонеток, безрельсовых тягачей с грузовыми платформами), рекомендуется применять грузолюдские монорельсовые дороги или локомотивную откатку с помощью взрывобезопасных аккумуляторных электровозов и дизелевозов.

Для транспорта материалов и оборудования по наклонным выработкам выемочного участка, впредь до создания новых, более эффективных средств вспомогательного транспорта, рекомендуется применять:

при углах наклона до 6^{0} - монорельсовые дороги с канатной тягой (4ДМК, 6ДМК и др.) или с подвесными дизелевозами (ДМВ38), моноканатные грузолюдские дороги, напочвенные дороги;

при углах наклона от 6 до 12^{0} - монорельсовые дороги с канатной тягой (4ДМК, 6ДМК и др.) или с подвесным дизелевозом и моноканатные грузолюдские дороги, а при отсутствии указанного оборудования для временного использования - одноконцевую канатную откатку вагонеток;

Таблица 4.II

Параметры	Монорельсовые и моноканатные грузовые и грузолюдские дороги				
	монорельсовая грузолюдская 4ДМК	монорельсовая грузолюдская 6ДМК	монорельсовая грузовая ДМI	моноканатная грузовая ДКП2	монорельсовая грузолюдская с дизелевозом ДМВ38
Грузоподъемность, кг	4000	6000	400	2000	4000
Грузоподъемность одной грузовой тележки, кг	4000	4000	400	I000	4000
Длина транспортирования,м	I200	2000	450	I000	Не ограничена
Максимальный угол наклона, град	I8	I8	I4	I5	I6
Скорость транспортирования, м/с	0,25-I,85	0,25-I,85	0,80	0,70	По горизонтали - 2,50, на подъеме I6° - 0,56
Наибольшее количество пассажирских вагонеток, шт.	4	5	-	-	3
Количество мест в пассажирской вагонетке	8	8	-	-	8
Мощность привода, кВт	45	45	-	I3	I4

при углах наклона от I2 до I8° - одноконцевую канатную откатку вагонеток, монорельсовую дорогу с канатной тягой (4ДМК, 6ДМК) или с подвесным дизелевозом (ДМВ38);

при углах наклона свыше I8° - одноконцевую канатную откатку вагонеток.

Технические характеристики монорельсовых и моноканатных грузовых и грузолюдских дорог, а также моноканатных пассажирских кресельных дорог приведены в табл. 4.II и 4.I2.

Таблица 4.I2

Параметры	Моноканатные пассажирские кресельные дороги			
	МДК1	МДК2	МДК3	КГД (конструкции КНИУИ)
Пропускная способность, чел/ч	280	251	224	400
Длина транспортирования, м	400	800	I200	До I200
Максимальный угол наклона, град	25	25	25	25
Скорость движения, м/с	I,2	I,2	I,2	I,2
Мощность электродвигателя, кВт	25	40	50	32

Техническая характеристика напочвенной дороги ДКН приведена ниже.

Напочвенная дорога ДКН

Наибольшая длина транспортирования, м	I500
Максимальный угол наклона выработки, град	До 6
Наибольшая масса транспортируемого груза, т	I5
Скорость транспортирования, м/с	0,25-I,85
Тяговое усилие, кгс	3200
Мощность привода, кВт	45
Запас тягового каната, м	I800
Масса оборудования дороги длиной I500 м, т	I9,6
Исполнение	Взрывобезопасное

В узлах сопряжения вспомогательных наклонных выработок с горизонтальными выработками оборудуются приемно-отправительные площадки, а при необходимости и перегрузочные пункты.

Для перевозки людей по наклонным выработкам выемочных участков можно использовать моноканатные пассажирские дороги с подвесными сиденьями, монорельсовые грузолюдские дороги, грузолюдские конвейеры, напочвенные дороги,одноконцевую канатную откатку с составами людских вагонеток. Целесообразный вид транспорта людей в каждом случае устанавливается в зависимости от конкретных горнотехнических условий и экономической эффективности.

Для перевозки людей по горизонтальным выработкам целесообразно использовать электровозную откатку или монорельсовые грузолюдские дороги, предназначенные для транспорта вспомогательных грузов. В дальнейшем при освоении самоходного безрельсового транспорта перевозка людей по горизонтальным и наклонным выработкам выемочных участков может осуществляться с помощью грузолюдских самоходных вагонеток.

5. ТЕХНИЧЕСКИЕ МЕРОПРИЯТИЯ ПО ПОВЫШЕНИЮ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ В ВЫЕМОЧНОМ ПОЛЕ

5.I. Защита выработок от воды

Для создания безопасных условий труда на обводненных угольных шахтах предусматриваются мероприятия по защите выработок от воды; при этом должен быть обеспечен максимально возможный дренаж пород кровли (в зоне их деформации) и почвы (ниже горизонта горных выработок).

Выбор типа дренажной системы - поверхностной, подземной или комбинированной - зависит от климатических (температура воздуха, количество осадков и др.) и гидрогеологических (количество водоносных горизонтов во вмещающих породах, их мощность, напор воды, фильтрационные свойства пород) условий, а также от расположения горных выработок по отношению к водоносным горизонтам.

При высокой водоносности вмещающих пород и необходимости предварительного снижения уровня подземных вод применяется поверхностная дренажная система, включающая водопонижающие скважины, оборудованные погружными насосами. Скважины бурятся на участках с высокими фильтрационными свойствами водосодержащих пород.

При больших глубинах залегания угольных пластов и наличии водоносных горизонтов во вмещающих породах применяется подземная дренажная система, включающая опережающие подготовительные выработки в сочетании с восстающими и разгрузочными скважинами, канавами и водопонижающими колодцами.

Комбинированная дренажная система, сочетающая водопонижающие скважины и подземные выработки, применяется в наиболее сложных гидрогеологических условиях - при наличии нескольких водоносных горизонтов с различными фильтрационными свойствами и значительными напорами, при низких фильтрационных свойствах водосодержащих пород и пр.

При наличии в пределах шахтных полей обводненных тектонических зон, карстовых нарушений или плывунов предусматривается проходка опережающих дренажных скважин.

Виды и объем дренажных работ определяются водоносностью вмещающих пород, которая характеризуется удельным дебитом разведочных скважин: сильная - более I0, средняя - I-I0, слабая - 0,I-I,0 л/с.м. Кроме того, на некоторых шахтах встречаются породы водоносностью менее 0,I0 л/с.м, среди которых выделяются: слабоводоносные (0,0I-0,I0 л/с.м), относительно водоупорные (0,00I-0,0I0 л/с.м) и водоупорные (менее 0,00I л/с.м).

Дренаж вмещающих пород с удельным дебитом более 0,I л/с.м осуществляется через скважины и подготовительные выработки, а дренаж пород с удельным дебитом менее 0,I л/с.м - через те же выработки, но с применением специальных методов увеличения их водозахватной способности и водоотдачи пород.

При подготовке новых горизонтов или добычных участков дренажные выработки проходятся заблаговременно в соответствии с расчетной продолжительностью осушительных работ.

Для предотвращения вдавливания крепи комплексов на обводненных участках со слабыми почвами должна обеспечиваться скорость подвигания забоя не менее 3,5-4,0 м/сут. При этом допустимая величина притока воды в комплексно-механизированные лавы со слабыми глинистыми почвами не должна превышать 3,0-3,5 м^3/ч, а с прочными породами почвы - 7,5-8,0 м^3/ч.

Во избежание поглощения дренажных вод, отводимых по подготовительным выработкам через подстилающие породы в расположенные ниже выработки, а также лучения пород на участках пересечения выработками глинистых сланцев отвод дренажных вод осуществляется по трубопроводам или желобам.

В районах многолетней мерзлоты при залегании угольного пласта в зонах деятельного слоя или таликов мероприятия по защите выработок от воды аналогичны мероприятиям, предусмотренным для районов с нормальными климатическими условиями. В зоне многолетней мерзлоты предусматриваются мероприятия по защите выработок от прорывов межмерзлотных напорных вод, у нижней границы зоны многолетней мерзлоты - мероприятия по защите выработок от прорывов подмерзлотных напорных вод, ниже зоны многолетней мерзлоты - мероприятия по снижению напора подмерзлотных вод ниже почвы выработок. При этом ставы выдачных труб, проложенные в выработках с отрицательной температурой пород, обеспечиваются теплоизоляцией.

5.2. Ослабление труднообрушаемых пород кровли

Общепризнаны два метода ослабления труднообрушаемых пород кровли: передовое торпедирование и гидрообработка горных пород.

Сущность метода передового торпедирования заключается в создании зон трещинообразования в толще труднообрушаемых пород основной кровли при помощи бурения и взрывания длинных скважин, производимого до начала очистных работ или со значительным их опережением.

Подход очистного забоя к зонам трещинообразования вследствие увеличения напряжений в породах способствует развитию трещин, а следовательно, и нарушению сплошности основной кровли. За счет постепенного ослабления пород, уменьшения шага их обрушения полностью ликвидируется или смягчается влияние осадок основной кровли на крепь.

Эффективность управления кровлей методом передового торпедирования зависит от правильного выбора схемы расположения скважин и их параметров. В настоящее время метод передового торпедирования получил применение на шахтах Карагандинского, Кузнецкого и Донецкого бассейнов.

Сущность метода гидрообработки горных пород заключается в уменьшении зависающей консоли труднообрушаемых песчаников за счет снижения прочностных свойств пород, улучшения их расслаиваемости и обрушаемости при напорном нагнетании воды.

Обработка массива водой производится впереди очистного забоя с помощью скважин, пробуренных с расстоянием 25–40 м между ними.

Скважины герметизируются песчаноцементным раствором или герметизаторами многократного пользования. Глубина герметизации скважин колеблется от 15 до 25 м.

Нагнетание жидкости в скважину производится высоконапорными установками типа УНВ2 и УГН. При выборе режима увлажнения и гидроразрыва учитывается расстояние до очистного забоя; параметры нагнетания определяются расстоянием до очистного забоя, длиной фильтрующей части скважины, временем обработки и необходимым количеством жидкости для увлажнения.

Внедрение метода в 30 очистных забоях шахт Печорского бассейна показало, что при гидрообработке шаг обрушения пород основной кровли уменьшается в 1,5–2,8 раза ("Временная инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения труднообрушаемой кровли на выемочных участках". Л., ВНИМИ, 1976).

При труднообрушаемых породах основной кровли и отсутствии крепи необходимого сопротивления ослабление пород одним из рекомендованных в инструкции методов должно рассматриваться как обязательное мероприятие при первичной посадке кровли.

5.3. Улучшение слеживаемости обрушенных пород для последовательной выемки наклонных слоев без оставления межслоевых пачек угля

При хорошо уплотняющихся и слеживающихся породах непосредственной кровли последовательная выемка наклонных слоев в пределах выемочного поля или яруса панели является одним из методов, позволяющих осуществлять выемку мощных пластов без потерь угля в межслоевых пачках. Однако не все породы по своим физико-механическим и петрографическим свойствам склонны к уплотнению и слеживаемости. Кроме того, с углублением очистных работ более чем на 200–300 м естественная влажность пород непосредственной кровли (аргиллиты, алевролиты) снижается до 6–4% по сравнению с 16–14% на верхних горизонтах. При такой влажности обрушенные породы из-за резкого ухудшения слеживаемости уже не могут служить в качестве устойчивой кровли при выемке нижележащих слоев.

Дополнительным увлажнением обрушенных пород можно повысить их природную склонность к уплотнению и слеживаемости. В условиях Челябинского бассейна при слоевой выемке пластов успешно испытаны различные способы обработки всей площади выработанного пространства, которые используются также и в целях профилактики эндогенных пожаров. Глинистый раствор или вода подаются в выработанное пространство:

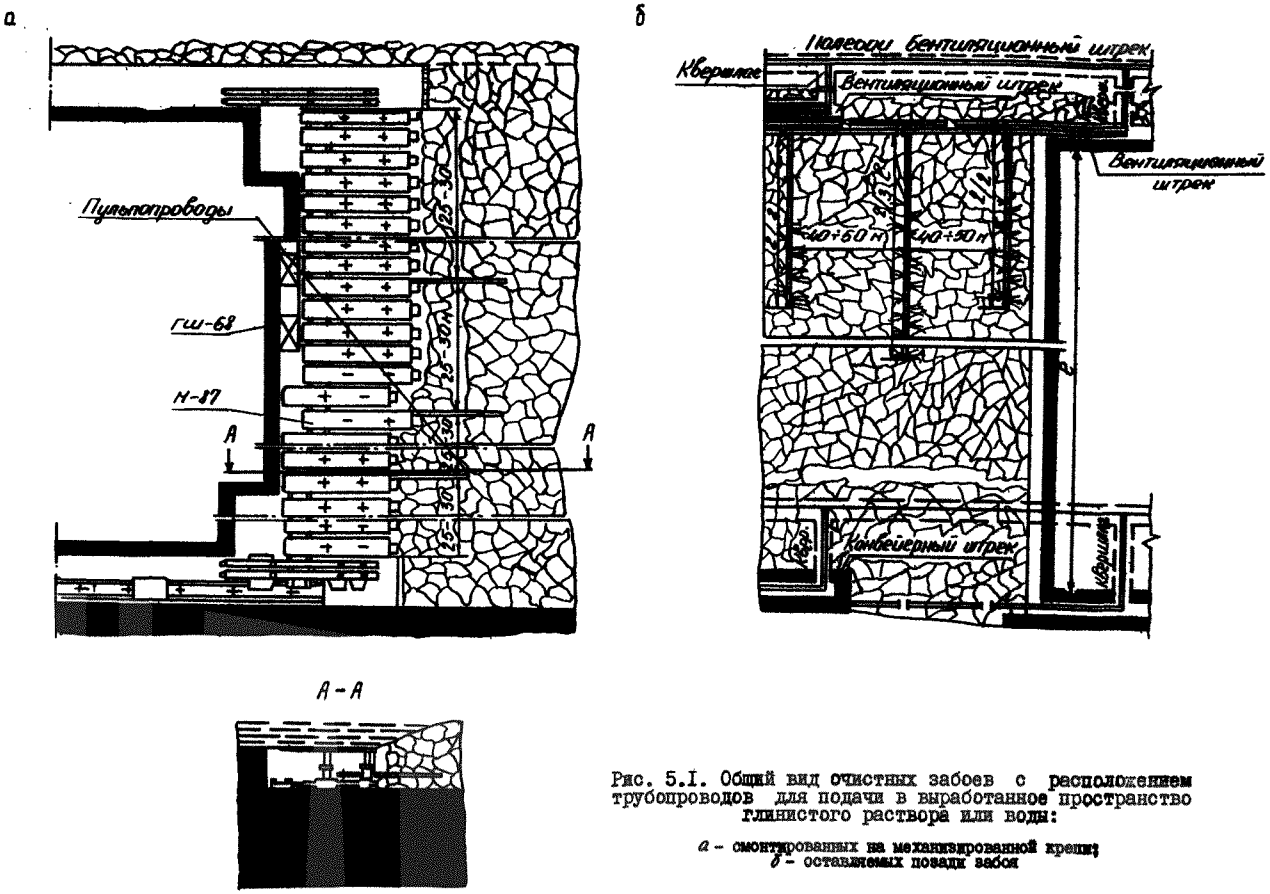


Рис. 5.I. Общий вид очистных забоев с расположением трубопроводов для подачи в выработанное пространство глинистого раствора или воды:

а – смонтированных на механизированной крепи;
б – оставляемых позади забоя

по трубопроводу, смонтированному непосредственно на механизированной крепи, с ответвлениями труб на отдельных секциях крепи для подачи раствора в выработанное пространство с отставанием от забоя;

по перфорированным трубопроводам, проложенным в призабойном и оставляемым в выработанном пространстве лавы;

через скважины, пробуренные из полевых, групповых штреков или с поверхности земли.

В зависимости от размокаемости пород непосредственной кровли соотношение Т:Ж может колебаться от I:2 до I:8. Способы подачи глинистого раствора или воды в выработанное пространство и их параметры для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий должны выбираться на основе опыта.

Для подачи раствора по трубопроводу, смонтированному на механизированной крепи, при выемке пологого пласта и подвигании забоя по простиранию ответвления труб можно располагать через каждые 20–30 м по длине забоя и длину труб позади крепи принимать I0–I2 м (рис. 5.I, *а*). При подвигании очистного забоя по восстанию пласта эти параметры должны быть уменьшены не менее чем в 2 раза, а при подвигании забоя по падению пласта наиболее

эффективным методом улучшения слеживаемости обрушенных пород может оказаться тонкодисперсное распыление воды вблизи почвы слоя непосредственно за каждой секцией крепи.

В лавах, оборудованных индивидуальной крепью, основной трубопровод для подачи глинистого раствора прокладывается в вентиляционном штреке, а ответвления от него (через каждые 40–60 м) – вдоль забоя по падению (рис. 5.I, б). Подача глинистого раствора или воды в ответвление трубопровода должна начинаться после отхода от него очистного забоя не менее чем на 8–I0 м.

Для заиливания выработанного пространства через скважины, пробуриваемые из подземных выработок или с поверхности, при принятой в настоящее время длине очистных забоев скважины должны располагаться не менее чем в два ряда в шахматном порядке при расстоянии между ними в ряду не свыше 60–80 м и между рядами – I/3 длины лавы.

Накопление опыта позволит в будущем уточнить указанные параметры и условия применения каждого из способов.

5.4. Охрана, крепление подготовительных выработок и особенности разработки угольных пластов на глубоких горизонтах шахт

В прогрессивных технологических схемах предусмотрены способы охраны, крепления и расположения подготовительных выработок, обеспечивающие поддержание их в рабочем состоянии в течение всего срока службы.

Подготовительные выработки разделены на подготавливающие и выемочные. К подготавливающим выработкам отнесены пластовые и полевые этажные и панельные транспортные и вентиляционные штреки, уклоны и бремсберги, предназначенные для отработки этажей и панелей. К выемочным выработкам отнесены пластовые транспортные и вентиляционные штреки, бремсберги и уклоны, непосредственно примыкающие к очистным выработкам.

Для каждой технологической схемы расположение выработок, способы и параметры их охраны, сечения выработок с учетом соответствующего запаса на осадку, тип и плотность крепи выбраны на основе определения ожидаемых смещений пород в соответствии с "Указаниями по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР" (Л., ВНИМИ, I977) с учетом глубины разработки, прочностных свойств вмещающих пород и обрушаемости пород кровли. Решения даны для условий, охватываемых соответствующими технологическими схемами, и подразделены:

по глубине разработки в интервалах до 300, 300–600, 600–900 и свыше 900 м;

по прочности вмещающих пород на одноосное сжатие в интервалах до 300, 300–600 и свыше 600 кгс/см^2;

по обрушаемости кровли: для легко-, средне- и труднообрушаемых.

В качестве характеристики прочностных свойств пород принята их средневзвешенная прочность на одноосное сжатие на расстоянии от выработки не менее ее ширины.

Тип крепи подготовительных выработок выбирается с учетом запаса сечения на осадку в соответствии с действующими типовыми проектами. В технологических схемах предусматривается применение следующих типов крепи:

при ожидаемых вертикальных смещениях пород до 300 мм – арочной податливой трехзвенной крепи АП;

при ожидаемых вертикальных смещениях пород от 300 до I000 мм – арочной податливой пятизвенной крепи АКП5;

в выемочных выработках при отсутствии подрывки кровли и ожидаемых вертикальных смещениях до I000 мм и горизонтальных смещениях до 500 мм – податливой крепи с прямолинейными элементами типа МПК.

В тяжелых условиях поддержания выработок указанная рамная крепь применяется в сочетании с анкерной. В породах прочностью более 300 кгс/см^2 может применяться анкерная крепь в основном с механическим закреплением (типа ШК, АК8, АДI и АРI) и в слабых породах (прочностью менее 300 кгс/см^2) с закреплением химическими составами (АКХ) по всей длине анкера.

Крепление выработок и извлечение крепи при их погашении для повторного использования производится в соответствии с "Отраслевой инструкцией по применению металлических, сборных железобетонных и анкерных крепей в подготовительных выработках угольных и сланцевых шахт" (М., ИГД им. А.А.Скочинского, I973).

В зависимости от горнотехнических условий и срока службы выработок для их крепления могут быть применены, кроме приведенных на схемах, виды и конструкции крепи, включенные в отраслевую инструкцию, или крепь, прошедшая приемочные испытания и допущенная к применению Техническим управлением Минуглепрома СССР.

Для механизации возведения рамной крепи может применяться подвесной крепеустановщик КПМ8, анкерной крепи – машина МАПП. Для извлечения рамной крепи рекомендуется машина МИКЗ, восстановления деформированных элементов – правильно-гибочная машина МПГ и другие средства механизации.

Подготавливающие пластовые выработки рекомендуется охранять при помощи целиков угля, исключающих вредное влияние очистных работ; целики в последующем должны отрабатываться. Для крепления пластовых подготавливающих выработок предусмотрено применение металлической арочной податливой и анкерной крепи. Размеры целиков, тип и плотность крепи принимаются в соответствии с данными табл. 5.I.

Таблица 5.I

Прочность вмещающих пород на сжатие, кгс/см^2	Ширина целиков (м), тип и плотность крепи (рам/м) при глубине расположения выработки, м			
	до 300	300–600	600–900	более 900
До 300	40 АП; I,0–I,3	50 АП; I,3–I,5	60 АП; I,5–2,0	70 АКП; 2,0$^{x)}$
300–600	30 АП; 0,8–I,0	40 АП; I,0–I,3	50 АП; I,3–I,5	60 АКП; I,5–2,0$^{x)}$
Более 600	30 АП; 0,8	30 АП; 0,8–I,0	40 АП; I,0–I,3	50 АП; I,3–I,5

x) Между крепежными рамами дополнительно устанавливаются анкеры с плотностью I анкер на I м^2.

При наличии двух и более параллельных выработок расстояние между ними должно быть не менее величин, указанных в табл. 5.2.

Таблица 5.2

Глубина расположения выработки, м	Расстояние между парными выработками, м
До 300	I5
300–600	20
600–900	25
Более 900	30

Полевые подготавливающие выработки следует располагать в почве пласта, по возможности в прочных породах, так, чтобы после отработки вышележащего пласта они оказывались в зоне разгрузки под выработанным пространством. Крепить эти выработки следует арочной податливой крепью. Минимальные расстояния от выработки до пласта по нормали к напластованию, тип и плотность крепи для этих выработок при разработке пологих и наклонных пластов приведены в табл. 5.3, а при разработке крутых пластов – в табл. 5.4.

Таблица 5.3

Прочность вмещающих пород на сжатие, кгс/см^2	Минимальное расстояние от выработки до пласта (м), тип и плотность крепи (рам/м) при глубине расположения выработки, м			
	до 300	300–600	600–900	более 900
До 300	I0 АП; I,0–I,3	I0 АП; I,3–I,5	I5 АП; I,5–2,0	20 АКП; 2,0$^{x)}$
300–600	I0 АП; 0,8–I,0	I0 АП; I,0–I,3	I0 АП; I,3–I,5	I5 АП; I,5–2,0$^{x)}$
Более 600	I0 АП; 0,8	I0 АП; 0,8–I,0	I0 АП; I,0–I,3	I0 АП; I,3–I,5

x) Между крепежными рамами дополнительно устанавливаются анкеры с плотностью I анкер на I м^2.

Таблица 5.4

Прочность вмещающих пород на сжатие, кгс/см^2	Минимальное расстояние от выработки до пласта (м), тип и плотность крепи (рам/м) при глубине расположения выработки, м			
	до 300	300–600	600–900	более 900
До 300	35 АП; 0,8–I,0	40 АП; I,0–I,3	45 АП; I,3–I,5	50 АП; I,5–2,0$^{x)}$
300–600	30 АП; 0,8	35 АП; 0,8–I,0	40 АП; I,0–I,3	45 АП; I,3–I,5$^{x)}$
Более 600	30 АП; 0,8	30 АП; 0,8	35 АП; 0,8–I,0	40 АП; I,0–I,3

x) Между крепежными рамами дополнительно устанавливаются анкеры с плотностью I анкер на I м^2.

Выемочные выработки следует охранять без оставления целиков угля с поддержанием их позади очистного забоя для повторного использования с помощью специальной крепи или искусственных ограждений (железобетонных тумб, органной крепи, костров, жестких полос из твердеющих материалов).

При легко- и среднеобрушаемых кровлях и прочных породах почвы на пластах мощностью до I,5 м следует применять железобетонные тумбы, а при мощности пластов до 3,0 м - органную крепь. При слабых породах почвы и мощности пластов до 2,5 м следует применять костры. Количество железобетонных тумб,стоек органной крепи и костров на I м выработки определяется в зависимости от обрушаемости кровли и мощности пласта. При наличии ложной кровли в качестве дополнения к основному способу охраны (органная крепь, железобетонные тумбы) должны применяться костры.

На пологих пластах мощностью до 3 м с легко- и среднеобрушаемой кровлей и прочной почвой можно применять переносную органную крепь из гидростоек или стоек трения (рис. 5.2).

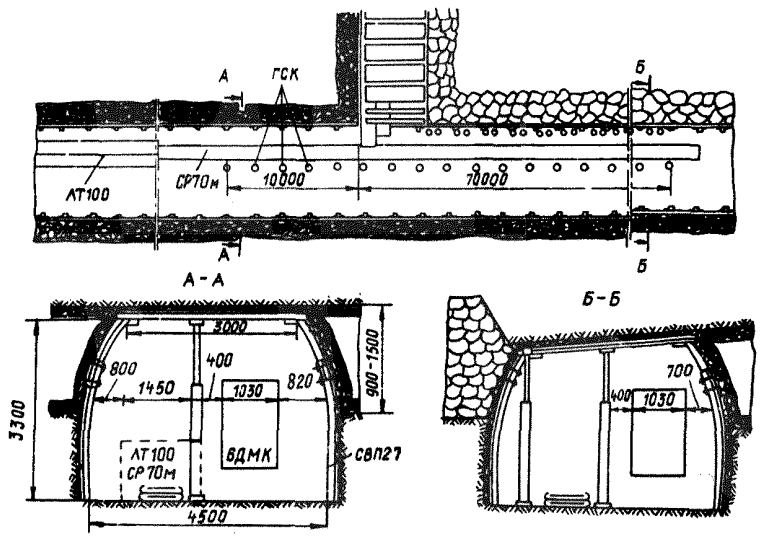


Рис. 5.2. Схема охраны и поддержания штрека с помощью переносной усиливающей крепи из стоек ГСК. Штрек закреплен арочно-трапециевидной крепью из спецпрофиля СВП27

При средне- и труднообрушаемых кровлях, особенно при необходимости обеспечения изоляции выработанного пространства, должны применяться жесткие полосы из быстротвердеющих материалов, возводимые механизированным способом (рис. 5.3). В качестве материала для жестких полос может быть использован природный и искусственный ангидрит, тощие бетоны с местными наполнителями, в том числе с дробленой породой из шахтных терриконов, или другие материалы с прочностью на одноосное сжатие через сутки после укладки не менее 60-80 кгс/см^2. Ширина полос определяется в зависимости от обрушаемости кровли и мощности пласта, но должна быть не менее I м, а расстояние от полосы до штрека определяется в зависимости от прочности пород почвы, но не должно превышать высоты нижней подрывки.

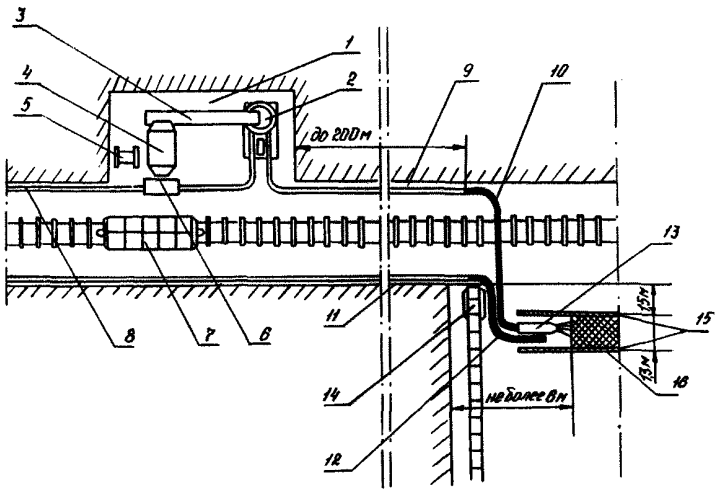


Рис. 5.3. Схема возведения жестких полос для охраны выемочных выработок:

I - ниша; 2 - пневматическая закладочная машина; 3 - перегружатель; 4 - бетономешалка; 5 - лебедка; 6 - бункер; 7 - контейнеровоз; 8 - трубопровод сжатого воздуха; 9 - трубопровод для материала; I0 - гибкий шланг для материала; II - водопровод; I2 - гибкий шланг для воды; I3 - сопло; I4 - головка забойного конвейера; I5 - опалубка; I6 - полоса из твердеющего материала

При труднообрушаемых кровлях должно применяться предварительное ослабление пород кровли впереди лавы. Пример ослабления пород кровли при помощи БВР показан на рис. 5.4.

Для улучшения устойчивости повторно используемых выемочных выработок во всех случаях, когда смещения пород превышают конструктивную податливость выбранной крепи, впереди и позади забоя лавы следует устанавливать специальную крепь усиления из металлических стоек (трения или гидравлических). Крепь усиления должна иметь несущую способность не менее I0 тс на I м выработки. При прочности пород почвы менее 200 кгс/см^2 крепь усиления долж-

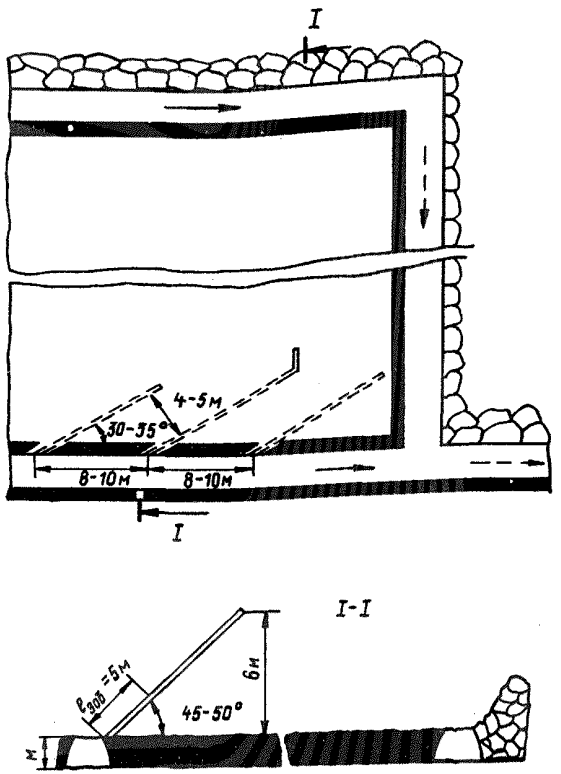


Рис. 5.4. Схема расположения скважин для предварительного ослабления труднообрушаемых пород кровли взрывом ВВ

на устанавливаться на лежаны. Крепь усиления следует применять на расстоянии от забоев первой и второй лав, определенном по данным табл. 5.5.

При невозможности повторного использования выемочных выработок, в частности при наличии пучащих пород, следует погашать их позади очистных забоев. Подготовку следующих столбов рекомендуется осуществлять путем проведения выработок вприсечку к выработанному пространству с отставанием от забоя лавы не менее 60-120 м, а на пластах, склонных к самовозгоранию, не менее 120-180 м в зависимости от обрушаемости кровли и сжимаемости закладочных материалов.

В выработках, проведенных вприсечку к выработанному пространству, следует устанавливать крепь усиления впереди забоя лавы при легкообрушающейся кровле на расстоянии 20 м, среднеобрушающейся - 30 м, труднообрушающейся - 50 м.

Таблица 5.5

Место установки крепи усиления в выработке	Расстояние от очистного забоя (м) при кровлях		
	легкообрушающихся	среднеобрушающихся	труднообрушающихся
Впереди забоя первой лавы	15	20	30
Позади забоя первой лавы	40	60	80
Впереди забоя второй лавы	20	30	50

Для крепления выемочных выработок в технологических схемах предусмотрены: арочная податливая крепь (типа АП, АКП5) и крепь с прямолинейными элементами (типа МПК), а также дополнительная анкерная крепь, преимущественно закрепляемая по всей длине. При пучащих породах почвы возможно применение замкнутых конструкций крепи.

Для борьбы с пучением пород почвы в выработках в зависимости от горнотехнических условий рекомендуется механическое (анкерное) и химическое их упрочнение или подрывка вспученной почвы (при конвейерно-монорельсовом транспорте) профилеподдирочной машиной П4ПУ.

Запасы сечения на осадку, тип и плотность установки крепи выбираются исходя из величин ожидаемых смещений пород в выработках, определяемых в соответствии с "Указаниями по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР". В качестве примера на рис. 5.5 приведены величины смещений U пород в выемочных выработках при мощности пласта 2 м, среднеобрушаемой кровле и сечении выработки 10 м^2 в зависимости от глубины разработки H и прочности пород K .

На глубоких шахтах совокупное проявление горного давления, газовыделения, повышенной температуры горных пород и других природных факторов значительно осложняет разработку угольных пластов.

Одной из основных особенностей большинства глубоких шахт является усложнение поддержания подготавливающих и выемочных выработок вследствие интенсивного пучения пород. Поэтому на этих шахтах нужно предусматривать применение технологических схем с проведением подготавливающих выработок в разгруженной зоне.

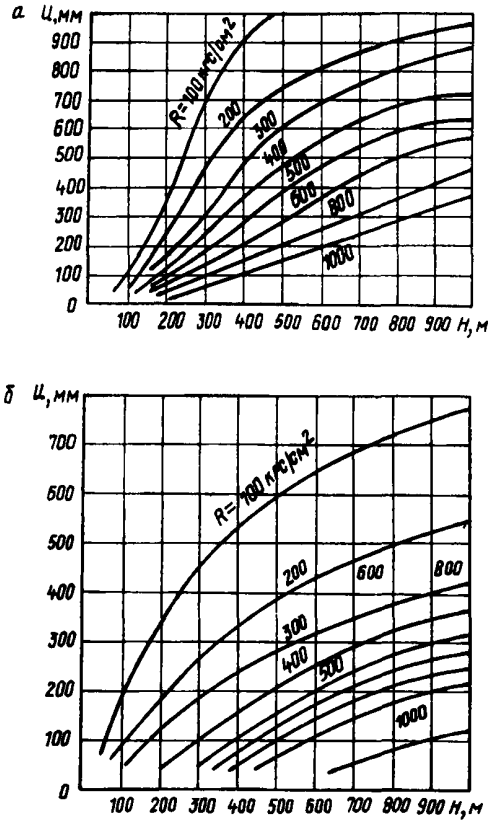


Рис. 5.5. Смещения пород в выемочных выработках в зоне временного опорного давления впереди лавы (а) и в зоне остаточного опорного давления позади лавы при охране выработки искусственными ограждениями (б)

Разгрузка пород вокруг подготавливающих выработок может производиться следующими способами:

опережающей отработкой разгрузочных лав с проведением подготавливающих выработок полевыми в подработанном или надработанном массиве;

проведением одной или нескольких пластовых выработок с созданием разгруженной зоны и оставлением породы в шахте (рис. 5.6). Вариант подготовки шахтных полей с проведением главных штреков в создающейся при этом разгруженной зоне и оставлением породы в шахте (технологическая схема № I) приведен на рис. 5.7;

проведением выработок по обрушенным породам выработанного пространства.

Для крепления подготавливающих выработок в этих случаях должна использоваться крепь с высокой податливостью типа АКП5, МПК, МПК6, а при необходимости - замкнутая крепь. Плотность установки рам должна составлять в зависимости от условий I,3-2,0 рамы/м. В слабых породах возможно их упрочнение винтовой крепью или анкерами с закреплением по всей длине.

При применении сплошной и комбинированной систем разработки выемочные выработки проводятся вслед за очистным забоем с выкладкой породных полос с обеих сторон выработок или оставлением разгрузочных берм. Ширина породных полос должна приниматься в соответствии с табл. 5.6, а ширина разгрузочных берм - равной 3-4 м. Бермы должны быть закреплены деревянной, пневмобаллонной или другой податливой крепью. Возможно применение также двойных породных полос с оставлением свободного пространства между ними и рыхлением пород почвы на глубину до I м. Ширина породных полос со стороны массива должна также приниматься в соответствии с табл. 5.6.

Вариант сплошной системы разработки пологих пластов с проведением выемочных штреков вслед за лавой в разгруженной зоне и охраной породными полосами с применением закладочного комплекса "Титан" показан на рис. 5.8 и 5.9.

Крепление выемочных выработок при этих системах разработки должно производиться крепью повышенной податливости типа АКП5 и МПК с плотностью установки I,0-I,3 рамы/м или арками на кострах с плотностью 0,8-I,0 рамы/м.

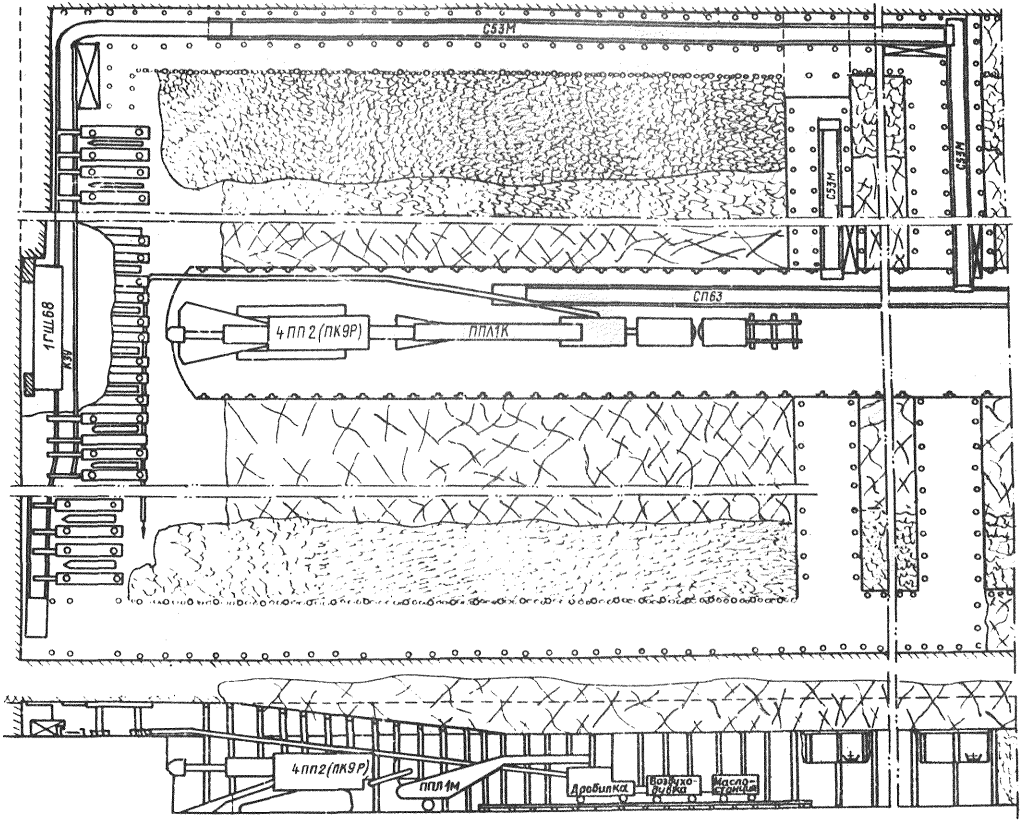


Рис. 5.6. Схема проведения подготовительных выработок с созданием разгруженной зоны и оставлением породы в шахте

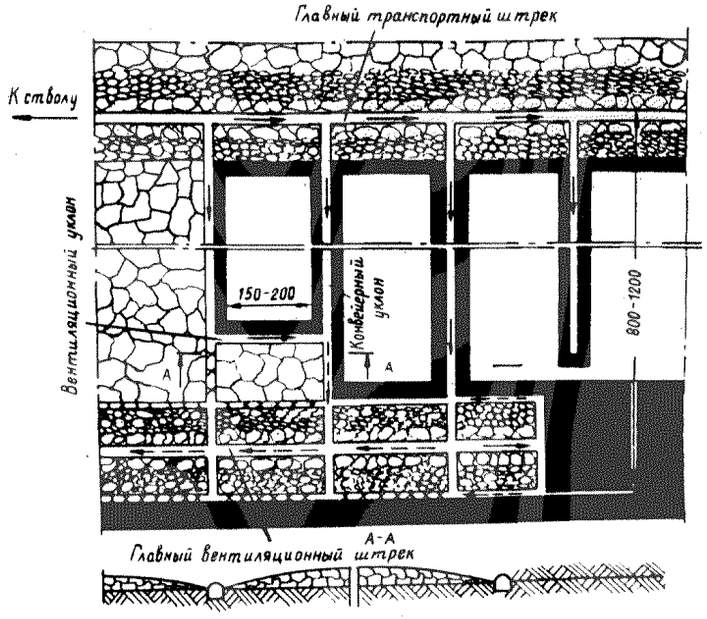


Рис. 5.7. Схема подготовки и система разработки длинными столбами по восстанию на глубоких горизонтах

Таблица 5.6

Место расположения породной полосы	Ширина породной полосы (м) при кровле		
	легко-обрушаемой	средне-обрушаемой	трудно-обрушаемой
Со стороны массива	4	5	6
Со стороны выработанного пространства	6	I0	I0

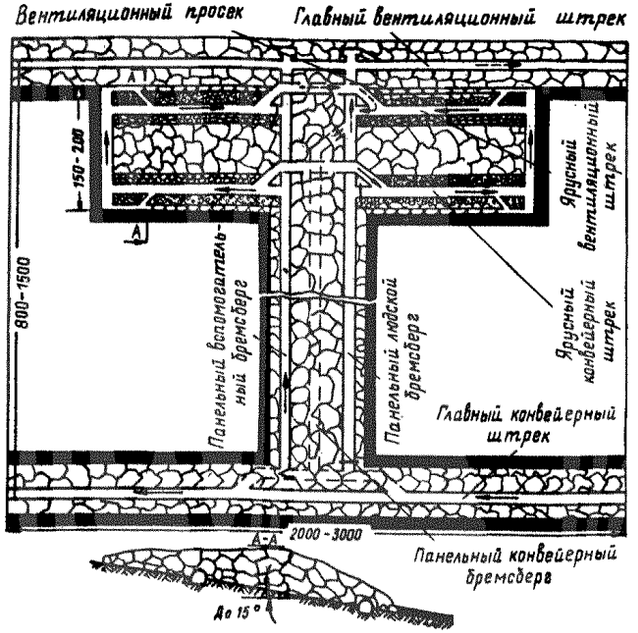


Рис. 5.8. Вариант панельной подготовки и сплошной системы разработки для глубоких горизонтов шахт

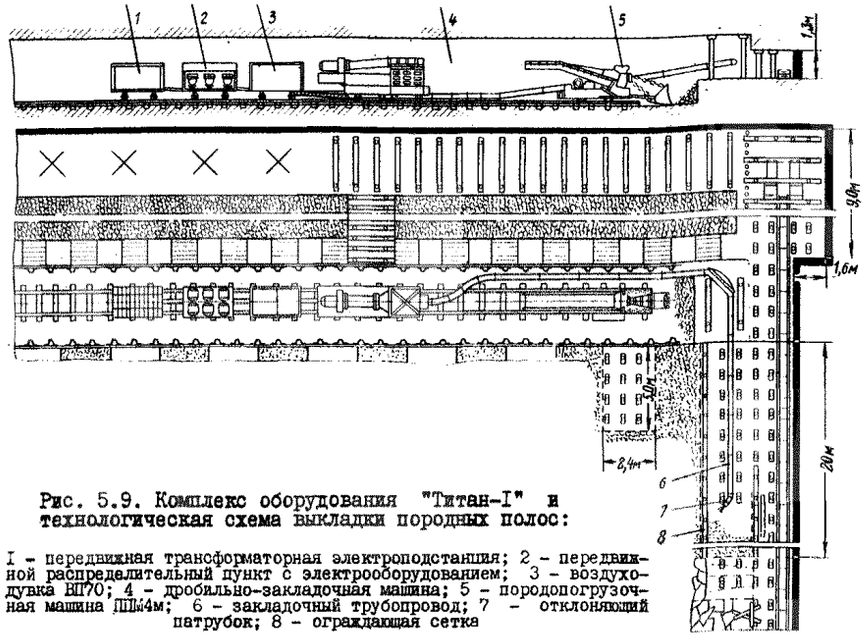


Рис. 5.9. Комплекс оборудования "Титан-I" и технологическая схема выкладки породных полос:

I - передвижная трансформаторная электроподстанция; 2 - передвижной распределительный пункт с электрооборудованием; 3 - воздуходувка ВП70; 4 - дробильно-закладочная машина; 5 - породопогрузочная машина ПШ4м; 6 - закладочный трубопровод; 7 - отклоняющий патрубок; 8 - ограждающая сетка

5.5. Закладка выработанного пространства

5.5.I. Технология гидравлической закладки при естественном напоре

Гидрозакладочный комплекс (ГЗК), схема которого изображена на рис. 5.I0, предназначен для обслуживания добычных участков при системе разработки мощных крутых пластов полосами по простиранию в восходящем порядке с механизированной внемкой угля комбайнами ДII или комплексами типа МК3.

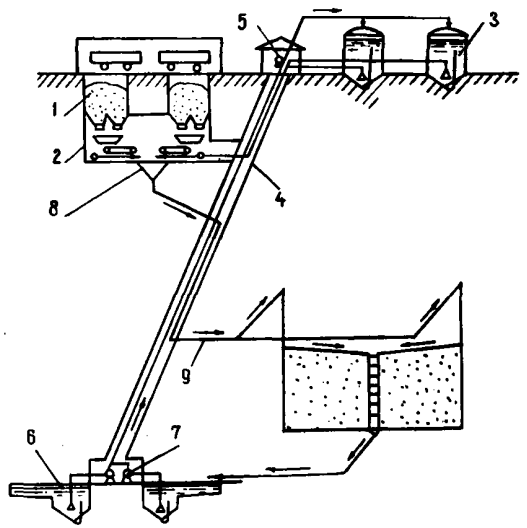


Рис. 5.I0. Схема гидрозакладочного комплекса (ГЗК) для системы разработки мощных крутых пластов полосами по простиранию в восходящем порядке

Основными узлами ГЗК являются: два заглубленных в землю аккумулирующих бункера I вместимостью I000–I500 м^3 каждый, общая смесительная камера 2, два поверхностных самоочищающихся водосборника 3 вместимостью I000–I500 м^3 каждый, закладочный шурф 4 для расположения в нем пульповодов и водоводов, монтажная лебедка 5, два подземных самоочищающихся водосборника 6 вместимостью 400–600 м^3 каждый и подземная насосная установка 7, оборудованная насосами типа 8МС7 или I2МСГ7.

В смесительной камере под каждым бункером смонтировано по два–четыре ленточных питателя типа ПЛ2 производительностью от 50 до 500 м^3/ч. Возможно применение качающихся питателей типа КЛ-8 производительностью до I85 м^3/ч. Смесительная камера сооружена таким образом, что закладочный материал в воронку 8 может подаваться из двух бункеров одновременно. Это позволяет достигать максимальной производительности, а также осуществлять в случае необходимости шихтование различных закладочных материалов. Гидросмесь транспортируется по пульповоду 9 диаметром I75–200 мм до выработанного пространства. Водоснабжение гидрозакладочных работ осуществляется по замкнутому циклу. ГЗК оборудован системой дистанционного и автоматического управления всеми работами по закладке.

При разработке крутых тонких и средней мощности пластов длинными столбами по простиранию на шахтах Донбасса применяется ГЗК, особенностью которого является сооружение поверхностных аккумулирующих многосекционных бункеров для закладочного материала и предварительное обезвоживание закладочного материала перед его подачей в выработанное пространство лав с механизированной внемкой угля.

5.5.2. Технология гидравлической закладки при искусственном напоре

При глубине закладочного (вентиляционного) горизонта от поверхности до 200 м и дальности транспортирования закладочных материалов свыше I000 м возможности использования трубопроводного гидротранспорта с естественным напором ограничены. Для этих условий разработана технологическая схема напорного гидрозакладочного комплекса НГЗК с загрузочными аппаратами типа АЗП или АЗВ25. Схема НГЗК с загрузочным аппаратом АЗП приведена на рис.5.II.

Закладочная гидросмесь подается из бункер-зумпфа в загрузочный аппарат АЗП, который под напором 64 кгс/см^2 направляет ее в магистральный пульповод. Дальность гидротранспортирования закладочных материалов крупностью 0–60 мм составляет 3–5 км, производительность НГЗК – 250 м^3/ч. Аппарат АЗП состоит из трех камер, работающих по заданной циклограмме в автоматическом режиме с непрерывным перекачиванием гидросмеси.

Остальные узлы технологической схемы гидравлической закладки при искусственном напоре ничем не отличаются от узлов технологической схемы гидравлической закладки при естественном напоре.

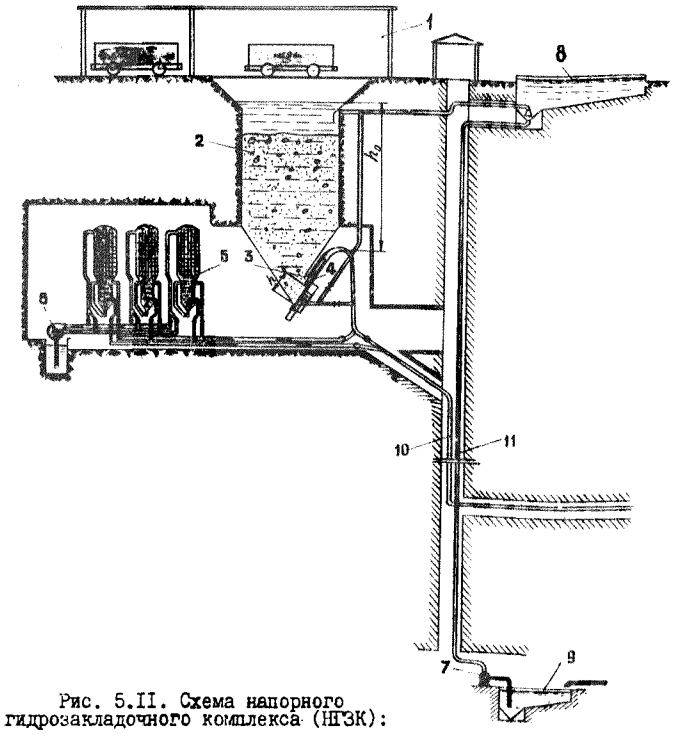


Рис. 5.II. Схема напорного гидрозакладочного комплекса (НГЗК):

I - надбункерное здание со шлюзом; 2 - бункер для закладочной гидросмеси; 3 - узел разгрузки бункера восходящим потоком воды; 4 - регулятор консистенции пульпы; 5 - загрузочный аппарат АЗП; 6 - высоконапорный насос для чистой рабочей жидкости; 7 - насос для откачки отработанной воды; 8 - поверхностный самоочищающийся водосборник; 9 - подземный самоочищающийся водосборник; I0 - пульповод; II - водовод

5.5.3. Технология пневматической закладки

Доставка закладочного материала с поверхности шахты до пневмозакладочной машины может осуществляться тремя способами:

на шахтах нового типа - магистральными ленточными конвейерами;

на действующих шахтах с рельсовым транспортом - в вагонетках;

на шахтах с действующими или строящимися гидрозакладочными комплексами - по трубопроводам с обезвоживанием гидросмеси перед подачей ее в пневмозакладочную машину.

В месте стыковки магистральной транспортной системы с участковой пневмозакладочной установкой сооружается перегрузочный пункт, включающий аккумулирующую емкость в виде горных (камер) или механизированных (бункер-конвейеров) бункеров. Вместимость аккумулирующих бункеров для закладочного материала выбирается аналогично вместимости бункеров для угля. Пневмозакладочная машина может располагаться непосредственно у перегрузочного пункта (например при отработке свиты крутых пластов на промежуточные квершлаги) или на некоторой расстоянии от него (при отработке пологих пластов длинными столбами по простиранию, падению и восстанию). В последнем случае от перегрузочного пункта устанавливаются ленточные конвейеры, укорачиваемые по мере приближения очистного забоя к перегрузочному пункту.

Рекомендуется применять пневмозакладочные машины барабанного типа (табл. 5.7).

Таблица 5.7

Показатели	Пневмозакладочные машины барабанного типа	
	ПЗБ	ТР200
Производительность, $м^3/ч$	I50	II0-200
Диаметр закладочного трубопровода, мм	I75, 200	I75, 200
Длина транспортирования, м	До 500	До 350
Рабочее давление сжатого воздуха, $кгс/см^2$	До 4,0	До 4,0
Расход сжатого воздуха, $м^3/ч$	7000	6500
Крупность кусков породы, мм	До 80	До 80
Масса, кг	4900	4I00

Пневмозакладочный трубопровод прокладывается по участковым выработкам. Соединение труб быстроразъемное. В месте сопряжения забойного распределительного трубопровода со штрековым трубопроводом устанавливаются телескопические секции, позволяющие укорачивать штрековый трубопровод при работе механизированного комплекса.

5.5.4. Технология упрочняющейся закладки

Комплекс упрочняющейся закладки (КУЗ) состоит из установки на поверхности для приготовления твердеющих смесей и подземной части для транспортирования твердеющих смесей и распределения их

в выработанном пространстве. Часть установки, расположенная на поверхности, включает серийно выпускаемые бетоносмесители и помольное оборудование для приготовления вяжущих из местного сырья (гранулированных шлаков и горельников). КУЗ может быть использован для приготовления как жестких, так и текучих твердеющих смесей.

При использовании жестких смесей принимается следующая схема: в бетоносмесителях приготовляется сухой бетон (дробленые породы класса 0-60 мм и вяжущее), который по виброхоботам спускается в шахту и попадает на цепочку ленточных конвейеров; доставленная конвейерами смесь пневмозакладочной машиной транспортируется в выработанное пространство. В концевую часть пневмозакладочного трубопровода вводится вода.

Текучие смеси на основе мелкодробленых пород и вяжущего из местных материалов (гранулированных шлаков, горельников) транспортируются до места укладки по трубопроводам; движение происходит за счет разности геодезических отметок поверхности и забоя.

На рис. 5.I2 показана схема КУЗ производительностью I20 м^3/ч для шахты "Коксовая" производственного объединения "Прокопьевскуголь".

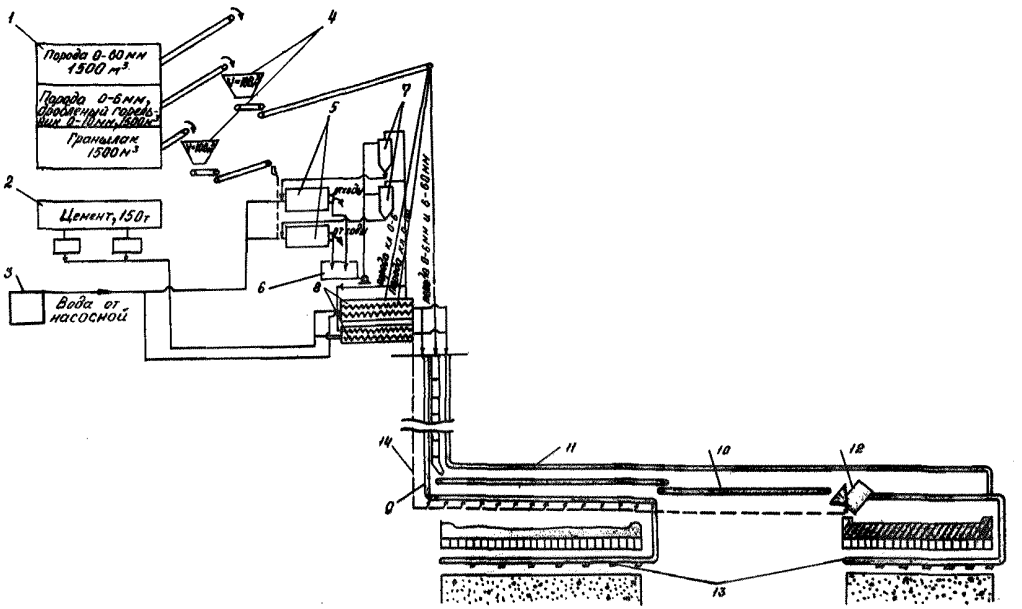


Рис. 5.I2. Комплекс упрочняющейся закладки (КУЗ) на шахте "Коксовая":

I - трехсекционный скреперный склад; 2 - склад цемента; 3 - насосная; 4 - дозирующие бункера; 5 - шаровые мельницы мокрого помола МШР; 6 - зумпф с насосом; 7 - гидроциклоны; 8 - смеситель СБ78; 9 - трубопровод для литой смеси цемента, гранулированного шлака, отсева крупностью 0-6 мм; I0 - трубопровод для подачи заполнителя класса 0-60 мм; II - трубопровод для подачи раствора вяжущих; I2 - пневмозакладочная машина; I3 - распределительный трубопровод; I4 - пневмопровод

5.6. Разработка пологих пластов угля в сложных горно-геологических условиях с применением механизированных комплексов

5.6.I. Переход геологических нарушений

Целесообразность перехода механизированными комплексами геологических нарушений в виде сбросов устанавливается технико-экономическими расчетами. Переход сброса без демонтажа механизированного комплекса целесообразен при следующих условиях:

I) амплитуда геологического нарушения не превышает мощности разрабатываемого пласта, а на мощных пластах - 3,5 м;

2) коэффициент крепости боковых пород не более 4 по шкале М.М.Протодьяконова, что позволяет при предварительном ослаблении массива с помощью буровзрывных работ разрушать породы выемочными машинами;

3) расстояние между переходимыми геологическими нарушениями с максимальной амплитудой не должно быть менее 300 м.

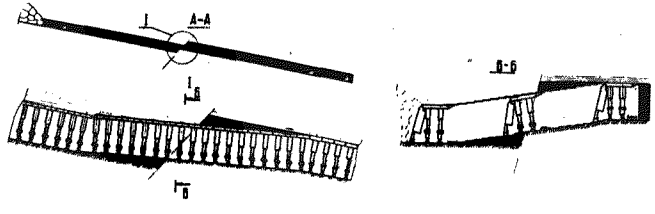


Рис. 5.I3. Схема постепенного перехода геологического нарушения механизированным комплексом КМ8I

Переход сброса, расположенного диагонально к линии очистного забоя, осуществляется путем постепенного перемещения комплекса вверх или вниз (рис. 5.I3, 5.I4) или с его поворотом в вертикальной плоскости (рис. 5.I5). Во время перехода геологического нарушения осуществляется полная затяжка пород кровли.

При амплитуде сброса, меньшей половины мощности пласта, рекомендуется постепенный переход, при большем значении амплитуды сброса - переход с поворотом комплекса в вертикальной плоскости.

В зависимости от типа геологического нарушения (сброс, взброс) переход осуществляется с опусканием или подъемом комплекса оборудования с подрывкой слабой породы почвы или кровли пласта.

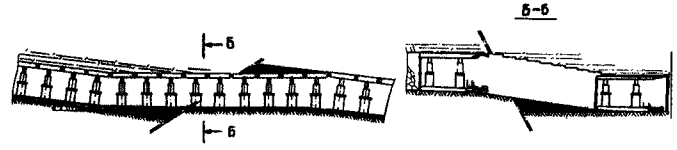


Рис. 5.I4. Схема постепенного перехода геологического нарушения механизированным комплексом КМ87

Подъем с подрывкой кровли начинают на расстоянии $\ell_п$ от торца смещенной части пласта, подъем с подрывкой почвы - от геологического нарушения и продолжают до входа механизированной крепи в смещенную часть пласта.

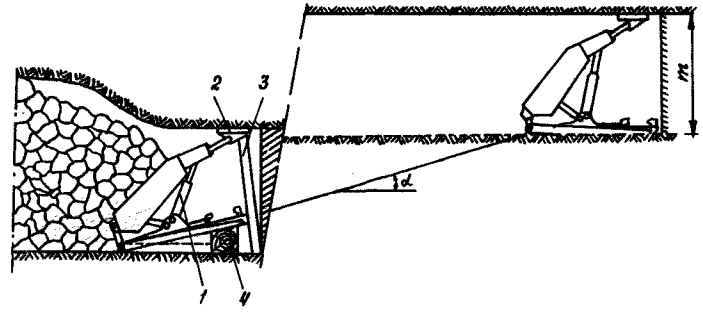


Рис. 5.I5. Схема перехода геологического нарушения с поворотом механизированного комплекса в вертикальной плоскости

Опускание с подрывкой кровли (см. рис. 5.I3) начинают от геологического нарушения, а с подрывкой почвы - на расстоянии $\ell_п$ от торца смещенного крыла пласта и продолжают до входа механизированной крепи в пласт за геологическим нарушением.

При постепенном переходе геологического нарушения

$$\ell_п = \frac{\ell_к H}{h};$$

при переходе с поворотом комплекса

$$\ell_n = H\,ctg\,\alpha,$$

где H – требуемая величина общего подъема или опускания механизированной крепи;

$\ell_к$ – ширина секции крепи механизированного комплекса;

h – допустимая величина первой ступени подъема или опускания механизированной крепи, зависящая от конструкции оборудования и горно-геологических условий; $h \leq 0{,}3$ м;

α – предельный угол устойчивости механизированной крепи, определяемый по табл. 5.8.

Поворот комплекса вверх (см. рис. 5.I5) производится путем сокращения длины гидростоек I при распертом козырьке 2 секции крепи стойкой 3 и подкладывания под секции крепи направляющих брусьев 4.

Таблица 5.8

Тип комплекса	Предельный угол устойчивости, град		
	в направлении продольной оси секции		в направлении поперечной оси секции
	по падению	по восстанию	
КМ87Д	20	8	I5
КМ87ДН	20	8	35
ПМКЭ	20	8	I5
ОМКТМ	30	8	I2
ОКП	30	8	20
КМ8I	25	8	20
КТУ2МКЭ	30	8	I5

Участки кровли, сложенные трещиноватыми породами, в зоне геологических нарушений рекомендуется крепить анкерами длиной до I,8 м с расстоянием между ними I м и углом наклона в сторону угольного массива. Анкеры устанавливаются впереди секций крепи.

Разработку тектонически нарушенных участков мощных пологих пластов целесообразно осуществлять механизированными комплексами с выпуском угля подкровельной и межслоевой толщи.

5.6.2. Отработка участков пластов, изолированных непереходимыми нарушениями

Выбор системы разработки в этих условиях определяется степенью нарушенности пласта, характеризуемой коэффициентом K, и длиной выемочного поля (табл. 5.9):

$$K = \frac{\ell_н}{S},$$

где $\ell_н$ – суммарная длина геологических нарушений в пределах выемочного поля, м;

S – площадь выемочного поля, га.

Таблица 5.9

K	Длина выемочного поля, км	Система разработки
До 50	0,5	Длинными столбами, в том числе с разворотом механизированного комплекса
50–I50	0,5–0,I	Камерно-столбовая

Разворот механизированных комплексов типа КМ87, IМК, ПМК, ОМКТМ и ОКП может производиться на пластах мощностью I,2–3,0 м с углами падения до $I0^0$ при кровле не ниже средней устойчивости (рис. 5.I6). Разворот осуществляется циклами. Число циклов составляет $n_ц = \theta : \beta$, где θ – планируемый угол разворота, β – допустимый угол разворота комплекса за один цикл ($\beta = I{,}5^0$).

Разворот за один цикл производится этапами. Число этапов $n_э = \frac{\ell\,tg\,\beta}{a}$, где ℓ – длина лавы, a – ширина захвата комбайна. На первом этапе разворот комплекса производится на участке длиной $\ell_p = a\,ctg\,\beta$ от центра поворота. Каждый последующий этап заключается во фронтальном передвижении комплекса вплотную к забою на уже развернутом и отработанном участке лавы.

Во избежание разворота механизированного комплекса вокруг одной неподвижной точки сначала вынимается одна или две полосы угля на величину захвата комбайна с учетом недодвигания секций; следующая полоса вынимается на полный захват по всей длине лавы и т.д.

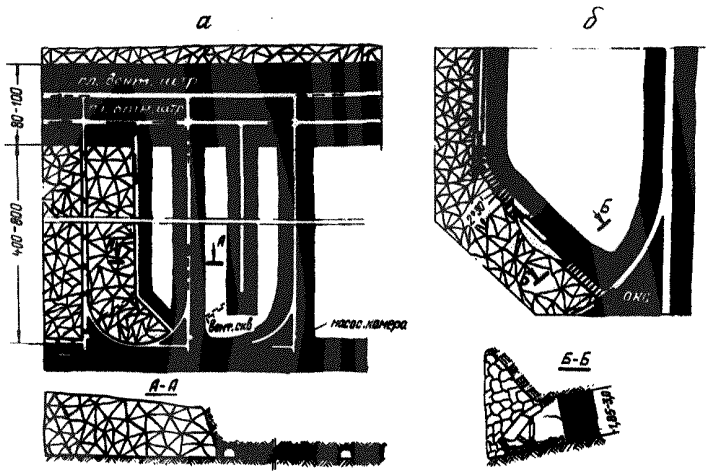


Рис. 5.16. Разворот механизированного комплекса на 180°:

а – схема подготовки и система разработки; *б* – схема очистного забоя с комплексом ОКП

Для охраны выработок в зоне разворота предусматривается усиленная крепь: железобетонные тумбы на границе выработанного пространства, двойной ряд гидравлических стоек по оси выемочных выработок (3–4 стойки на I м).

5.7. Составление картограмм – плановых графиков технологических и ремонтных работ в выемочном поле

Картограммы должны составляться для комплексно-механизированных очистных забоев в соответствии с утвержденным Министерством угольной промышленности СССР "Методическим руководством по составлению технологических картограмм и карт научной организации труда для совершенствования организации производства в очистных и подготовительных забоях" (М., ЦНИЭИуголь, 1977).

Целью составления картограмм является предварительная, до начала очистной выемки, разработка для конкретных горно-геологических условий плановых графиков технологических и ремонтных работ (в увязке с календарным планом отработки выемочного поля), обеспечивающих гарантированную высокую нагрузку на очистной забой в пределах всего выемочного поля, несмотря на изменения горно-геологических условий и надежности работы забойного оборудования. Для этого на шахтах должно осуществляться прогнозирование горно-геологических условий с их оценкой, должны приниматься технические и технологические решения и разрабатываться мероприятия по техническому обслуживанию и ремонту оборудования подготовительных и очистных забоев.

Исходной информацией для составления картограмм являются данные прогноза, полученные: в период геологоразведочных работ и при проведении подготовительных выработок; при отработке смежного с подготавливаемым выемочного поля на данной или соседней шахте; в результате ранее выполненных или специально проведенных шахтных и лабораторных исследований.

Картограмма должна содержать: план горных работ в проектируемом выемочном поле в масштабе I:I000 и геологические разрезы по осям вентиляционной и конвейерной выработок (горизонтальный и вертикальный в масштабе соответственно I:I000 и I:I00) с характеристикой пласта, пород кровли и почвы, гидрогеологических условий; таблицу с данными о ресурсах машин и отдельных узлов, номенклатуре и количестве запасных частей неснижаемого запаса (по нормам), которые должны находиться в пределах выемочного поля. На плане горных работ проектируемого выемочного участка должны быть показаны геологические нарушения, места пересечений пласта скважинами; обводненные зоны и места вероятного интенсивного притока воды в горные выработки, выявленные при проведении горных выработок; места суфлярных выделений метана или других газов; зоны повышенного горного давления (с отражением интенсивности) и характер его влияния на очистной забой и участковые выработки, изогипсы "ложной" кровли; ожидаемые места первичного и последующих обрушений основной кровли; зоны распространения подработки (надработки) пласта.

Картограмма является составной частью проекта вскрытия и подготовки выемочного поля, разрабатываемого с учетом требований Правил безопасности, Правил технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт на основе выбранной для конкретных условий прогрессивной технологической схемы отработки пласта. Все технические решения, связанные с выполнением картограммы, должны быть изложены в пояснительной записке к проекту.

В разработке картограмм участвуют: геологическая, маркшейдерская, техническая, энергомеханическая службы, начальники участков, а также представители соответствующих служб производ-

ственного объединения. Геологическая и маркшейдерская службы представляют всю необходимую горно-геологическую информацию для составления картограмм и календарного плана развития работ, техническая служба - горнотехническую информацию и необходимые технико-экономические показатели работы очистного забоя, энергомеханическая служба - информацию о ресурсах, сроках службы и неснижаемых запасах оборудования.

Картограмма утверждается главным инженером шахты в соответствии с инструкцией по составлению проектов вскрытия и подготовки выемочных участков, подготовки очистных забоев, паспортов управления кровлей, проведения и крепления подземных выработок, изложенной в Правилах безопасности.

При выявлении в процессе отработки выемочного поля резких изменений горно-геологических условий в картограмму с ведома главного инженера шахты могут вноситься соответствующие коррективы.

5.8. Обеспечение качества угля при разработке пластов

Для уменьшения засорения угля породой на всех этапах технологических процессов выемки и транспортирования, а также обеспечения сортности, влажности и других установленных показателей качества угля необходимо периодически (один раз в 3-6 мес) анализировать работу каждого очистного забоя и технологической цепочки. Анализ проводится начальником участка (или его помощником) при участии главного технолога, главного маркшейдера шахты и представителя ОТК; анализируются материалы отчетности участков и данные ОТК.

По форме, приведенной в табл. 5.10, первоначально записываются основные критерии качества угля и основные факторы, влияющие на него при выемке и транспортировании.

Таблица 5.10

Основные критерии качества угля	Основные факторы, влияющие на качество угля	
	при выемке угля	при транспортировании угля в шахте
Зольность	Присечка пород кровли и почвы, просыпание породы при передвижке, наклонах и перекосах секций механизированной крепи, вывалы породы	Засорение породой в процессе перекрепления выработок и подготовительных работ
Сортность	Тип машины, скорость подачи комбайна, схема резания, конструкция зубка	Число и высота пересыпов, средства транспортирования, длина доставки
Влажность	Орошение пласта при выемке, предварительное осушение пласта и вмещающих пород	Капеж по штрекам, в стволе, атмосферные осадки на поверхности

Дальнейший анализ можно осуществлять отдельно по каждому критерию качества (зольность, сортность и т.п.) и каждому выделенному влияющему фактору.

Результаты анализа доводятся до сведения рабочих и ИТР участка. Собираются и анализируются предложения рабочих, ИТР участка и шахты по повышению качества добываемого угля.

На основе анализа исходных данных и полученных предложений разрабатываются и рассматриваются на техническом совете шахты технические и организационные мероприятия. Затем издается приказ по шахте, и внедряются разработанные мероприятия.

Работа по улучшению качества угля проводится одновременно с анализом возможности увеличения нагрузки на лаву с учетом "Методики изыскания резервов повышения надежности работы оборудования и нагрузки на лаву в конкретных условиях действующих шахт" (М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1972) и других нормативных документов, утвержденных Министерством угольной промышленности СССР.

6. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

6.I. Унификация сечений подготовительных выработок

Сечения подготовительных выработок рассчитаны исходя из условий нормальной работы транспорта и пропуска необходимого количества воздуха при больших нагрузках на очистной забой с учетом необходимой податливости крепи, обеспечивающей требуемые размеры сечений подготовительных выработок в течение всего срока их службы; для выемочных выработок предусмотрен также запас сечения при безнишевой технологии для выхода комбайна в выработку. При расчете сечений принято, что все подготовительные выработки в той или иной мере испытывают влияние очистных работ.

Из соображений унификации рекомендуется четыре типовых сечения с арочной трехзвеньевой крепью АП, три сечения с арочной пятизвеньевой крепью АКП5 и два сечения с металлической крепью из прямолинейных элементов МПК (табл. 6.I).

Таблица 6.I

Тип крепи	Площадь сечения, м²		
	в свету		в проходке
	после осадки	до осадки	
АП	7,I	8,5	I0,6[x]
АП	8,9	I0,4	I2,9
АП	II,2	I2,8	I5,7
АП	I2,7	I4,5	I7,6
АКП5	7,I	I0,3	I2,7[xx]
АКП5	8,9	I2,5	I5,I
АКП5	II,2	I5,2	I8,3
МПК	7,0	7,5	I0,5
МПК	8,4	9,2	I0,9

x) Для крепи АП и АКП5 сечение в проходке рассчитано при условии проведения выработок по породам крепостью 4-6 по шкале М.М.Протодьяконова.

xx) При расчете сечения в проходке для крепи АКП5 вертикальная податливость ее принята равной 800 мм.

Для улучшения работы металлической крепи и снижения ее аэродинамического сопротивления специальный желобчатый профиль крепи АКП5 должен быть повернут своей открытой частью к породе.

Приведенные в табл. 6.I сечения выбраны с учетом ожидаемых смещений кровли и боков выработок и обеспечения нормального расположения коммуникаций и транспортных средств (рис. 6.I).

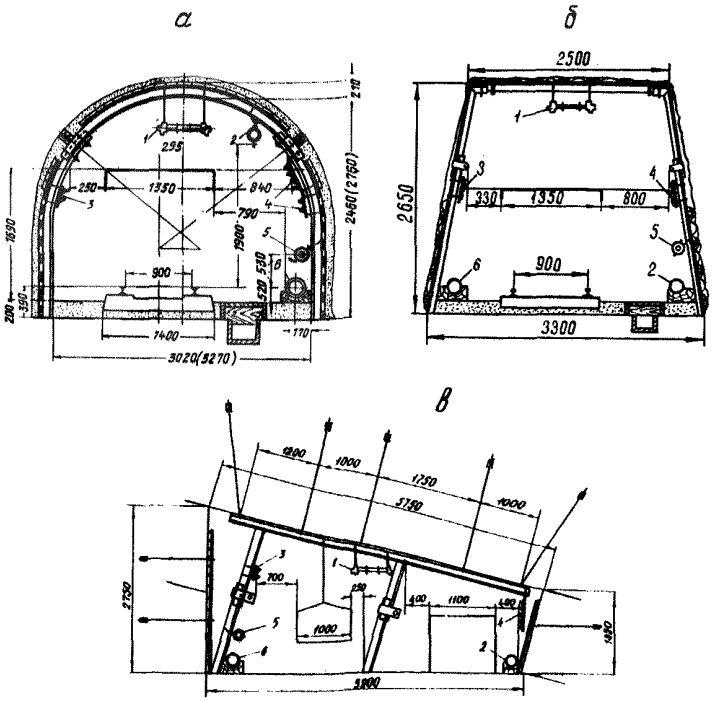


Рис. 6.I. Расположение коммуникаций:

а - в выработках с трехзвеньевой арочной крепью АП; *б* - в выработках с крепью МПК; *в* - в выработках с крепью МПК-К;

I - светильник люминесцентный; 2 - дегазационный трубопровод ⌀ I50 мм; 3 - кабели телефонные и сигнальные; 4 - кабели силовые напряжением I27, 660 и 6000 В, сечением 95 мм²; 5 - противопожарный трубопровод ⌀ I00 мм; 6 - трубопровод сжатого воздуха ⌀ 200 мм

6.2. Выбор рациональных вариантов проходческого оборудования

В "Основных технико-экономических направлениях развития угольной промышленности СССР" в области подготовительных работ предусматривается максимально возможное развитие комбайнового способа проходки, совершенствование буровзрывного способа на базе широкого применения буропогрузочных и погрузочных машин, а также бурильных установок; при этом скреперные погрузчики рекомендуется использовать в тех условиях, где не могут быть применены комбайны и погрузочные машины, колонковые сверла -

там, где не могут быть использованы бурильные установки, а ручные сверла - лишь при слабых ($f<4$) породах и в угольных забоях.

В соответствии с этим определена область применения комбайнового способа проходки, ограничиваемая, с одной стороны, техническими возможностями применяемых прогрессивных конструкций и подготавливаемых к серии образцов (по крепости и абразивности пород, углу наклона выработок и их сечениям), а с другой - условиями экономической целесообразности в сравнении с буровзрывным способом проходки (по скорости проведения, средней протяженности выработок, минимально необходимому годовому объему проходки).

Таблица 6.2

Показатели	Проходческие комбайны						
	избирательного действия					роторного действия	
	ПК3р	4ПУ	ПК9р	4ПП2	ГПК	"Союз-I9"	"Союз-I4"
Область применения							
Коэффициент присечки пород $K_п$	До 0,25	До 0,25	До 0,50	До 0,75	До 0,60	До I,00	До I,00
Коэффициент крепости пород f по М.М.Протодьяконову	До 4	До 4	До 4	До 6	До 4	До 8 с включением участков с f = I0	До 8 с включением участков с f = I0
Показатель абразивности пород a, мг	I0	I0	I0	I0-I5	I0	35	35
Сечение выработки в проходке $S_{пр}$, м²	5,3-I2,5	4,0-8,2	7,0-I6,0	9,0-I8,0	4,7-I5,0	I8,4	I4,0
Ширина выработки (от - до), м	2,8-4,I	2,6-3,3	3,0-6,3	3,6-6,0	2,6-4,7	4,7	4,I
Высота выработки (от - до), м	2,I-3,2	I,5-2,8	2,2-3,9	2,6-4,0	I,8-3,6		
Угол наклона выработки α, град	±I0	±I0	±I0	±I0	+I0 ÷ -25	±I0	±I0
Техническая характеристика							
Техническая производительность, м³/мин	0,50 (при f = I,5)	0,42	I,20	0,35 (при f=5)	До I,20	0,80 (при f = 8)	0,60
Коэффициент $K_в$, учитывающий затраты времени на вспомогательные и маневровые операции	0,85 - 0,95					0,75-0,85	
Коэффициент $K_{г.г.}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	I,4I7-0,308f+0,020f^2		$\frac{I,6I4}{f}$ - -0,076	$\frac{4,95}{f}$ + +0,0I	Н.д.	Н.д.	Н.д.
Основные размеры, м:							
длина	6,6	5,9	8,2	8,2	7,I	-	-
ширина по гусеницам	I,47	I,25	I,80-2,40	2,40	I,60	-	-
высота	I,74	I,30	I,83	I,96	I,50	-	-
Масса, т	I2,5	I0,7	3I,2	35,0	I8,0	200,0	I70,0
Установленная мощность электродвигателей, кВт	II6	63	I92	200	95	900	680

На основании данных, приведенных в табл. 6.2, а также результатов технико-экономических исследований, выполненных ИГД имени А.А.Скочинского, ДонУГИ, КНИУИ, КузНИУИ, ПечорНИИпроектом и НИИОСуголь, в технологических схемах приняты следующие конструкции проходческих комбайнов:

при $f \leq 4$, $K_п \leq 0,5$, $a \leq I0$ мг, $\alpha \leq \pm I0^0$, $S_{пр}$ = 7-I6 м², $L \geq I50$ м - комбайн избирательного действия типа ПК9р;

при $f \leq 4$, $K_п \leq 0,6$, $a \leq I0$ мг, α = +I0-25^0, $S_{пр}$ = 4,7-I5,0 м², $L \geq I50$ м - комбайн избирательного действия типа ГПК;

при f = 4-6, $K_п \leq 0,75$, $a \leq I5$ мг, $\alpha \leq \pm I0^0$, $S_{пр}$ = 9-I8 м², $L \geq 250$ м - комбайн избирательного действия типа 4ПП2;

при f = 6-8, $K_п \leq I,0$, $a \leq 35$ мг, $\alpha < \pm I0^0$, $L \geq I000$ м - комбайны роторного типа "Союз-I9" ($S_{пр}$=I8,4 м²) и "Союз-I4" ($S_{пр}$ = = I4,0 м²).

Здесь и далее f - коэффициент крепости пород по шкале М.М.Протодьяконова, $K_п$ - коэффициент присечки пород, a - показатель абразивности пород, α - угол наклона выработки, $S_{пр}$ - сечение выработки в проходке, L - средняя протяженность выработки. Оптимальные скорости проведения выработок проходческими комбайнами учтены в конкретных технологических схемах.

В условиях, оговоренных в табл. 6.2, допускается применение комбайнов ПК3р и 4ПУ.

Для условий, отличающихся от перечисленных выше, рекомендуется, как правило, буровзрывной способ проходки. Основные технические данные прогрессивного применяющегося и подготавливаемого к серийному производству оборудования для этого способа приведены в табл. 6.3-6.7.

На основании приведенных данных, а также результатов научных исследований в области совместимости бурового и погрузочного оборудования предусмотрены следующие комбинации бурильных и погрузочных машин:

в выработках с постоянным электровозным транспортом - бурильные установки типа БУ32 (при $f \leq 8$) и БУ33, БКГ2 (при $f \leq I6$) и погрузочные машины типа ПШМ-4э[x)] (с использованием пневматической энергии - соответственно БУР2 и ПШМ4п);

в тех же условиях, но при небольшом коэффициенте присечки боковых пород ($K_п \leq 0,3$), а также меньших размерах сечений - погрузочные машины типа ППМ4, оборудованные манипуляторами МН2 с колонковыми сверлами типа ЭБП ($f \leq II$) и ручными сверлами

x) Новая марка машины -ПШН5.

Таблица 6.3

Показатели	Бурильные установки					
	вращательного бурения		вращательно-ударного бурения			
	БУЭ1	БУЭ2	БУЭ3	БКГ2	БУ1	БУР2
Область применения						
Коэффициент крепости пород f	До 8	До 8	8–16	До 16	8–16	8–16
Сечение выработки в проходке, м²	8–11	10–20	10–20	8–22	6–14	8–25
Размеры забоя, обуриваемого с одной позиции (от – до), м:						
высота	2,3–3,8	2,3–4,1	2,3–4,1	2,3–3,8	2,3–3,7	2,3–4,0
ширина	2,3–3,7	2,7–5,5	2,7–5,5	2,7–5,0	2,3–4,4	2,7–5,0
Угол наклона выработки, град	Горизонтальная					
Техническая характеристика						
Техническая производительность[x], пшм/мин	0,99 (при $\ell_{шп}$=1,8м; $f \leq 7$)	0,99	Н.д.	Н.д.	0,88 (при $\ell_{шп}$=1,8м; $f \leq 7$)	0,88
Коэффициент $K_{\sim}$, учитывающий затраты времени на вспомогательные и маневровые операции	$0,052+0,118f - 0,004f^2$		Н.д.	Н.д.	$0,295 + 0,070f - 0,0025f^2$	
Коэффициент $K_{\sim\sim}$, учитывающий изменение горногеологических условий	$6,845-1,346f + 0,073f^2$		Н.д.	Н.д.	$2,518-0,291f + 0,0106f^2$	
Коэффициент K_{ℓ}, учитывающий изменение глубины шпура	$\frac{1}{0,93 + 0,04\,\ell_{шп}}$					
Коэффициент $K_{\prime}$, учитывающий неодновременность работы бурильных машин	-	0,95	0,95	0,95	-	0,95
Число бурильных машин, шт.	1	2	2	2	1	2
Основные размеры (в транспортном положении), мм:						
длина	8000	8000	8500	5850	6500	7000
ширина	750	1300	1300	1320	1080	1300
высота	1200	1530	1600	1750	1500	1550
Вид энергии	Электрическая				Пневматическая	
Масса, т	5,0	8,5	8,5	5,3	2,3	5,7
Установленная мощность бурильной установки:						
кВт	15	30	38	38		
л.с.					9	17

x) Для одной буровой головки.

типа СЭР для обуривания угольного забоя или слабых ($f \leq 4$) боковых пород;

в горизонтальных выработках сечением в свету свыше 6 м² с постоянным конвейерным транспортом – буропогрузочные машины типа 2ПНБ2Б ($f \leq 12$) и 1ПНБ2Б ($f \leq 6$), а при небольшом коэффициенте подрывки пород ($K_{п} \leq 0,3$) – погрузочные машины типа 2ПНБ2 и 1ПНБ2 с колонковыми и ручными сверлами;

в тех же условиях, но при боковых породах с $f \leq 4$ (при отсутствии проходческих комбайнов) – погрузочные машины типа 1ПНБ2 и ручные электросверла типа СЭР;

при проведении наклонных выработок в направлении сверху вниз с углами наклона до 18° – погрузочные машины типа 1ПМ4у, оснащенные манипуляторами МН2 с колонковыми сверлами; при $f \leq 6$ допускается использование погрузочных машин 1ПНБ2у; при проведении выработок в направлении снизу вверх с углом наклона до 8° рекомендуется применение буропогрузочных и погрузочных машин типа 1ПНБ2Б и 2ПНБ2Б;

при углах наклона выработок 18–30°, а также в выработках малых ($S_{пр} \leq 6$ м²) сечений и протяженности – скреперные установки.

Способ и средства транспортирования горной массы по участковым выработкам приняты исходя из условий максимального использования при проходке подготовительных выработок транспортного оборудования очистных участков. В тех случаях, когда горнотехнологические условия требуют применения на проходке конвейерного транспорта, а выработка (например вентиляционные ходки) в период эксплуатации не будет оборудована этим транспортом, рекомендуется использовать облегченные конструкции ленточных конвейеров.

Средства призабойного транспорта выбраны исходя из условия наиболее целесообразного их сочетания с участковым транспортом; размещение в сечении проводимой выработки средств транспорта максимально привязано к месту размещения транспортного оборудования добычных участков.

В горизонтальных и наклонных (до 10°) выработках, которые в период эксплуатации будут оборудованы конвейерным транспортом, в качестве средств призабойного транспорта при проходке рекомендуется применять ленточные перегружатели типа ПЛ либо УПЛ; допускается применение скребковых конвейеров СР70м.

При углах наклона 10–18° и направлении проходки сверху вниз рекомендуется использовать в сочетании с погрузочной машиной 1ПМ4у специально переоборудованные для разгрузки на скребковый конвейер СР70м вагонетки типа ВГ (со скошенным днищем и без боковой стенки).

В горизонтальных выработках, которые в период эксплуатации будут оборудованы рельсовым транспортом, при погрузке горной массы в вагонетки используется замкнутая разминовка из двух разносторонних (въездного и обменного) передвижных накладно-вкладных съездов конструкции Южгипрошахта с радиусом кривой 10 м. Такая разминовка позволяет производить маневры погрузочных и бурильных машин на колесном ходу, электровозов и нерасцепленных партий вагонеток.

Таблица 6.4

Показатели	Погрузочные машины				
	периодического действия		непрерывного действия		
	ПШН5	ПШМ4у	ПНБ2	2ПНБ2	ПНБ2у
	Область применения				
Коэффициент крепости пород f	До 14	До 14	До 6	До 12	До 6
Сечение выработки в проходке (не менее), м^2	6,0	6,0	5,6	6,2	5,6
Угол наклона выработки, град	Горизонтальная	8-18	До 8	До 8	До 18
	Техническая характеристика				
Техническая производительность, м^3/мин	0,7 (при f = 5)	Н.д.	1,47 (при f = 5)	1,47	0,92 (при f= 5; α = 15°)
Коэффициент $K_н$, учитывающий затраты времени на вспомогательные и маневровые операции	0,85-0,95	Н.д.	0,65-0,75		Н.д.
Коэффициент $K_{г.г.}$, учитывающий изменение горногеологических условий	$1,540-0,138f+0,006f^2$	Н.д.	$1,559-0,137f+0,005f^2$		Н.д.
Основные размеры, мм:					
длина	7435	7445	7100	8000	7100
ширина	1400	1800	1600	1800	1600
высота (в транспортном положении)	1750	1800	1250	1450	1300
высота наибольшая	2250	2375	2800	3000	2800
Масса, т	9,0	10,0	6,7	12,7	7,3
Установленная мощность двигателей:					
кВт	19,5	21,5	31,0	65,0	31,0
л.с.	58	-	-	-	-

При рельсовом транспорте в горизонтальных выработках тупик у обменного съезда дает возможность отсортировывать из состава порожняка "козы" и платформы с различными материалами без задержки работы погрузочной машины. Разгрузка материалов производится у места потребления при помощи ручных талей.

При погрузке горной массы погрузочными машинами на гусеничном ходу и при комбайновом способе проходки наряду со съездами конструкции Южгипрошахта используются ленточные перегружатели типа ПЛ.

В шахтах нового технико-экономического уровня для доставки материалов используются грузолюдские вагонетки ГЛВ3 и ГЛВ1,5.

Выработки с углами наклона более -18° проводятся с использованием концевого подъема и призабойной тупиковой разминовки.

Таблица 6.5

Показатели	Буропогрузочные машины	
	1ПНБ2Б	2ПНБ2Б
	Область применения	
Коэффициент крепости пород f	До 6	До 12
Сечение выработки в свету (минимальное), м^2	5,6	6,2
Максимальные размеры забоя, обуриваемого с одной позиции, м:		
высота	3,5	4,0
ширина	4,0	3,8
Угол наклона выработки, град	До ±8	До ±8
	Техническая характеристика	
Техническая производительность (по бурению), шпм/мин	1,54 (при $\ell_{шп}$ = 1,8м; f = 5)	0,88 (при $\ell_{шп}$ = 1,8м; f = 7)
Коэффициент $K_н$, учитывающий затраты времени на вспомогательные и маневровые операции	$0,052+0,118f-0,004f^2$	$0,295+0,070f-0,0025f^2$
Коэффициент $K_{г.г.}$, учитывающий изменение горногеологических условий	$3,660-0,722f+0,038f^2$	$2,518-0,291f+0,0106f^2$
Коэффициент $K_р$, учитывающий изменение глубины шпура	$\frac{1}{0,93+0,04\ell_{шп}}$	
Основные размеры, мм:		
длина	7100	8000
ширина	1600	1890
высота (в транспортном положении)	1900	2340
Вид энергии	Электрическая	Электрическая, пневматическая
Масса, т	8,6	13,8
Установленная мощность электродвигателей:		
кВт	36	65
л.с.	-	17

Величина оптимального шага переноски разминовки в зависимости от условий проходки колеблется в пределах от 35 до 45 м.

В качестве средств вспомогательного транспорта при конвейерном транспорте в горизонтальных и наклонных выработках рекоменду-

ется использовать грузолюдские монорельсовые дороги 6ДМК (4ДМК) для неразветвленных и ДМВ38 для разветвленных участков монорельсовых трасс. Доставка непосредственно к забою штучных, пакетированных и сыпучих материалов предусматривается в контейнерах типа КТ8 путем их подвески под монорельсовые грузовые тележки типа ТМГ, каждая из которых снабжается малогабаритной ручной лебедкой с двумя крюками на концах ее каната.

Таблица 6.6

Показатели	Буровые машины	
	БГА4	"Стрела"
	Область применения	
Коэффициент крепости пород f	До 2	До I0
Угол наклона скважины, град	0-90	40-85
Длина скважины, м	До 60 при бурении под углом 0-45°, до I50 при бурении под углом 45-90°	До 75
Диаметр скважины, мм	500 при бурении под углом 0-45°, 850-I070 при бурении под углом 45-90°	I000
	Техническая характеристика	
Скорость проведения скважины, м/ч	Н.д.	0,7-2,2
Основные размеры, мм:		
длина	I3I0	2750
ширина	I060	2234
высота	I0I2	I530
Вид энергии	Электрическая	Пневматическая
Масса бурового станка, кг	I39I	3672
Установленная мощность бурового станка:		
кВт	I8,5	-
л.с.	-	35

При рельсовом транспорте в наклонных выработках предусмотрена доставка материалов в вагонетках с разгрузкой при помощи ручных талей и перемещением к месту потребления маневровой лебедкой.

Проведение разрезных печей и монтажных камер не отражается в технологических картах, однако учитывается календарным графиком подготовки выемочного участка (поля). При этом предусматривается:

на пластах мощностью 0,7-I,2 м с углами падения до I8° - использование серийных нарезных комплексов КН, а при буровзрывном способе - ручная погрузка угля на скребковые конвейеры;

на пластах мощностью I,3-I,8 м - применение комбайнов типа "Карагандинец-У 4/9" либо ручная погрузка угля на скребковые конвейеры;

на пластах мощностью более I,8 м - применение серийных комбайнов типа ПК либо погрузочных машин типа ПНБ.

Таблица 6.7

Показатели	Нарезные буровые машины		Нарезной комплекс КН
	МРТ	МРС	
	Область применения		
Коэффициент крепости угля f	Любой		
Мощность угольного пласта, м	0,35-0,60	0,55-I,20	0,70-I,I0
Угол падения пласта, град	45-90	45-90	0-I8
Длина выработки, м	До I50	До I50	Любая
Ширина выработки, м	I,0	I,2	4,0
	Техническая характеристика		
Основные размеры, мм:			
длина	2500	2900	4000
ширина	I000	II90	I080
высота	330	500	525
Масса, т	I,5	2,3	5,4
Вид энергии	Пневматическая		Электрическая
Установленная мощность двигателей:			
кВт	-	-	36
л.с.	25	35	-

В выработках, проводимых без переборов в нетрещиноватых крупнослоистых породах, не склонных к вывалам, в качестве временной крепи следует применять анкеры, которые в дальнейшем используются в качестве постоянной крепи, причем анкерная крепь с закреплением патронированными химическими составами рекомендуется для всех горно-геологических условий, а анкерная крепь с механическим замковым закреплением - для пород с коэффициентом крепости более 4. С некоторым отставанием, определяемым технологическими особенностями, устанавливается рамная постоянная крепь. Временная анкерная крепь может устанавливаться с подхватом или с опорными плитками и затяжкой кровли. В породах с коэффициентом

крепости более 8 временная анкерная крепь может применяться самостоятельно, без рамной крепи. Длина анкеров должна быть не менее I/3 ширины выработки.

Недопустима установка только анкерной крепи в тех выработках, где ожидаются высокие деформации. Не рекомендуется применение временной анкерной крепи в зонах сильной обводненности, трещиноватости и геологических нарушений.

В тех условиях, где применение временной анкерной крепи невозможно, следует применять выдвижную предохранительную крепь.

Несмотря на то, что до настоящего времени серийно не изготовляются средства механизации возведения анкерной крепи в выработках больших пролетов и высоты, при разработке технологических схем принят во внимание положительный опыт промышленных испытаний навесной бурильной установки НБ4А к проходческому комбайну 4ПП2 для бурения шпуров под анкерную крепь. Учтена также возможность быстрого создания унифицированной бурильной установки (типа БУАЗ) для бурения шпуров под анкеры и по забою, базирующейся на серийно изготовляемых образцах оборудования типа БУЭ2(3) и БУАIс.

6.3. Средства механизации вспомогательных работ в подготовительных забоях

Крепеустановщик подвесной монорельсовый КПМ. Предназначен для механизации возведения постоянной арочной металлической крепи горизонтальных и наклонных (до $\pm 18^0$) горных выработок сечением в свету не менее I0,4 $м^2$, проводимых буровзрывным или комбайновым способом, а также для перекрытия кровли призабойного пространства во время уборки горной массы.

Крепеустановщик КПМ применяется в выработках на прямолинейных участках и на закруглениях с радиусом более 20 м.

Крепеустановщик КПМ (рис. 6.2) представляет собой перемещающийся по монорельсу гидроподъемник и состоит из корпуса I, механизмов подъема 2 и передвижения 3, маслостанции 4 и перекрытия 5.

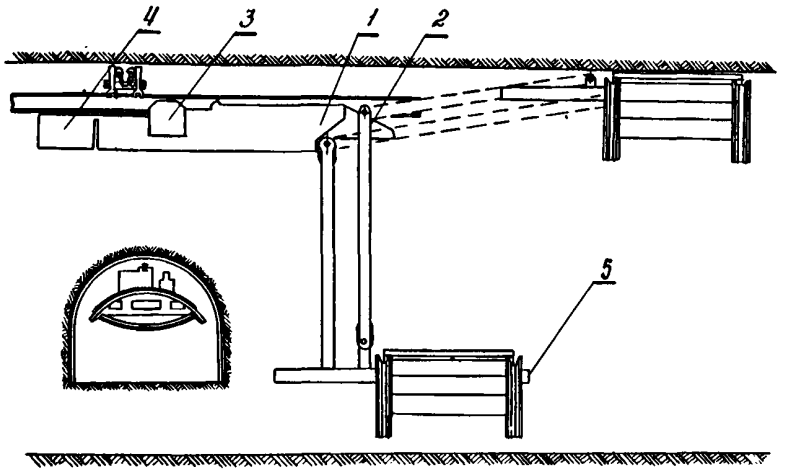


Рис. 6.2. Крепеустановщик подвесной монорельсовый КПМ

Техническая характеристика

Грузоподъемность, кг	800
Скорость передвижения, м/с	0,3
Приводная маслостанция:	
тип насоса	НШ32
электродвигатель:	
тип	ВАО 32-4
мощность, кВт	5
Габариты, мм:	
длина	6300
ширина (по маслостанции)	IIIO
высота (от верняка) при поднятом перекрытии	558
Длина монорельсового пути, м	60
Масса (с монорельсом), кг	4400

Наиболее перспективно применение крепеустановщика КПМ с пакетной (с использованием в пакетах металлических решетчатых или рулонных стеклотканевых затяжек) технологией возведения крепи,

разработанной ИГД им. А. А. Скочинского, при которой постоянная крепь устанавливается пакетами, предварительно собранными на монтажных столах (на верхняках укреплены затяжки и элементы узлов податливости и подвешены стойки).

Изготавливает крепеустановщики КПМ научно-производственное объединение "Углемеханизация".

Несъемный манипулятор МН2. Предназначен для установки колонковых сверл на породопогрузочные машины при бурении шпуров в горизонтальных горных выработках.

Техническая характеристика

Вылет стрелы, мм	2000
Число манипуляторов, устанавливаемых на породопогрузочной машине	2
Число колонковых сверл, устанавливаемых на каждом манипуляторе	I
Максимальная ширина забоя, обуриваемого с помощью одного манипулятора, мм	3I00
Высота обуриваемого забоя, мм:	
максимальная	3250
минимальная	I50
Мощность электродвигателя, кВт	0,8
Габариты, мм:	
длина	I600-2080
ширина	350
высота	I400
Масса, кг	390

Изготовитель - Александровский машиностроительный завод.

Машина МАПI. Предназначена для бурения шпуров по породам крепостью до 8 по шкале М.М. Протодьяконова при установке анкерной крепи в подготовительных выработках сечением от 3,5 до 6 м^2 в шахтах, опасных по газу и пыли.

Техническая характеристика

Высота выработки, м	I,9-2,5
Глубина бурения (с заменой штанги), мм	I800
Частота вращения шпинделя, об/мин	I70 и 320
Ход подачи, мм	950
Усилие подачи, кгс	I500
Скорость подачи, м/мин:	
вперед	До I,4
назад	До 2,3
Усилие распора, кгс	До 2000
Мощность электродвигателя, кВт	3,5
Габариты, мм:	
длина	I825
ширина	660
высота	820
Масса, кг	240

Машина выполнена на базе электрогидравлического сверла ЭБГПI, имеет встроенную насосную станцию, которая обеспечивает гидравлическую подачу инструмента с плавным регулированием скорости и усилия подачи, а также распор машины между кровлей и почвой. Бурение шпуров ведется с промывкой, что уменьшает пылеобразование и улучшает санитарное состояние выработки.

Изготовитель - электромеханический завод "Красный металлист", г. Конотоп.

Перекатная роликовая платформа типа ПШР. Предназначена для механизации обмена одиночных вагонеток в забоях подготовительных выработок, проводимых с помощью породопогрузочных машин. Выработки могут быть как однопутевые, так и двухпутевые с колеей 600 или 900 мм.

Техническая характеристика

	ПШРI900	ПШР2900	ПШРI600	ПШР2600
Допустимая нагрузка, кгс	4000	4000	4000	4000
Высота тележки над головкой рельса, мм	87	87	87	87
Число одновременно обменниваемых вагонеток	I	I	I	I
Габариты, мм:				
длина	2300	2300	2000	2000
ширина	I320	I320	I020	I020
высота	I23	I23	I23	I23
Масса, кг	275	288	225	237

Изготовители - производственные объединения "Ростовуголь", "Приморскуголь", "Кузбассуголь", "Средазуголь".

Лункобур. Предназначен для бурения лунок при установке шахтной крепи.

Техническая характеристика

Диаметр лунок, мм	200-250
Длина бура, мм	670

Привод	Ручное электросверло
Масса, кг	2,5

Изготовитель – производственное объединение "Карагандауголь".

Ударно-импульсная насадка к ручному электросверлу. Предназначена для завинчивания гаек анкеров, а также стяжных болтов при монтаже щитов и установке металлической арочной крепи.

Техническая характеристика

Диаметр резьбы анкера, мм	20
Развиваемый крутящий момент, кгс.м	До 25
Частота вращения шпинделя, об/мин	860
Габариты, мм:	
длина	450
ширина	86
высота	86
Масса, кг	2,9

Изготовитель – производственное объединение "Кузбассуголь".

Прибор для контроля за прочностью закрепления анкеров.

Техническая характеристика

Тяговое усилие, кгс	До I0000
Максимальный ход винта, мм	I45
Площадь кольцевого плунжера, $см^2$	42,7
Давление масла, $кгс/см^2$	До 250
Высота прибора, мм	353
Масса, кг	6,5

Изготовители – производственные объединения "Кузбассуголь" и "Ростовуголь".

Погружной насос ПЭ32М. Предназначен для откачки воды из водоотливных канавок, мульд, приямков при проведении горных выработок.

Техническая характеристика

Производительность, $м^3/ч$	34; 30; I0
Напор, м	6; I0; 20
Привод:	
тип	Ручное электросверло СЭРI9М
мощность, кВт	I,2
частота вращения электродвигателя, об/мин	2750
Габариты, мм:	
длина	450
ширина	280
высота	285
Масса, кг	I6

Изготовитель – производственное объединение "Макеевуголь".

Кран КII000. Предназначен для подъема и перемещения груза по горизонтальным рельсовым выработкам, возведения сборной железобетонной крепи из тюбингов, а также используется при ремонте горизонтальных выработок.

Техническая характеристика

Грузоподъемность, кгс, при длине стрелы, мм	
3200	I000
I600	2000
Максимальная высота подъема крюка, мм	3500
Средняя скорость подъема, м/с	0,36
Угол поворота платформы, град	360
Угол поворота стрелы, град:	
в горизонтальной плоскости	2I0
в вертикальной "	I30
Скорость передвижения крана, м/с	0,725
Привод:	
пневмодвигатель:	
тип	ПШКI0
частота вращения, об/мин	I600
электродвигатель:	
тип	КОМ324
мощность, кВт	7
частота вращения, об/мин	I450
Колея, мм	900
Минимальное сечение выработки, $м^2$	8
Габариты, мм:	
длина	5200
ширина	I350
высота	I500
Масса, кг	7000

Изготовитель – Карагандинское объединение по производству горношахтного оборудования.

6.4. Методика расчета рациональных параметров подготовки очистного фронта

6.4.I. Пооперационные экономико-математические модели трудоемкости проходческих работ

Пооперационные экономико-математические модели трудоемкости позволяют достаточно точно учитывать затраты труда при выполнении каждой операции проходческих процессов, при этом учитываются затраты как механизированного, так и ручного труда:

$$T = \sum_{i=1}^{N} T_i = \sum_{i=1}^{N} \left(T_{м_i} + T_{р_i} \right),$$

где T – общая трудоемкость проведения I м^3 выработки в свету, чел.-мин/м^3;

N – число операций;

i – индекс отдельной операции;

$T_м$, $T_р$ – соответственно затраты механизированного и ручного труда.

Показатель затрат механизированного труда $T_м$ при выполнении каждого процесса зависит от вида и производительности применяемых средств механизации. При технической производительности машины Q и числе управляющих ею проходчиков n этот показатель в общем виде может быть выражен формулой

$$T_м = \frac{n}{Q \cdot П_к}, \qquad (6.I)$$

где Q – техническая производительность машины, т.е. объем работ по данному процессу, выполняемый машиной в единицу чистого времени в реальных производственных условиях;

$П_к$ – система коэффициентов, приближающая техническую производительность оборудования к фактически достигаемой в конкретных горногеологических и организационно-технических условиях. Она включает коэффициент $k_м$, учитывающий долю затрат времени на механизированное выполнение вспомогательных и маневровых операций; коэффициент готовности применяемого оборудования $k_г$; коэффициент $k_{г.г}$, учитывающий изменение горногеологических условий по сравнению с теми, для которых рассчитана техническая производительность машины.

После замены $П_к$ произведением $k_м$, $k_г$ и $k_{г.г}$ формула (6.I) примет следующий вид:

$$T_м = \beta \frac{n}{Q \cdot k_м \cdot k_г \cdot k_{г.г}}, \qquad (6.2)$$

где β – коэффициент пересчета затрат труда на единицу объема работ по каждому процессу в соответствующие затраты труда, приходящиеся на I м^3 выработки в свету.

Для процесса погрузки коэффициент пересчета $\beta_п$ определяется по формуле

$$\beta_п = \frac{S_{пр}}{S_{св}},$$

где $S_{пр}$ – сечение выработки в проходке, м^2;

$S_{св}$ – " " " свету, м^2.

Для процесса бурения коэффициент пересчета $\beta_{бур}$ следует находить по выражению

$$\beta_{бур} = l_{уд} \frac{S_{пр}}{S_{св}},$$

где $l_{уд}$ – расход шурометров на I м^3 выработки в проходке.

Для процесса крепления

$$\beta_{кр} = \frac{z}{S_{св}},$$

где z – число рам, устанавливаемых на I м выработки.

Затраты ручного труда $T_р$ при выполнении каждого процесса могут характеризоваться выражением

$$T_р = \beta \frac{N_в}{k_{орг} \cdot k'_{г.г}}, \qquad (6.3)$$

где $N_в$ – среднепрогрессивные значения затрат труда, необходимых для выполнения операции в определенных организационных и горно-геологических условиях, чел.-мин на единицу объема работ;

$k_{орг}$ – коэффициент, учитывающий изменение затрат труда в зависимости от численности проходчиков, занятых на выполнении ручных операций;

$k'_{г.г}$ – коэффициент, учитывающий изменение горно-геологических условий работы.

Ожидаемые затраты труда проходчиков при выполнении одного процесса, согласно формулам (6.2) и (6.3), составляют:

$$T_{пр} = \left(\beta \frac{n}{Q \cdot k_м \cdot k_г \cdot k_{г.г}} + \beta \frac{N_в}{k_{орг} \cdot k'_{г.г}} \right) \cdot \mu, \qquad (6.4)$$

где μ – коэффициент, учитывающий продолжительность регламентированных перерывов на отдых и личные надобности;
μ = I,II-I,I7 в зависимости от тяжести труда на отдельных операциях.

Общие ожидаемые затраты труда на проведение I м^3 выработки в свету выразятся в виде суммы затрат труда по каждому процессу:

$$T = \sum_{i=1}^{\delta} \beta_i \left(\frac{n_i}{R_i K_{Mi} K_{ri} K_{r.ri}} + \frac{N_{Bi}}{K_{opri} K'_{r.ri}} \right) \mu_i . \qquad (6.5)$$

Для укрупненных расчетов целесообразно использовать усредненный коэффициент готовности всей технологической схемы $K_{r.c}$, зависящий как от коэффициентов готовности отдельных машин и механизмов, так и от технологии их применения, а также усредненный коэффициент μ_{cp}, равный I,I5.

Для технологических схем с параллельным порядком ведения работ $K_{r.c}$ определяется по формуле

$$K_{r.c} = \frac{1}{1 + \sum_{i=1}^{N} \frac{1 - K_{ri}}{K_{ri}}} , \qquad (6.6)$$

где N - число выполняемых процессов (операций);

K_{ri} - коэффициент готовности i -го процесса (операции).

Коэффициент готовности для схем с последовательным порядком ведения работ определяется по формуле

$$K_{r.c} = \frac{\sum_{i=1}^{N} t_{pi}}{\sum_{i=1}^{N} \frac{t_{pi}}{K_{ri}}} . \qquad (6.7)$$

Продолжительность выполнения отдельного процесса (операции) t_{pi} определяется как отношение соответствующего объема работ к производительности процесса (операции).

Такое определение коэффициента готовности всей технологической схемы (с учетом затрат труда на любом процессе, включая процессы и операции, выполняемые вручную) предполагает четко рассчитанную организацию работ в забое, при которой выход из строя любой установки вызывает простой всех последующих звеньев технологической цепи. При этом коэффициент готовности процессов и операций, выполняемых вручную, условно принимается равным I. Таким образом, упрощенная расчетная формула принимает вид

$$T = \frac{\mu_{cp}}{K_{r.c}} \sum_{i=1}^{\delta} \beta_i \left(\frac{n_i}{R_i K_{Mi} K_{r.ri}} + \frac{N_{Bi}}{K_{opri} K_{r.ri}} \right) . \qquad (6.8)$$

В табл. 6.8-6.I3 приведены формулы и данные для расчета трудоемкости отдельных операций, как механизированных, так и выполняемых вручную, для наиболее типичных горнотехнологических условий проведения подготовительных выработок проходческими комбайнами и буровзрывным способом, входящие в состав пооперационных экономико-математических моделей трудоемкости проходческих работ. Эти данные уже обработаны и представлены в виде, удобном для выполнения несложных математических расчетов.

Данные, стоящие в скобках после соответствующих значений технической производительности оборудования или трудоемкости операций, выполняемых вручную, показывают, при каких значениях факторов S, f, $\ell_{шп}$, n и т.д. рассчитаны эти цифры. Ниже даны значения коэффициентов, при умножении на которые учитывается влияние степени изменения того или иного фактора, т.е. определяются соответствующие ему ожидаемые значения производительности оборудования или трудоемкости операций.

В табл. 6.I4 приведены формулы для расчета коэффициентов готовности отдельных проходческих машин, а в табл.6.I5 - величины коэффициентов готовности, трудоемкости работ, ожидаемых трудовых затрат и производительности труда проходчиков для основных технологических схем проведения подготовительных выработок в наиболее типичных условиях при оптимальных скоростях проходки. Расчет выполнен с учетом трудоемкости работ по наращиванию коммуникаций, которые могут выполняться и в отдельную ремонтную смену. В конкретных технологических схемах подготовки выемочных полей рекомендуется уровень производительности труда проходчиков, определенный на основе соответствующих расчетов.

Таблица 6.8

Номер операции	Операции	Трудоемкость выполнения операций разрушения забоя и уборки горной массы при проведении выработок комбайнами			
		ПК3р	ГПК	ПК9р	4ПП2
		Механизированные операции			
	Работа комбайна				
	Техническая производительность, $м^3$/мин	0,5 (при f = I,5)	0,9 (при f = I,5)	I,2 (при f = I,5)	0,35 (при f = 5
	Коэффициент $K_м$, учитывающий затраты времени на вспомогательные и маневровые операции	0,9	0,9	0,9	0,9
	Коэффициент $K_{г.г}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	$I,417-0,308f+0,020f^2$	$\frac{I,602}{f}-0,068$	$\frac{I,614}{f}-0,076$	$\frac{4,950}{f}+0,010$
		Ручные операции			
I	Подготовительно-заключительные операции, чел.-мин/смену	40,0 (при упрощенном расчете I чел.-мин/$м^3$)			
2	Замена зубков, чел.-мин/$м^3$	0,402 (при f = I,5)			
	Коэффициент $K_{г.г}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	$0,42I+0,386$			
3	Зачистка почвы и подкидка угля и породы к погрузочному органу комбайна, чел.-мин/$м^3$	2,330 (при f = I,5)	I,200 (при f = I,5)	0,800 (при f = I,5)	I,859 (при f = 5)
	Коэффициент $K_{г.г}$, учитывающий изменение горно-геологических условий		$0,274+0,514f-0,020f^2$		$0,I25+0,225f-0,010f^2$
4	Раскайловка крупных кусков угля и породы, чел.-мин/$м^3$	0,320 (при f = I,5)			
	Коэффициент $K_{г.г}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	$0,336+0,468f-0,0I7f^2$			
5	Обмен вагонеток, чел.-мин/$м^3$ x)	3,07 (при $n_{обм}$ = 2 чел; $L \le 40$ м; f = 5; $q_в$ = I,0 $м^3$)			
	Коэффициент $K_{орг}$, учитывающий изменение числа проходчиков	$0,8I0+0,09I\,n_{обм}+0,002\,n^2_{обм}$			
	Коэффициент K_L, учитывающий изменение расстояния откатки	$L/40$			
	Коэффициент $K_{г.г}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	$0,920+0,006f+0,002f^2$			
	Коэффициент $K_{q_в}$, учитывающий изменение вместимости вагонеток	$0,59+0,4I/q_в$			
6	Укладка и передвижка выдвижных рельсов временного пути, чел.-мин/цикл	$9,43\ell_ц$			
	Коэффициент $K_р$, учитывающий изменение числа путей	Для однопутевых выработок $K_р$ = I; для двухпутевых $K_р$ = 2			

x) При применении электровоза для обмена партии вагонеток трудоемкость обменно-транспортных операций определяется из выражения:

$$T_{обм} = n_{обм} \times \frac{2L}{V} \times m \times \frac{1}{\ell_ц \cdot S_{св}},$$

где L - средняя длина откатки, м;

V - средняя скорость движения состава, м/мин;

m - число рейсов, необходимых для транспортирования породы и угля, разрушаемых при подвигании забоя за цикл проходки.

При упрощенном расчете $T_{обм} = \frac{10m}{\ell_ц \cdot S_{св}}$.

Таблица 6.9

Номер операции	Операция	Трудоемкость выполнения операций по бурению шпуров бурильными машинами и установками			
		СЭР	ЭБГП	БУ3I, БУ32, типа НБI3	БУI, БУР2, типа НБIп
				Механизированные операции	
	Бурение шпуров				
	Техническая производительность, шпм/мин[x]	0,78 (при $\ell_{шп}$ = I,8 м; f = I,5)	0,500 (при $\ell_{шп}$ = I,8 м; f = 7)	0,99 (при $\ell_{шп}$ = I,8 м; f = 7)	0,88 (при $\ell_{шп}$ = I,8 м; f = 7)
	Коэффициент $K_{м}$, учитывающий затраты времени на вспомогательные и маневровые операции	-	-	0,052+0,II8 f -0,004 f^2	0,295+0,070 f -0,0025 f^2
	Коэффициент $K_{гг}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	-0,I0 + $\frac{I,65}{f}$	5,034-0,932 f +0,05I f^2	6,845-I,346 f +0,073 f^2	2,5I8-0,29I f +0,0I06 f^2
	Коэффициент K_{ℓ}, учитывающий изменение глубины шпура		$\frac{I}{0,93+0,04\,\ell_{шп}}$		
	Коэффициент $K_{орг}$, учитывающий изменение числа проходчиков	$K_{орг}$ = I при n = I; $K_{орг}$ = I,50 при n = 2	-	-	-
	Коэффициент $K_{н}$, учитывающий неодновременную работу бурильных машин	-	-	0,95[xx]	
				Ручные операции	
I	Подготовительно-заключительные операции, чел.-мин/цикл	20,9	67,5	29,0	
2	Оборка забоя с разметкой шпуров, чел.-мин/шпур	0,084 (при f = I,5)	0,705 (при f = 7)	0,705 (при f = 7)	
	Коэффициент $K_{гг}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	0,II0+0,464 f +0,086 f^2	0,020+0,063 f +0,0II f^2	0,020+0,063 f +0,0II f^2	
3	Смена буровых штанг и коронок, чел.-мин/шпм	0,075 (при f = I,5)	I,98 (при f = 7)	0,535 (при f = 7)	
	Коэффициент $K_{гг}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	0,I73+0,478 f +0,049 f^2	0,398+0,079 f +0,00I f^2	0,39I+0,080 f +0,00I f^2	
4	Переход от шпура к шпуру, чел.-мин/шпур	0,255	3,42 (при бурении с колонки) или I,8I (при бурении с манимулятора)	-	
5	Раскайловка и очистка почвы для бурения нижних шпуров, чел.-мин/шпур	0,I5 (при f = I,5)	0,755 (при f = 7)	0,540 (при f = 7)	
	Коэффициент $K_{гг}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	0,475+0,272 f +0,052 f^2	0,3I4+0,II2 f -0,002 f^2	0,3I4+0,II2 f -0,002 f^2	
6	Чистка шпуров, чел.-мин/шпм	0,050	0,367	0,367	
7	Устройство и разборка подмостей, чел.-мин/цикл	I0,0	-	-	

x) Для одной бурильной головки.

xx) Для БУ32, БУР2.

Таблица 6.I0

Порядковый номер	Технологические перерывы	Трудоемкость выполнения (потери затрат труда) в период технологических перерывов
I	Заряжание и взрывание шпуров, чел.-мин/шпм	2,3 (при $\ell_{шп}$ = I,8 м)
	Коэффициент K_{ℓ}, учитывающий изменение глубины шпура	0,65 + $\frac{0,63}{\ell_{шп}}$
	Потеря трудозатрат, вызванные простоем проходчиков, не участвующих в заряжании и взрывании шпуров, чел.-мин/цикл	$t_{зар} \cdot (n_{зб} - n_{зар})$; при упрощенном расчете не учитываются.
2	Проветривание, чел.-мин/цикл	$t_{пр} \cdot n_{зб}$

Таблица 6.II

Номер операции	Операция	Трудоемкость выполнения операций по погрузке горной массы погрузочными машинами[x]	
		ПШН5, ПШН5П	ПНБ2, 2ПНБ2
		Механизированные операции	
	Погрузка машиной		
	Техническая производительность, $м^3$/мин	0,7 (при $f = 5$)	I,47 (при $f = 5$)
	Коэффициент $K_м$, учитывающий затраты времени на вспомогательные и маневровые операции	0,9	0,7
	Коэффициент $K_{гг}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	$I,540-0,I38f+0,006f^2$	$I,559-0,I37f+0,005f^2$
		Ручные операции	
I	Подготовительно-заключительные операции, чел.-мин/цикл	8,0	
2	Оборка забоя, чел.-мин/цикл	$0,68\,S_{вн}\,l_ц$ (при $f = 5$)	
	Коэффициент $K_{гг}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	$0,I45+0,206f-0,007f^2$	
3	Установка временной предохранительной крепи, чел.-мин/цикл[xx]	$I,57\,S_{вн}\,l_ц$	
4	Зачистка почвы и подкидка угля и породы к погрузочному органу машины, чел.-мин/$м^3$	2,45 (при $f = 5$)	I,55 (при $f = 5$)
	Коэффициент $K_{гг}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	$0,I20+0,22I f-0,009f^2$	$0,II7+0,2I9f-0,009f^2$
5	Раскайловка крупных кусков угля и породы, чел.-мин/$м^3$	0,7I (при $f = 5$)	
	Коэффициент $K_{гг}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	$0,I60+0,208f-0,008f^2$	
6	Обмен вагонеток[xxx], чел.-мин/$м^3$	3,07 (при $n_{обм} = 2$ чел., $L \le 40$ м; $f = 5$; $q_в = I,0$ $м^3$)	
	Коэффициент $K_{орг}$, учитывающий изменение числа проходчиков	$0,8I0+0,09I\,n_{обм}+0,002\,n^2_{обм}$	
	Коэффициент K_L, учитывающий изменение расстояния откатки	$L/40$	
	Коэффициент $K_{гг}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	$0,920+0,006f+0,002f^2$	
	Коэффициент $K_{qв}$, учитывающий изменение вместимости вагонеток	$0,59+0,4I/q_в$	
7	Укладка и передвижка выдвижных рельсов временного пути, чел.-мин/цикл	$9,43\,l_ц$	
	Коэффициент $K_р$, учитывающий изменение числа путей	Для однопутевых выработок $K_р = I$; для двухпутевых $K_р = 2$	

x) Если на процессе погрузки занято не менее четырех человек, то суммарная трудоемкость механизированной операции "погрузка машиной" и ручных операций по "зачистке почвы и подкидке породы к погрузочному органу машины" (4-я операция), "раскайловке крупных кусков породы" (5-я операция) и "обмену вагонеток" (6-я операция) определяется по выражению

$$\Sigma T_i = \left(\frac{T_{чел\ пог}}{n_{упр}} + \frac{T_{обм}}{n_{обм}} \right) \times (n_{упр} + n_{обм}).$$

xx) При использовании крепеустановщика КПМ 3-я операция отсутствует.

xxx) При применении электровоза для обмена партии вагонеток трудоемкость обменно-транспортных операций определяется из выражения

$$T_{обм} = n_{обм} \times \frac{2L}{v} \times m \times \frac{1}{l_ц\,S_{св}},$$

где L – средняя длина откатки, м;

v – средняя скорость движения состава, м/мин;

m – число рейсов, необходимых для транспортирования породы и угля, разрушаемых при подвигании забоя за цикл проходки.

При упрощенном расчете:

$$T_{обм} = \frac{10m}{l_ц\,S_{св}}.$$

Таблица 6.I2

Номер операции	Операция	Трудоемкость выполнения операций по установке металлической арочной трехзвеньевой крепи[x]
I	Подноска крепежных материалов, чел.-мин/арку	I2,5 (при $S_{пр}$ = I0,6 м^2 и $L_{под} \leq$ 20 м)
	Коэффициент K_S, учитывающий изменение сечения выработки	I,I59-0,068 $S_{пр}$ +0,005 $S_{пр}^2$
	Коэффициент K_L, учитывающий расстояние подноски	L/20
2	Подготовка лунок, чел.-мин/арку	II,6 (при f = 7)
	Коэффициент $K_{г.г}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	0,223+0,I32 f -0,003 f^2
3	Выравнивание боков и кровли выработки, чел.-мин/арку[xx]	I3,25 (при $S_{пр}$ = I0,6 м^2, f = 7)
	Коэффициент K_S, учитывающий изменение сечения выработки	0,364+0,060 $S_{пр}$
	Коэффициент $K_{г.г}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	0,2I6+0,I6I f -0,007 f^2
4	Установка и разборка подмостей, заготовка клиньев и распор, подготовка хомутов и планок, проверка правильности установки крепи, чел.-мин/арку	8,0
5	Установка и соединение элементов крепи, чел.-мин/арку	4I,0 (при $S_{пр}$ = I0,6 м^2)
	Коэффициент K_S, учитывающий изменение сечения выработки	0,359+0,035 $S_{пр}$ +0,0024 $S_{пр}^2$
6	Затяжка кровли и боков выработки с забутовкой пустот за рамами, чел.-мин/арку[xx]	64,0 (при $S_{пр}$ = I0,6 м^2 и γ = I арка/м)
	Коэффициент K_S, учитывающий изменение сечения выработки.	0,447+0,032 $S_{пр}$ +0,00I9 $S_{пр}^2$
	Коэффициент K_γ, учитывающий число рам на I м выработки	I/γ

x) В связи с отсутствием достаточного количества опытно-статистических данных, характеризующих результаты применения подвесного монорельсового крепеустановщика КПМ при проведении выработок, в табл. 6.I2 приведены формулы для расчета трудоемкости процесса крепления только при ручном возведении крепи. При буровзрывной проходке с использованием крепеустановщика КПМ суммарная трудоемкость процесса крепления определяется умножением суммарной трудоемкости при ручном возведении крепи на коэффициент 0,75, при комбайновой проходке - на 0,7.

xx) При комбайновом способе проходки 3-я операция отсутствует, а трудоемкость 6-й операции равна 44,8 чел.-мин/арку (при $S_{пр}$ = I0,6 м^2 и γ = I арка/м).

Таблица 6.I3

Номер операции	Операция	Трудоемкость выполнения вспомогательных работ
I	Настилка пути, чел.-мин/м	43,9 (при f = 7)
	Коэффициент $K_{г.г}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	0,820+0,040f -0,002f^2
	Коэффициент K_p, учитывающий число путей	Для однопутевых выработок K_p = I, для двухпутевых K_p = 2
2	а) Проведение водоотливной канавки без крепления, чел.-мин/м:	
	при буровзрывной проходке	I6,I (при f = 7)
	коэффициент $K_{г.г}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	0,700+0,057 f -0,002f^2
	при комбайновой проходке	4,5 (при f = 5)
	коэффициент $K_{г.г}$, учитывающий изменение горно-геологических условий	0,745+0,06I f -0,002f^2
	б) Крепление водоотливной канавки, чел.-мин/м	52,9
3	Наращивание вентиляционных и водоводных труб, чел.-мин/м	7,8
4	Наращивание скребкового конвейера типа СР70м, чел.-мин/м	52,6 (при $l_н$ = I,54 м)
	Коэффициент K_l, учитывающий длину наращивания	$0,57 + \frac{0,67}{l_н}$
5	Наращивание монорельса, чел.-мин/м	20,0

Таблица 6.I4

Наименование оборудования	Формулы для расчета коэффициента готовности $K_г$
Комбайн 4ПП2	0,885-0,0I2f
Комбайн ПК9р	0,870-0,0I4f
Комбайн ГПК	0,884-0,0I6f
Комбайн ПК3р	0,860-0,020f
Прицепной ленточный перегружатель	0,95
Ленточный конвейер типа 1ЛТ80 (I став)	0,95
Погрузочная машина 1ППН2	0,778-0,025f
Погрузочная машина 1ППН5	0,902-0,004f
Погрузочная машина 2ППН2	0,773-0,0IIf
Бурильная установка БУР2	0,9I5-0,0I5f
Бурильная установка БУЭ2	0,936-0,0I7f

Таблица 6.I5

Средства механизации, входящие в состав технологической схемы	Коэффициент крепости боковых пород $f_п$	Коэффициент присечки пород $к_п$	Суммарная трудоемкость работ по технологической схеме без учета $к_{гс}$ и μ, чел.-смен / м³ в свету	Коэффициент готовности технологической схемы $к_{гс}$ при экономически целесообразной скорости проходки	Ожидаемые затраты труда по технологической схеме с учетом $к_{гс}$ и μ, чел.-смен / м³ в свету	Производительность труда проходчика по технологической схеме с учетом $к_{гс}$ и μ, м³ в свету / чел.-смен
Погрузочная машина IПНБ2, ручное электросверло СЭР, скребковый конвейер СР70м, ленточный конвейер IЛ80, монорельсовая дорога 6ДМК	3	0,7	0,I60	0,95I	0,I94	5,I
Буропогрузочная машина IПНБ2Б, скребковый конвейер СР70м, ленточный конвейер IЛ80, монорельсовая дорога типа 6ДМК	3	0,7	0,I55	0,93I	0,I90	5,2
Проходческий комбайн ПК9р с перегружателем ПЛПк, скребковый конвейер СР70м, ленточный конвейер IЛ80, монорельсовая дорога 6ДМК	3	0,5	0,096	0,907	0,I22	8,2
Буропогрузочная машина IПНБ2Б, скребковый конвейер СР70м, ленточный конвейер IЛ80, монорельсовая дорога 6ДМК	5	0,7	0,I72	0,900	0,220	4,6
Проходческий комбайн 4ПП2 с перегружателем ПЛПк, скребковый конвейер СР70м, ленточный конвейер IЛ80, монорельсовая дорога 6ДМК	5	0,7	0,II2	0,768	0,I67	6,0
Бурильная установка БУЭ2, погрузочная машина ПМ4э, рельсовый транспорт	6	0,7	0,208	0,946	0,253	4,0
Буропогрузочная машина 2ПНБ2Б, скребковый конвейер СР70м, ленточный конвейер IЛ80, монорельсовая дорога 6ДМК	6	0,7	0,I82	0,9I2	0,229	4,4
Бурильная установка БУР2, погрузочная машина ПМ4п, рельсовый транспорт	I0	0,7	0,263	0,882	0,343	2,9
Буропогрузочная машина 2ПНБ2Б, скребковый конвейер СР70м, ленточный конвейер IЛ80, монорельсовая дорога 6ДМК	I0	0,7	0,23I	0,846	0,3I5	3,2

Примечание. Коэффициент крепости угля в расчетах принят равным I,5.

6.4.2. Графики организации работ в подготовительных забоях

Режим работы подготовительных забоев принимается таким же, как для очистных забоев: четыре шестичасовые смены в сутки, из которых одна ремонтная, при шестидневной рабочей неделе.

В качестве основной формы организации труда рекомендуется комплексная проходческая бригада, выполняющая все основные процессы и вспомогательные работы в забое. Профилактический осмотр и ремонт оборудования выполняется электромеханической службой участка в четвертую (ремонтную) смену.

Расчет графика организации работ производится в такой последовательности:

I. Устанавливаются исходные данные для расчета, к числу которых относятся:

крепость угля f_y и пород $f_п$;

степень присечки пород $\mu_п$;

сечение выработки в проходке $S_{пр}$ и в свету $S_{св}$;

тип и плотность установки крепи;

набор проходческого оборудования.

2. В соответствии с данными табл. 6.8–6.13 и с учетом численных значений коэффициентов $\kappa_г$ и μ рассчитываются ожидаемые затраты труда на выполнение производственных операций; коэффициент готовности системы машин, обеспечивающей выполнение операций (например, комбайн – перегружатель – конвейер), рассчитывается по формуле (6.6).

3. Определяется минимально необходимая и максимально возможная численность проходчиков в сменном звене.

Минимально необходимая численность проходчиков определяется исходя из условия обеспечения обслуживания применяемых в технологической схеме систем машин либо возможности выполнения единицы объема наиболее трудоемких видов ручных работ. Так, при обслуживании системы машин комбайн – перегружатель – конвейер на операциях по разрушению и удалению горной массы необходимо задалживать не менее трех рабочих: машиниста комбайна, его помощника, оператора конвейера. Такое же число рабочих, как правило, требуется при ручном возведении арочной крепи из-за значительного веса отдельных ее элементов. При простейших технологических схемах, применяемых в выработках малого сечения, в соответствии с требованиями ПБ в забое должно находиться не менее двух рабочих и т.д.

Определение максимально возможной численности проходчиков осуществляется исходя из принципа распределения производственных операций по трем категориям.

К категории "$а$" относятся операции, не совмещающиеся друг с другом во времени, со строго регламентированной численностью проходчиков.

К категории "$б$" относятся операции, не совмещающиеся во времени друг с другом и с операциями, включенными в категорию "$а$", численность проходчиков на которых строго не регламентирована (однако она не должна превышать максимальных величин, устанавливаемых на основе производственного опыта).

К категории "$в$" относятся остальные операции, которые могут быть совмещены во времени друг с другом и с операциями категорий "$а$" и "$б$".

При получении дробного значения максимально возможной численности проходчиков в сменном звене оно округляется до ближайшего меньшего целого числа.

4. Рассчитывается лимитирующая временная технологическая цепочка для максимально возможной численности проходчиков в сменном звене. Продолжительность лимитирующей временной технологической цепочки определяют операции категорий "$а$" и "$б$".

5. Устанавливается минимальная и максимально возможная скорость проходки.

При комбайновой проходке из общего времени смены вычитается 20 мин на регламентированный перерыв $t_р$; при буровзрывной проходке регламентированный перерыв совмещается во времени с проветриванием забоя.

Допускается незначительная (на 5–10%) корректировка полученных значений максимальной скорости проходки с учетом горнотехнологических факторов (плотность установки крепи, глубина шпуров и т.д.) с целью обеспечения целого числа циклов в смену.

6. В случае необходимости достижения промежуточных значений скорости проходки путем интерполяции определяется соответствующее число рабочих и корректируется временная технологическая цепочка.

7. При конкретизации графика организации работ строго соблюдается условие, чтобы в каждый период времени суммарная численность рабочих на совмещающихся операциях была равна численности сменного звена.

Ниже в качестве примера приводится расчет технологических параметров для проектирования работ при комбайновой проходке с выполнением работ по наращиванию коммуникаций в ремонтную смену. Нумерация операций соответствует таковой в табл. 6.8–6.I3.

Пример. Подготовительная выработка проводится комбайном 4ПП2 по углю с $f_у$ = I,5 с присечкой 60% пород с $f_п$ = 5 (средний коэффициент крепости $f_{ср}$ = 3,6) сечением в проходке I5,7 м^2, в свету I2,8 м^2. Для доставки горной массы используется скребковый конвейер СР70м и монорельсовая дорога 6ДМК. Выработка крепится металлическими арками, устанавливаемыми через I,0 м.

Затраты труда на разрушение забоя комбайном и погрузку горной массы составляют:

$$T_м^к = \frac{n_к \cdot \mu}{R_к \cdot K_м \cdot K_{гг} \cdot K_г} \cdot \alpha_к = \frac{3 \cdot I,I5}{0,35x0,9x(\frac{4,95}{3,6} + 0,0I)x0,780} \text{ x}$$

$$\text{x } \frac{I5,7}{I2,8} = I2,3 \text{ чел.-мин/м}^3.$$

Трудоемкость ручных операций при работе комбайна (см. табл. 6.8) составляет:

I) $\frac{I5,7 \text{ x } I,I5}{I2,8} = I,4I$ чел.-мин/м^3;

2) 0,402 x (0,42I + 0,386 x 3,6) x I,I5 x $\frac{I5,7}{I2,8}$ =

= I,02 чел.-мин/м^3;

3) I,859 x (0,I25 + 0,225 x 3,6–0,0I x 3,6^2) x I,I5 x

x $\frac{I5,7}{I2,8}$ = I,83 чел.-мин/м^3;

4) 0,683 x (0,I50+0,205x3,6–0,007x3,6^2) x

x I,I5 x $\frac{I5,7}{I2,8}$ = 0,7I чел.-мин/м^3.

Итого $\Sigma T_р^к$ = 4,97 чел.-мин/м^3.

Трудоемкость крепления (см. табл.6.I2) составляет:

I) I2,5 x (I,I59–0,068xI5,7+0,005xI5,7^2) x $(\frac{20}{20})$ x I,I5 x

x $\frac{I,0}{I \text{ x } I2,8}$ = I,48 чел.-мин/м^3;

2) II,6 (0,223+0,I32x3,6–0,003x3,6^2) x I,I5 x

x $\frac{I,0}{IxI2,8}$ = 0,74 чел.-мин/м^3;

3) 8,0 x $\frac{I,0xI,I5}{IxI2,8}$ = 0,7I чел.-мин/м^3;

4) 4I,0 x (0,359+0,035xI5,7+0,0024xI5,7^2) x I,I5 x

x $\frac{I,0}{IxI2,8}$ = 5,52 чел.-мин/м^3;

5) 44,8x(0,447+0,032xI5,7+0,00I9xI5,7^2) x $\frac{I}{I,0}$ x I,I5 x

x $\frac{I,0}{IxI2,8}$ = 5,82 чел.-мин/м^3.

Итого $\Sigma T_р^{кр}$ = I4,27 чел.-мин/м^3.

Трудоемкость вспомогательных работ (см. табл. 6.I3) составляет[x]:

2) $\left[I6,I\ (0,700 + 0,057 \text{ x } 3,6 - 0,002x3,6^2) + \right.$

$\left. + 52,9\right] \text{ x } \frac{I \text{ x } I,I5}{I \text{ x } I2,8} = 6,05$ чел.-мин/м^3.

Общая трудоемкость работ ΣT составляет:

$$T_м^к + \Sigma T_р^к + \Sigma T_р^{кр} + \Sigma T_р^{всп} = 37,68 \text{ чел.-мин/м}^3.$$

Минимальная численность проходческого звена составляет три человека; минимальная скорость проходки с учетом регламентированного перерыва равна:

$$v_{min} = \frac{340 \text{ x } 3}{37,68 \text{ x } I2,8} = 2,II \text{ м/смену.}$$

---

x) Дана трудоемкость устройства водоотводной канавки; предусматривается, что наращивание конвейерного става и монорельса производится в ремонтную смену.

При определении максимальных значений численности проходчиков в сменном звене и скорости проходки к категории "α" отнесены следующие операции: подготовительно-заключительные, разрушение забоя комбайном и обслуживание конвейера (задалживается три человека); замена зубков, раскайловка негабарита (задалживается два человека); к категории "δ" отнесены: установка и соединение элементов крепи (60% трудоемкости операции), затяжка кровли и боков выработки с забутовкой пустот за рамами (30% трудоемкости операции); по данным практики, число задалживаемых здесь рабочих не должно превышать 9-10 чел.

Остальные операции, как показывает производственный опыт, могут быть совмещены с операциями, составляющими лимитирующую временную технологическую цепочку, и, следовательно, относятся к категории "β".

Продолжительность выполнения операций категории "α", как следует из приведенных выше данных, составляет:

$$t_\alpha = \left(\frac{12,39 + 1,41}{3} + \frac{1,02 + 0,71}{2}\right) \times 12,8 = 69,95 \text{ мин/м.}$$

Трудоемкость выполнения этих операций равна:

$$T_\alpha = 12,39 + 1,41 + 1,02 + 0,71 = 15,53 \text{ чел.-мин/м}^3.$$

Трудоемкость выполнения операций категории "β" составляет:

$$T_\beta = 1,83+1,48+0,74+0,71+0,4x5,52+0,7x5,82+6,05 = 17,09 \text{ чел.-мин/м}^3.$$

При условии совмещения операций, отнесенных к категориям "α" и "β", и выполнения остальных несовмещаемых операций (категория "δ") всем звеном проходчиков максимальная численность звена составляет:

$$n_{зв} = \left(\frac{T_\alpha + T_\beta}{t_\alpha}\right) \cdot S_{св} = \left(\frac{15,53+17,09}{69,95}\right) \times 12,8 = 6,04 \text{ чел. (6 чел.).}$$

Трудоемкость выполнения операций категории "δ" составляет:

$$T_\delta = 0,6 \times 5,52 + 0,3 \times 5,82 = 5,06 \text{ чел.-мин/м}^3.$$

Продолжительность выполнения этих операций равна:

$$t_\delta = \frac{T_\delta}{n_{зв}} \cdot S_{св} = \frac{5,06}{6} \times 12,8 = 10,79 \text{ мин/м.}$$

Таким образом, максимальная скорость проходки составляет:

$$v_{max} = \frac{t_{см} - t_р}{t_\alpha + t_\delta} = \frac{360-20}{69,95+10,79} = 4,21 \text{ м/смену.}$$

С учетом плотности установки крепи (1 арка/м) скорость проходки можно уменьшить до 4,0 м/смену, т.е. на 5%, с целью достижения целого числа циклов в смену.

На рис. 6.3 приведен график организации работ при комбайновой проходке выработок, построенный по данным произведенного выше расчета, а на рис. 6.4-6.6 - графики организации работ для других наиболее характерных условий работы по предлагаемым технологическим схемам.

6.4.3. Определение рациональных параметров подготовки очистного фронта

К основным параметрам подготовительных работ относятся: продолжительность подготовки очистного фронта, скорость проведения горных выработок, число одновременно действующих подготовительных забоев и численность проходческого звена.

Продолжительность подготовки очистного фронта $t_{под}$ исходя из времени отработки этажа (панели, выемочного поля) и резерва времени (около 25%) на возможное перевыполнение плана добычи определяется из следующего выражения:

$$t_{под} = 0,75 \frac{H \cdot l \cdot m \cdot \gamma}{\beta \cdot Q},$$

где H - длина этажа (панели, выемочного поля), м;
l - суммарная длина фронта одновременно действующих очистных забоев, м;
m - мощность пласта, м;
γ - плотность угля, т/м^3;
β - число рабочих дней в месяце;
Q - нагрузка на очистной забой, т/сут.

При проведении выработок одним забоем средняя скорость проходки составляет $v_{ср} = \frac{l}{t_{под}}$, где l – суммарная длина всех подготовительных выработок. Рациональное число одновременно действующих забоев устанавливается на основе оптимальных значений скорости проведения подготовительных выработок в различных горно-геологических и организационно-технических условиях.

Ниже приведены рекомендуемые значения оптимальных скоростей проведения подготовительных выработок для различных горнотехнологических условий, рассчитанные по изложенному в п. 6.4.2 методу; соответствующие значения численности сменного звена проходчиков, как правило, близки к максимально возможным (табл. 6.I6).

Таблица 6.I6

Горные выработки	Скорость проведения подготовительных выработок, м/мес	
	буровзрывным способом	комбайновым способом
Квершлаги, орты	II0	-
Штреки:		
с угольным забоем	2I0	340
" смешанным "	I70	290
" породным "	I25	-
Бремсберги:		
с угольным забоем	I80	3I0
" смешанным "	I50	270
" породным "	I00	-
Уклоны:		
с угольным забоем	I35	250
" смешанным "	II5	220
" породным "	-	-
Печи, скаты:		
с угольным забоем	I00	-
" породным "	70	-

Своевременное воспроизводство очистного фронта может быть осуществлено различным числом одновременно действующих подготовительных забоев; в основу расчета параметров подготовки заложено определение рационального их числа на базе оптимальных значений скорости проходки и исходя из принципа постоянства количества проходчиков во времени, т.е. $\sum_{i}^{m_з} N_i = const$, причем число забоев $m_з$ может меняться во времени.

Рациональное число одновременно действующих подготовительных забоев определяется с учетом соотношения различных видов выработок (условий проведения) и их объемов из следующего выражения:

$$m_з = \frac{\sum_{i}^{k} \frac{l_i}{v_{oi}}}{t_{под}},$$

где k – число видов выработок;

l_i – длина i-й выработки, м;

v_{oi} – оптимальная скорость проходки i-й выработки, м/мес.

Следует иметь в виду, что при подготовке новой панели (горизонта) наряду с расчетом общей продолжительности отработки панели необходимо выполнить проверочный расчет продолжительности подготовки отдельных ярусов (очистного фронта), поскольку сроки подготовки каждого из них, как правило, являются лимитирующими.

Конкретные параметры подготовки, приведенные на календарных графиках (см. часть I настоящих "Прогрессивных технологических схем..."), рассчитаны исходя из условия достижения оптимальных скоростей проходки при лимитирующих вариантах очистной выемки, т.е. при минимальной протяженности выемочного участка и таких параметрах очистной выемки, при которых в соответствии с "Методикой расчета нагрузки на очистной забой" (см. раздел I4) достигается максимальное его подвигание.

6.5. Выбор рационального способа проведения выработок смешанным забоем

При разработке столбовыми системами тонких и средней (до 2,5 м) мощности пологих и наклонных угольных пластов большая часть подготовительных выработок проводится смешанным забоем (как правило, узким) с выдачей угля, породы или горной массы на поверхность. При этом возможно применение следующих способов проведения выработок и выдачи из них угля, породы или горной массы:

I. С совместной выемкой угля и породы и выдачей горной массы в отвал.

II. С совместной выемкой угля и породы и выдачей горной массы вместе с углем из очистных забоев.

III. С раздельной выемкой и выдачей угля и породы.

Процессы	Единица измерения	Объем работ на смену	Условные номера проходчиков	Продолжительность процесса, мин	Затраты труда, чел.-мин	Часы смены					
						I	2	3	4	5	6
Подготовка к работе			I-6	I5	90						
Работа комбайна	$м^3$	62,8	I	55 х 4	220						
Обслуживание комбайна			I-2	I5 х 4	I20						
Вспомогательные работы на погрузке горной массы	$м^3$	62,8	2-3	55 х 4	440						
Возведение крепи	Арок	4	5-6 I-6	55 х 4 45	440 270						
Устройство водоотводной канавки	м	4	3-6	I5 х 4	240						
Прочие вспомогательные работы			4	55 х 4	220						
Регламентированный перерыв			I-6	20	I20						

Оборудование:
комбайн 4ПП2,
перегружатель ПЛПк,
конвейер СР70м,
монорельсовая дорога 6ДМК.

Крепь - металлические арки АП3 (I арка/м) с затяжкой боков и кровли.

Скорость проходки:
4 м/смену,
I2 м/сут,
307 м/мес.

Производительность труда:
0,67 м/чел.-смену,
8,53 $м^3$ в свету/чел.-смену.

Рис. 6.3. График организации работ при проведении горизонтальной выработки со смешанным забоем комбайновым способом ($S_{пр}$ = I5,7 $м^2$; $S_{св}$ = I2,8 $м^2$; $f_у$ = I,5; $f_п$ = 5; $k_п$ = 0,6)

Процессы	Единица измерения	Объем работ на смену	Условные номера проходчиков	Продолжительность процесса, мин	Затраты труда, чел.-мин	Часы смены					
						I	2	3	4	5	6
Подготовка к работе			I-4	I5	60						
Работа комбайна	$м^3$	47,I	I	40x3	I20						
Обслуживание комбайна			I-2	I0x3	60						
Вспомогательные работы на погрузке горной массы	$м^3$	47,I	2-3	40x3	240						
Возведение крепи	Арок	3	I-4	45x3	540						
Устройство водоотводной канавки	м	3	I-4 3-4	40 I0x3	I60 60						
Прочие вспомогательные работы			4	40x3	I20						
Регламентированный перерыв			I-4	20	80						

Оборудование:

комбайн ПК9р,
перегружатель ПТЛ1к,
конвейер СР70м,
монорельсовая дорога 6ДМК.

Крепь - металлические арки АП3 (I арка/м) с затяжкой боков и кровли.

Скорость проходки:

3 м/смену,
9 м/сут,
230 м/мес.

Производительность труда:

0,75 м/чел.-смену,
9,6 $м^3$ в свету/чел.-смену.

Рис. 6.4. График организации работ при проведении уклона со смешанным забоем комбайновым способом ($\alpha \leq I0^0$; $S_{пр} = I5,7\ м^2$; $S_{св} = I2,8\ м^2$; $f_у = I,5$; $f_п = 4$; $k_п = 0,5$)

Процессы	Единица измерения	Объем работ на смену	Условные номера проходчиков	Продолжительность процесса, мин	Затраты труда, чел.-мин	Часы смены					
						I	2	3	4	5	6
Подготовка к работе			I-3	I5	45						
Бурение шпуров	шпм	78	I-3	I30	390						
Заряжание шпуров	шт	30		25	I25						
Взрывание и проветривание				20							
Уборка горной массы	$м^3$	28,4	I-4	75	300						
Возведение крепи	Арок	2,2	I-5	95	475						
Устройство водоотводной канавки	м	2,2	4-5	I00	200						
Прочие вспомогательные работы			4-5 5	45 75	90 75						
Регламентированный перерыв			I-5	3	I00						

Оборудование:

буропогрузочная машина 2ПНБ2Б,
конвейер СР70м,
перегружатель,
монорельсовая дорога 6ДМК.

Крепь - металлические арки АП3 (I арка/м) с затяжкой боков и кровли.

Скорость проходки:

2,2 м/смену,
6,6 м/сут,
I70 м/мес.

Производительность труда:

0,44 м/чел.-смену,
4,57 $м^3$ в свету/чел.-смену.

Рис. 6.5. График организации работ при проведении горизонтальной выработки со смешанным забоем буровзрывным способом ($S_{гр}$ = I2,9 $м^2$; $S_{св}$ = I0,4 $м^2$; $f_у$ = 1,5; $f_п$ = 7; $k_п$ = 0,7)

Процессы	Единица измерения	Объем работ на смену	Условные номера проходчиков	Продолжительность процесса, мин	Затраты труда, чел.-мин	Часы смены					
						I	2	3	4	5	6
Подготовка к работе			I-6	I5	90						
Бурение шпуров	шпм	90	I-4	I50	600						
Заряжание шпуров	шт.	45		35	245						
Взрывание и проветривание				25							
Уборка породы	$м^3$	28,2	I-6 I-7	30 45	I80 3I5						
Возведение крепи	Арок	I,6	I-7 5-7	20 I00	I40 300						
Настилка рельсового пути	м	3,2	I-4	40	I60						
Устройство водоотводной канавки	м	I,6	5-7	40	I20						
Прочие вспомогательные работы			5-7 7	50 45	I50 45						
Регламентированный перерыв			I-7	20	I40						

Оборудование:

бурильная установка БУЭ2,
погрузочная машина ППН5,
вагонетки типа ВГ,
электровоз.

Крепь - металлические арки АП3 (I арка/м) с затяжкой боков и кровли.

Скорость проходки:

I,6 м/смену,
4,8 м/сут,
I25 м/мес.

Производительность труда:

0,23 м/чел.-смену,
3,32 $м^3$ в свету/чел.-смену.

Рис. 6.6. График организации работ при проведении горизонтальной выработки по породе буровзрывным способом ($S_{пр}$ = I7,6 $м^2$; $S_{св}$ = I4,5 $м^2$; $f_{п}$ = 8)

Применение того или иного способа оказывает существенное влияние как на количество добываемого шахтой угля (потеря, полный или частичный выход угля из подготовительных забоев), так и на его зольность (сохранение зольности на уровне пластовопромышленной или ее увеличение), что в конечном итоге влечет за собой изменение всех основных технико-экономических показателей работы шахты.

Основным показателем эффективности применения различных способов ведения работ, учитывающим изменение количества и качества выдаваемой продукции, является прибыль по шахте:

$$П = Q\,(Ц_р - С), \qquad (6.9)$$

где Q – объем продукции, т;

$Ц_р$ – расчетная цена I т продукции, руб.;

$С$ – себестоимость I т продукции, руб.

В связи с тем, что выход угля из подготовительных забоев при применении различных способов ведения работ неодинаков, для возможности сопоставительной оценки их эффективности прибыль относится к удельному объему продукции (добычи) по шахте – к I000 т добычи из очистных забоев.

Расчет эффективности применения возможных способов ведения работ в сравнении с базовым способом (применяющимся в настоящее время на шахте) производится в общем случае по следующей модели максимизируемой прибыли шахты:

$$П_i = Ц_р\left(1 - \frac{A^c_{ф_i} - A^c_н}{A^c_п - A^c_н}\right)\left[1000 + k_{изв}\left(\alpha_1 q_{г.м} + \alpha_2 q_у\right)\right] -$$

$$- \Big\{ (1000 + q_б) C_{ш.б} + \Big[Q_{пр_i}\left(C_{пр_i} + C_{тр_i}\right) -$$

$$- Q_{пр_б}\left(C_{пр_б} + C_{тр_б}\right)\Big]\Big\} \text{ руб/I000 т добычи из очистных забоев,} \qquad (6.I0)$$

где $Ц_р$ – расчетная цена рядового угля (горной массы), руб/т;

$A^c_{ф_i}, A^c_н$ – соответственно фактическая (при i-том способе ведения работ) зольность и установленная расчетная норма зольности рядового угля (горной массы) для данной шахты, %;

$A^c_п$ – зольность породы крупностью +25 мм, %;

$k_{изв}$ – коэффициент, учитывающий степень извлечения угля из подготовительных забоев, проводимых по пласту с присечкой вмещающих пород;

α_1, α_2 – коэффициенты, зависящие от способа ведения работ:

при I способе ведения работ $\alpha_1 = \alpha_2 = 0$;

" II " " " $\alpha_1 = I$, $\alpha_2 = 0$;

" III " " " $\alpha_1 = 0$, $\alpha_2 = I$;

$q_{г.м}, q_у$ – удельный выход соответственно горной массы и угля из подготовительных забоев, т/I000 т добычи из очистных забоев;

$q_б$ – удельный вес угля (горной массы), поступающего из подготовительных забоев, в общей добыче шахты при базовом способе ведения работ, т/I000 т добычи из очистных забоев;

$C_{ш_б}$ – себестоимость добычи по шахте I т рядового угля (горной массы) при базовом способе ведения работ, руб;

$Q_{пр_б}, Q_{пр_i}$ – удельный объем проведения выработок смешанным забоем соответственно при базовом и i-том способах ведения работ, м/I000 т добычи из очистных забоев[x];

$C_{пр_б}, C_{пр_i}$ – себестоимость проведения I м выработки соответственно при базовом и i-том способах ведения работ, руб;

$C_{тр_б}, C_{тр_i}$ – себестоимость выдачи угля, породы или горной массы при проходке I м выработки соответственно при базовом и i-том способах ведения работ, руб.

В модели (6.I0) выражение, заключенное в первые круглые скобки, представляет собой скидку в долях единицы с объема поставляемого шахтой угля (горной массы) при i-том способе ведения работ за возможное превышение фактической зольности добытого угля по сравнению с установленной нормой (при $A^c_{ср_i} > A^c_н$); выражение, заключенное в первые квадратные скобки, – объем добычи по шахте, приходящийся на I000 т добычи из очистных забоев при i-том способе ведения работ; выражение, заключенное в фигурные скобки, – себестоимость добычи по шахте при i-том способе ведения работ, отнесенную к I000 т добычи из очистных забоев.

В тех случаях, когда продукция шахт поступает непосредственно потребителю, а также для объединений "шахта – обогатительная фабрика" расчет прибыли по предприятию производится на основании

---

x) Расчеты выполняются применительно к средневзвешенной величине сечения подготовительных выработок.

моделей, приведенных в "Методике определения эффективности применения способов проведения выработок с раздельной и совместной выемкой и выдачей угля и породы" (М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1973).

При I способе ведения работ фактическая зольность добытого угля сохраняется на уровне зольности угля, выходящего из очистных забоев ($A^c_ф = A^c_{оч}$); при Ш способе за счет частичного засорения угля, выходящего из подготовительных забоев, присекаемой породой зольность угля по шахте несколько возрастает (в среднем на 0,5%); при II способе ведения работ фактическая зольность угля по шахте рассчитывается по формуле

$$A^c_ф = \frac{1000 m A^c_{оч} + \alpha_1 Q_{пр} S_{пр} \left\{(1-k_п)(m-m_п)\gamma_у A^c_у + \right.}{1000 m + \alpha_1 Q_{пр} S_{пр} \left\{(1-k_п)(m-m_п)\gamma_у + \right.} \cdots \rightarrow$$

$$\leftarrow \cdots \frac{\left. + \left[(1-k_п)m_п + k_п m\right]\gamma_п A^c_п \right\}}{\left. + \left[(1-k_п)m_п + k_п\right]\gamma_п \right\}} \%, \qquad (6.11)$$

где m и $m_п$ – мощность соответственно угольного пласта и ложной кровли (почвы) или породных прослойков, входящих в его состав, которые при очистной выемке попадают в добычу, м;

$A^c_{оч}$ – зольность угля из очистного забоя, %;

$Q_{пр}$ – удельный объем проведения выработок смешанным забоем, м/1000 т добычи из очистного забоя;

$S_{пр}$ – средневзвешенное сечение выработок (в проходке), проводимых смешанным забоем, м²;

$k_п$ – средневзвешенный коэффициент присечки породы,

$$k_п = \frac{S_{пр} - S_у}{S_{пр}}, \qquad (6.12)$$

где $S_у$ – средневзвешенное сечение угольной части забоя данных выработок, м²;

$\gamma_у, \gamma_п$ – объемный вес соответственно "чистой пачки" угля и породы, т/м³;

$A^c_у, A^c_п$ – зольность соответственно "чистой пачки" угля и породы, %.

В свою очередь, $A^c_{оч}$ определяется по формуле

$$A^c_{оч} = \frac{(m-m_п)\gamma_у A^c_у + m_п \gamma_п A^c_п}{(m-m_п)\gamma_у + m_п \gamma_п}. \qquad (6.13)$$

Коэффициент $k_{изв}$, учитывающий степень извлечения угля из подготовительных забоев, проводимых по пласту с присечкой вмещающих пород, при I и II способах ведения работ равный единице, при Ш способе, в связи с частичной потерей угля при его раздельной выемке и транспортировании, всегда меньше единицы и зависит от мощности пласта, по которому проводится выработка.

При Ш способе ведения работ $k_{изв}$ в каждом отдельном случае должен приниматься на основании конкретных данных, полученных на шахте при проведении соответствующих выработок, либо определяться по следующей формуле:

$$k_{изв} = 0{,}3 + 0{,}25\, m. \qquad (6.14)$$

При рассматриваемых способах ведения работ данные, характеризующие удельные объемы проведения подготовительных выработок смешанным забоем ($Q_{пр_i}$ и $Q_{пр_б}$), а также выход угля или горной массы из подготовительных забоев ($q_у$, $q_{г.м}$, $q_б$), определяются применительно к соответствующим конкретным условиям шахты.

Способ ведения подготовительных и транспортных работ, при котором обеспечивается максимальная расчетная прибыль, принимается в качестве основного и реализуется на практике.

Результаты исследований ИГД им. А.А.Скочинского, характеризующие эффективность применения рассматриваемых способов проведения подготовительных выработок и выдачи угля, породы или горной массы, т.е. область их экономически целесообразного применения в различных угольных бассейнах в зависимости от мощности пластов и породных прослойков и марки угля, отражены в диаграмме (рис. 6.7).

Как видно из диаграммы, область эффективного применения Ш способа ведения работ (с раздельной выемкой и выдачей угля и породы) в Донбассе распространяется в основном на тонкие пласты, причем по мере роста их загрязненности породными прослойками (от 0 до 20%) она смещается в сторону большей мощности пластов. В Печорском бассейне применение Ш способа экономически целесообразно при разработке пластов ценных углей марки Ж мощностью до 1,6 м.

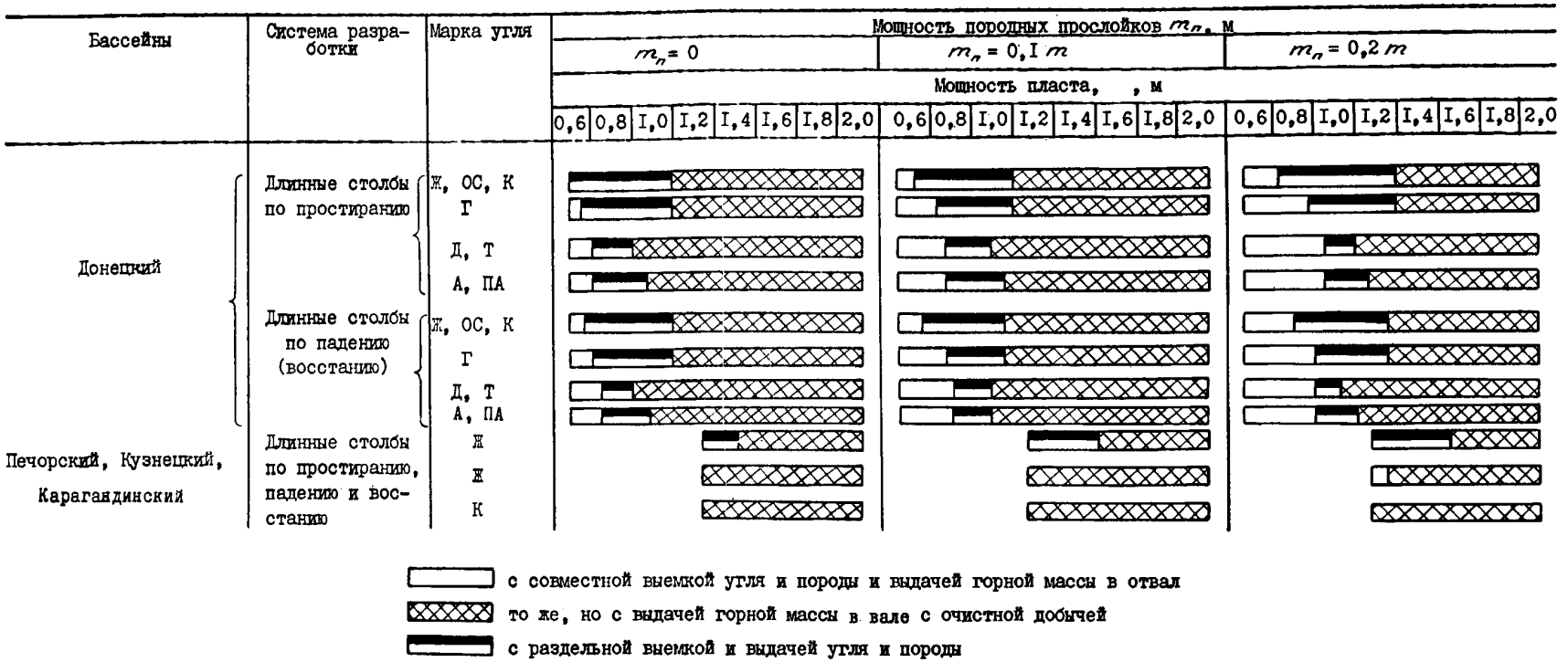


Рис. 6.7. Область эффективного применения способов проведения подготовительных выработок

Широкое распространение II способа ведения работ объясняется относительно небольшим удельным объемом проведения выработок, необходимым для подготовки к очистной выемке пластов мощностью более 0,9–I м, и, следовательно, небольшим увеличением зольности добываемого шахтой угля (горной массы), а также тем, что только при этом способе уголь из подготовительных забоев полностью извлекается ($\varkappa_{изв} = I$) и поступает в общую добычу шахты.

Небольшая (пласты мощностью 0,60–0,95 м) область эффективного применения I способа ведения работ, при котором уголь из подготовительных забоев полностью теряется, связана с тем, что в этих условиях значительные затраты на раздельную выемку и выдачу части угля из подготовительных забоев (по III способу) не компенсируются стоимостью его реализации и, кроме того, в этом диапазоне мощности пластов раздельная выемка и особенно выдача угля (без загрязнения породой) связаны с большими технологическими трудностями. С другой стороны, если в данных условиях применять II способ, то зольность добычи по шахте значительно возрастет, что при существующей скидке на золу приведет к значительному снижению стоимости реализуемой продукции, при этом убытки не будут покрываться снижением затрат на проходке и транспорте.

x x

x

Наиболее характерным примером проведения подготовительных выработок с раздельной выемкой и транспортированием угля и породы является подготовка очистного фронта по схеме 5. Транспортирование угля и породы при проведении как горизонтальных, так и наклонных выработок панели в этом случае производится в шахтных вагонетках. При организации серийного выпуска специальных бункерных емкостей целесообразно проведение ярусных штреков с использованием ленточных конвейеров, которые будут затем применяться при эксплуатации выработки (см. схемы 6, 7 и другие).

При подготовке панели с одновременной выемкой и выдачей горной массы транспорт последней целесообразно осуществлять конвейерами даже при проведении наклонных выработок (см. схемы I, 3 и 8).

7. ВОПРОСЫ ВЕНТИЛЯЦИИ, БОРЬБЫ С ГАЗОМ, ПЫЛЬЮ, ВНЕЗАПНЫМИ ВЫБРОСАМИ УГЛЯ И ГАЗА, САМОВОЗГОРАНИЕМ УГЛЕЙ

7.I. Аэродинамические параметры вентиляционных схем

Выбор схем проветривания осуществляется исходя из основных требований, изложенных в "Руководстве по проектированию вентиляции угольных шахт" (М., "Недра", I975).

Обеспечение нормальных атмосферных условий при высоких нагрузках на очистные забои достигается поддержанием в пределах выемочного поля определенного расхода воздуха $Q_{в.п}$ и соответствующей депрессии $H_{в.п}$.

При разработке глубоких горизонтов, где горнотехническими мероприятиями невозможно обеспечить нормальные тепловые условия, для поддержания требуемого теплового режима в горных выработках необходимо осуществлять кондиционирование рудничного воздуха в соответствии с ПТЭ (глава 4) и ПБ (§ I48–I49).

В настоящем разделе приведены исходные данные для расчетов схем вентиляции выемочных полей. Для каждой конкретной схемы вентиляции выемочного поля аэродинамические параметры, определенные в соответствии с "Руководством по проектированию вентиляции угольных шахт" при условии пропуска через очистной забой максимально возможного количества воздуха и усредненных значений величин утечек воздуха через вентиляционные сооружения, указаны в технологических схемах.

Расчеты аэродинамических параметров выемочного поля с учетом возможного диапазона изменения горно-геологических и горнотехнических условий (мощность пласта, оборудование очистного забоя, положение очистного забоя в выемочном поле) произведены исходя из схем вентиляционных соединений и величин аэродинамического сопротивления отдельных звеньев вентиляционной сети.

Информация об аэродинамических параметрах выработок дает возможность:

получить представление об ожидаемых величинах и пределах изменения (за время отработки выемочного поля) депрессии и количества воздуха, а также сопротивлений регуляторов, необходимых для обеспечения заданных параметров вентиляции в схеме;

установить места расположения вентиляционных сооружений и их типы в зависимости от необходимой герметичности.

Приведенные данные об аэродинамических параметрах служат расчетным обоснованием решения вопросов вентиляции при применении технологических схем в конкретных условиях.

Величины аэродинамического сопротивления горных выработок различного сечения с крепью разных типов приведены в табл. 7.I, вентиляционных сооружений и устройств – в табл. 7.2-7,5, очистных забоев – на рис. 7.I.

Таблица 7.I

Тип крепи (комплекса, агрегата)	Вынимаемая мощность пласта,м	Сечение в свету $S_{оч}$, м^2	Удельное аэродинамическое сопротивление очистного забоя R_{100}, кмюрги
АКЛ (АК)	0,9-I,4	2,5-4,I	0,I60-0,060
АКЗ	I,5-2,2	2,5-4,3	0,065-0,023
АНщ	0,7-I,3	I,05-2,32	0,I20-0,045
IАШМ	I,2-2,2	I,8-3,2	0,070-0,020
"Донбасс"	0,7-I,I	I,56-2,5	0,270-0,080
КПК	I,8-2,5	3,3-5,3	0,040-0,0I3
IМКЗ	I,4-I,75	2,3-3,8	0,I80-0,030
IМКС	I,I-I,9	I,83-4,7	0,200-0,035
2МКЭ	I,6-2,2	2,7-4,4	0,080-0,020
IМК97Д	0,7-I,3	I,4I-3,4	0,060-0,025
ОКП70	I,9-3,5	3,I-6,4	0,045-0,007
2М8IЭ	2,0-3,2	3,54-6,32	0,045-0,008
М87ДН, М87Э	I,I5-I,95	2,7-4,6	0,I30-0,030
М87П	I,I5-I,95	2,3-4,6	0,I50-0,030
МI30	2,5-3,5	4,7-8,2	0,045-0,009
ТI3К (ОКП)	2,0-3,0	2,8-3,4	0,070-0,029

Площадь свободного сечения лав, оборудованных механизированной крепью, при различной мощности пласта определяется в соответствии с "Руководством по проектированию вентиляции угольных шахт".

При большом сечении в свету очистной выработки ($S_{оч} \geq$ I0 м^2) скорость движения воздуха в призабойном пространстве принималась меньше допустимой ($v <$ 4 м/с). При этом максимальное количество воздуха определялось депрессией выемочного поля, которая для пластов тонких и средней мощности принималась не более 300 мм вод.ст., а для мощных – I50 мм вод.ст.

Таблица 7.2

Сечение горной выработки, м^2	Удельное аэродинамическое сопротивление выработки R_{100}, кмюрги	
	без конвейера	с конвейером
	Крепление бетоном	
I9,5	0,000I0	0,000I4
	Арочная металлическая крепь	
I2,7	0,00I32	0,00I87
I2,I	0,00I49	0,002I6
II,2	0,00I8I	0,00270
9,I	0,00305	0,00502
8,9	0,0032I	0,00536
8,4	0,0037I	0,00642
7,I	0,00598	0,0II54
	Анкерная крепь	
4,5	0,0053I	–
	Рамы из круглого леса	
I0,7	0,00222	0,00337
8,4	0,00387	0,00658
7,2	0,00602	0,0II70
7,0	0,0064I	0,0I250
6,0	0,00897	0,0I99I
5,0	0,0I4I4	0,03789
4,0	0,02464	–
3,5	0,03457	–
2,0	0,I40I2	–

Таблица 7.3

Вид вентиляционного сооружения или устройства	Аэродинамическое сопротивление R, кмюрги
Глухая перемычка из шлакоблока, бетона, камня или кирпича	I000
Глухая чураковая перемычка	600
Бункер, заполненный углем на высоту 2-3 м	60
Гезенк, заполненный мелкой породой или бетоном	700
Гезенк с лазом сечением I м^2	80
" " " 2 м^2	20
Вентиляционный парус	0,2

Таблица 7.4

Назначение и вид вентиляционной двери в перемычке	Аэродинамическое сопротивление дверей, кмюрги
Для прохода людей, одностворчатая	100[x] / 60
Для пропуска транспорта, одностворчатая	40 / 20
Для пропуска транспорта, двустворчатая	20 / 10
Для пропуска транспорта, одностворчатая, с проходом для людей	15 / 9,5
Для пропуска транспорта, двустворчатая, с проходом для людей	8,0 / 5,0

x) В числителе - для перемычки из бетона, камня, кирпича или шлакоблока, в знаменателе - для чураковой.

По мере накопления экспериментальных данных о сечениях и удельных аэродинамических сопротивлениях очистных забоев с механизированной крепью данные, приведенные в табл. 7.I, должны уточняться.

Таблица 7.5

Вид кроссинга	Аэродинамическое сопротивление утечкам воздуха через кроссинг, изготовленный из бетона, камня или шлакоблока, кмюрги
Глухой	I000
С дверью для прохода людей	I00
С двумя дверями для прохода людей	25
Со шлюзом для прохода людей	I70
С двумя шлюзами для прохода людей	23

При установке в выработке нескольких однотипных вентиляционных дверей общее аэродинамическое сопротивление шлюза $R_{ш}$ определяется следующим образом:

$$R_{ш} = KR_{д}, \qquad (7.I)$$

где K - коэффициент, зависящий от количества дверей и равный при наличии двух, трех и четырех дверей соответственно I,7; 2,3 и 3,I;

$R_{д}$ - аэродинамическое сопротивление двери.

Количество воздуха $Q_{уч}$, поступающее на выемочный участок, при схемах проветривания с обособленным разбавлением газа по источникам его поступления определяется по формуле

$$Q_{уч} = 60 S_{оч} v K_{ут.в} + Q_{доп}, \qquad (7.2)$$

где $S_{оч}$ - сечение в свету призабойного пространства очистной выработки, м^2;

v - допустимая по Правилам безопасности скорость движения воздуха в очистной выработке, м/с;

$K_{ут.в}$ - коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство (определяется в соответствии с "Руководством по проектированию вентиляции угольных шахт");

$Q_{доп}$ - количество воздуха, направляемое по дополнительной выработке для обособленного разбавления метана, выделяющегося из выработанного пространства лавы, м^3/мин,

$$Q_{доп} \geq I00 (q_{в.п} + q_{оч}) - Q_{оч} K_{ут.в}, \qquad (7.3)$$

$q_{в.п}$ - относительная газообильность выработанного пространства, м^3/т;

$q_{оч}$ - относительная газообильность очистной выработки, м^3/т;

$Q_{оч}$ - количество воздуха, необходимое для проветривания очистной выработки, м^3/мин.

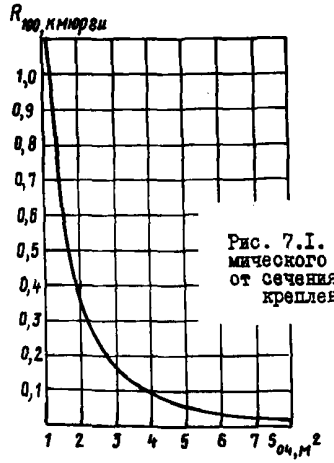


Рис. 7.I. Зависимость удельного аэродинамического сопротивления очистных забоев от сечения в свету при индивидуальном креплении призабойного пространства

Расчет схемы проветривания подготовительных выработок осуществляется в соответствии с "Руководством по проектированию вентиляции угольных шахт".

При наличии нескольких подготовительных выработок, проветриваемых одной вентиляционной струей, технология их проведения должна исключать последовательное проветривание и обеспечивать соблюдение требований ПБ (§ 154, 176, 186).

7.2. Дегазация шахт

Дегазацию угольных пластов и вмещающих пород рекомендуется применять для уменьшения поступления метана в подготовительные и очистные выработки в случае, когда снижение содержания метана в рудничной атмосфере до пределов, предусмотренных Правилами безопасности, средствами вентиляции технически невозможно или трудно осуществимо.

Выбор методов дегазации источников метановыделения (разрабатываемые пласты, подрабатываемые и надрабатываемые пласты и пропластки в зоне влияния очистных работ, вмещающие породы и выработанные пространства), определение необходимой эффективности дегазации, установление параметров дегазационных скважин (длина, углы наклона и разворота, расстояние между скважинами, требуемая величина разрежения, срок службы скважин и др.) для конкретных горно-геологических условий и принятой технологической схемы должны производиться в соответствии с рекомендациями, изложенными в "Руководстве по дегазации угольных шахт" (М., "Недра",1975).

Для борьбы с метаном на сопряжении лав с вентиляционными штреками при возвратноточной схеме проветривания без подсвежения обязательным является применение отсоса метана с помощью эжекторов (вентиляторов) или подача воздуха в сопряжение нагнетательным вентилятором. Выбор оборудования и аппаратуры осуществляется по каталогу "Оборудование и аппаратура для дегазационных работ в шахтах" (М., ЦНИЭИуголь, 1978).

7.3. Автоматическая газовая защита

Автоматическая газовая защита (АГЗ) и централизованный телеконтроль содержания метана, существенно повышающие оперативность и надежность контроля метана, являются необходимыми мероприятиями при внедрении на шахтах, опасных по газу, прогрессивных технологических схем выемки угля.

Выбор, размещение и эксплуатация аппаратуры автоматической газовой защиты должны осуществляться в соответствии с "Руководством по оборудованию и эксплуатации систем автоматической газовой защиты и централизованного телеконтроля содержания метана АМТ3 на угольных шахтах" (М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1974).

Аппаратура АМТ3 обеспечивает:

контроль содержания метана в местах расположения датчиков (на исходящих вентиляционных струях лав, участков, в подготовительных выработках, камерах, откаточных выработках и во всех других местах, где требуется непрерывный автоматический контроль содержания метана);

подачу команды на автоматическое отключение электроэнергии при достижении установленной Правилами безопасности предельно допустимой концентрации метана;

местную и централизованную звуковую и световую аварийную сигнализацию о содержании метана сверх установленной нормы;

передачу непрерывной информации о содержании метана на диспетчерский пункт и ее регистрацию.

Система автоматической газовой защиты должна внедряться в первую очередь на шахтах, сверхкатегорных по газу и опасных по внезапным выбросам, а также на шахтах III категории.

Аппаратура включает в себя следующие блоки: датчик метана термокаталитический ДМТ3Т, аппарат сигнализации АСЗТ, аппарат сигнализации АСЗУ, стойку приемников телеизмерения СПТЗИ.

В зависимости от условий применения и сочетания отдельных блоков аппаратура АМТ3 выпускается трех типов:

АМТ3Т – комплект, состоящий из датчика метана ДМТ3Т и аппарата сигнализации АСЗТ;

АМТ3У – комплект, состоящий из трех датчиков метана ДМТ3Т и аппарата сигнализации АСЗУ;

АМТ3И – комплект, состоящий из АМТ3Т и АМТ3У в любом сочетании (но не более шести) и стойки приема телесигналов СПТЗИ.

Размещение датчиков метана и аппаратов сигнализации показано на схемах электроснабжения.

7.4. Требования к разработке угольных пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа

При разработке угольных пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа, необходимо:

осуществлять прогноз выбросоопасности угольных пластов; применять опережающую разработку защитных пластов, а также систему

разработки, технологию очистных и подготовительных работ, которые способствуют снижению опасности возникновения внезапных выбросов угля и газа на незащищенных пластах;

использовать различные способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа и контролировать эффективность их применения;

проводить мероприятия, направленные на обеспечение безопасности рабочих в случае возникновения внезапного выброса.

К методам прогноза выбросоопасности угольных пластов относятся: региональный прогноз, обеспечивающий предварительную (до вскрытия пластов) оценку выбросоопасности пластов в пределах шахтного поля или месторождения; прогноз перед вскрытием стволами и квершлагами; локальный прогноз, обеспечивающий своевременное выявление потенциальной выбросоопасности пластов и участков и определение критической глубины от поверхности, на которой возможно появление внезапных выбросов угля и газа; текущий прогноз, предназначенный для установления опасных и неопасных зон (участков) пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа.

В установленных прогнозом опасных зонах (участках) пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа, горные работы должны вестись с применением способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа и осуществлением контроля их эффективности.

Технология вскрытия, ведения подготовительных и очистных работ, способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа, их параметры и оборудование, необходимое для этих целей, выбираются на основании "Технологических схем подготовительных и очистных работ на угольных пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа" (М., ИГД им. А. А. Скочинского, 1976) и "Инструкции по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа" (М., "Недра", 1977).

7.5. Мероприятия по борьбе с пылью

Для эффективной борьбы с пылью рекомендуется осуществлять противопылевые мероприятия:

при комбайновой выемке на пологих пластах - предварительное увлажнение угольного массива через скважины; орошение или пневмогидроорошение (при наличии сжатого воздуха); высоконапорное орошение; пылеподавление пеной; пылеулавливание (при мощности пласта более 1,4 м); очистку от пыли исходящих из очистного забоя вентиляционных струй водяными, водовоздушными и лабиринтно-тканевыми завесами и пылеуловителями; проветривание с оптимальной по пылевому фактору скоростью движения воздуха в забое; укрытие исполнительных органов комбайнов; подавление пыли, образующейся в процессе передвижки секций механизированной крепи;

при комбайновой выемке на крутых пластах - предварительное увлажнение угольного массива через скважины; орошение с подачей воды в зону разрушения угля или пневмогидроорошение (при наличии сжатого воздуха); высоконапорное орошение по ходу падения угля; пылеподавление пеной; орошение зоны падения угля; нисходящее проветривание забоя с подсвежением исходящей струи или очисткой ее в пылеуловителях;

при струговой выемке угля - увлажнение угольного массива через скважины; проветривание с оптимальной по пылевому фактору скоростью движения воздуха в забое; автоматическое секционное орошение; пылеподавление пеной; очистка от пыли исходящих из очистного забоя вентиляционных струй;

при погрузке и перегрузке угля и породы - орошение или пневмогидроорошение; применение течек, исключающих свободное падение горной массы с большой высоты; укрытие с пылеотсосом на стационарных погрузочных пунктах; очистку от штыба холостой ветви конвейера; укрытие пунктов перегрузки горной массы.

Каждый очистной забой обеспечивается водопроводом, магистралью сжатого воздуха при его наличии в шахте, оборудованием и средствами, необходимыми для пылеподавления с учетом специфики ведения горных работ. Для повышения эффективности гидрообеспыливания к воде добавляются смачиватели.

При проведении выработок комбайнами избирательного действия (ПКЗМ, 4ПУ, ПКЗр, 4ПП2, ГПК) необходимо применять комплексное обеспыливание, включающее увлажнение угля в массиве, орошение с подачей воды под резцы или водовоздушными эжекторами в сочетании с пылеулавливанием.

В комплексе с проходческими комбайнами должны применяться пылеулавливающие установки типа ПШУ2 или АПУ.

На комбайнах избирательного или роторного действия (Ку4/9, "Союз-19") комплекс средств борьбы с пылью предусматривает орошение или пылеподавление пеной в сочетании с пылеулавливанием.

Предварительное увлажнение угля в подготовительных забоях целесообразно производить через передовые скважины длиной до 30-80 м.

При буровзрывном способе проведения выработок для борьбы с пылью при бурении шпуров (скважин) следует применять промывку, орошение водой или водовоздушными смесями устья скважин и сухое пылеулавливание.

При бурении или разбуривании скважины буросбоечными машинами типа СБУ3у (БГА2) рекомендуется применять аспирационные системы с улавливанием пыли в мокрых пылеуловителях.

В случаях, когда технические меры не могут обеспечить снижения запыленности рудничного воздуха на рабочих местах до предельно допустимых концентраций, обязательно применение противопылевых респираторов.

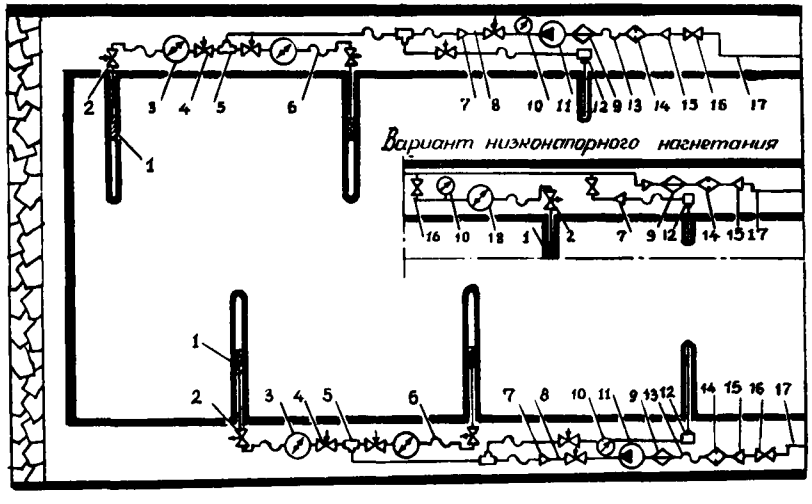


Рис. 7.2. Схема высоконапорного нагнетания воды в пласт через скважины, пробуренные из подготовительных выработок, при столбовой системе разработки пластов с углами падения от 0 до 90°

Предварительное увлажнение массива угля и пород осуществляется с применением высоконапорных насосных установок через скважины, пробуренные из очистного забоя, откаточного или вентиляционного штрека, а также из забоя при проведении подготовительных выработок.

Схемы нагнетания воды в пласт через скважины, пробуренные из подготовительных выработок, при столбовой системе разработки пластов с углами падения 0 - 90° показаны на рис. 7.2, при сплошной системе разработки крутых неразгруженных пластов - на рис. 7.3. Оборудование и основные параметры схем нагнетания воды в пласт с применением высоконапорных насосов при столбовой системе разработки приведены в табл. 7.6 и 7.7, при сплошной системе разработки крутых пластов - в табл. 7.8.

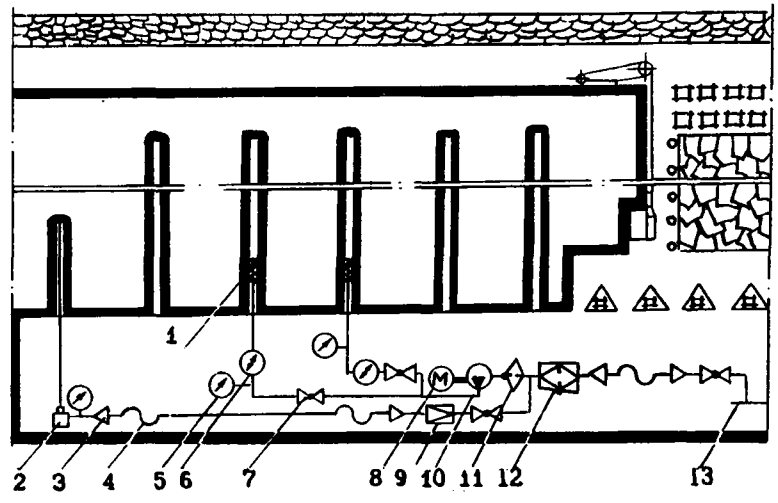


Рис. 7.3. Схема высоконапорного нагнетания воды в пласт через скважины, пробуренные из подготовительной выработки, при сплошной системе разработки крутых неразгруженных пластов с углами падения более 45°

Схемы нагнетания воды в пласт через скважины, пробуренные из очистного забоя и забоя подготовительной выработки, показаны на рис. 7.4 и 7.5; оборудование и основные параметры нагнетания приведены в табл. 7.9 и 7.10.

Нагнетание воды в угольный пласт в подготовительных выработках, проводимых широким ходом, осуществляется через скважину, пробуренную посередине поперечного сечения пласта. Периодичность бурения скважин зависит от скорости подвигания забоя и устанавливается паспортом нагнетания воды в пласт.

При выборе способа пылеподавления, определении его оптимальных параметров и необходимого оборудования должны служить руководством следующие нормативные документы:

I. "Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах". М., "Недра", 1976;

Таблица 7.6

Основные параметры высоконапорного нагнетания воды в пласты с углами падения 0-90° при столбовой системе разработки и необходимое оборудование

Основные параметры

Длина скважин, м	До 120
Диаметр скважин, мм	45
Глубина герметизации, м	5-15
Расстояние между скважинами, м	10-30
Удельный расход воды, л/т	10-40
Давление нагнетаемой воды, кгс/см^2	До 300
Средний темп нагнетания, л/мин	До 30
Концентрация смачивателя ДБ, %	0,2-0,3
Эффективность снижения пылеобразования, %	50-80

Оборудование

Номера позиций на рис. 7.2	Наименование	Тип, ГОСТ	Количество, шт.
1	Гидрозатвор	"ТАУРУС"	4
2	Вентиль разгрузочный	-	4
3	Счетчик-расходомер	СРВД25-100	4
4	Вентиль регулирующий проходной	-	8
5	Кран трехходовой	КТМ16	4
6	Рукав высокого давления, Ø 16 мм, p = 165 кгс/см^2, ℓ = 200 м	ТУ38105976-76	1
7	Переходник 20/16	-	2
8	Трубопровод Ø 20 мм, p = 160 кгс/см^2, ℓ = 300 м	-	1
9	Дозатор смачивателя	ДСУ4	2
10	Манометр	ГМ250М	2
11	Насосная установка	2УГНМ, НВУ30М	2
12	Буровой станок	2УГНС, БИП2, БИК2	2
13	Рукав напорный Ø 32 мм, p = 30 кгс/см^2, ℓ = 100 м	ГОСТ 10362-76	1
14	Фильтр штрековый	ФШ2	1
15	Переходник 50/32	-	2
16	Вентиль фланцевый	15кч21бр	2
17	Противопожарный оросительный трубопровод	Согласно ПБ	1

Таблица 7.7

Основные параметры низконапорного нагнетания воды в пласты с углами падения 0-90° при столбовой системе разработки и необходимое оборудование

Основные параметры

Длина скважин, м	85
Диаметр скважин, мм	45
Глубина герметизации, м	5-10
Расстояние между скважинами, м	20
Удельный расход воды, л/т	10-30
Давление нагнетаемой воды, кгс/см^2	10-20
Темп нагнетания, л/мин	2-15
Расстояние между очистным забоем и нагнетательной скважиной, м	Не менее 50
Концентрация смачивателя ДБ, %	0,2-0,3
Эффективность снижения пылеобразования, %	60-80

Оборудование

Номера позиций на рис. 7.2	Наименование	Тип, ГОСТ	Количество, шт.
1	Гидрозатвор	ГТ45	2
2	Вентиль разгрузочный	-	2
7	Переходник 50/32	-	3
9	Дозатор смачивателя	ДСУ4	1
10	Манометр, p = 40 кгс/см^2	-	2
12	Буровой станок	БИП2, БИК2	1
13	Рукав напорный Ø 32 мм, p = 30 кгс/см^2, ℓ = 50 м	ГОСТ 10362-76	1
14	Фильтр штрековый	ФШ2	1
15	Вентиль фланцевый	15кч21бр	4
18	Водомер	ВКМ5	2

2. "Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах". М., "Недра", 1979;

3. "Временное методическое руководство по определению пылеобразующей способности шахтопластов". М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1975;

4. "Оборудование и приборы для комплексного обеспыливания угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик" (каталог-справочник). М., ЦНИЭИуголь, 1979.

Таблица 7.8

Основные параметры высоконапорного нагнетания воды в пласты с углами падения более 35° при сплошной системе разработки и необходимое оборудование

Основные параметры

Давление воды, кгс/см^2	До 300
Расход воды, л/т	I0-40
Концентрация смачивателя ДБ, %	0,2-0,3
Эффективность снижения пылеобразования, %	50-70

Оборудование

Номера позиций на рис. 7.3	Наименование	Тип, ГОСТ	Количество, шт.
I	Гидрозатвор	"ТАУРУС"	4
2	Станок буровой	БИК2	2
3	Переходник 50/32	-	4
4	Рукав 32/30, ℓ = I50 м	ГОСТ I0362-76	I
5	Манометр	ГМ250М	3
6	Расходомер	СРВД25-I00	2
7	Вентиль фланцевый	I5кч2I6р	4
8	Насос высоконапорный	НВУ30М, УНВ2, УН35	I
9	Клапан редукционный	КРШ	I
I0	Рукав высоконапорный, ℓ= 200м	ТУ38 I05976-76	I
II	Дозатор смачивателя	ДСУ4	I
I2	Фильтр штрековый	ФШ2	I
I3	Противопожарный оросительный трубопровод	Согласно ПБ	I

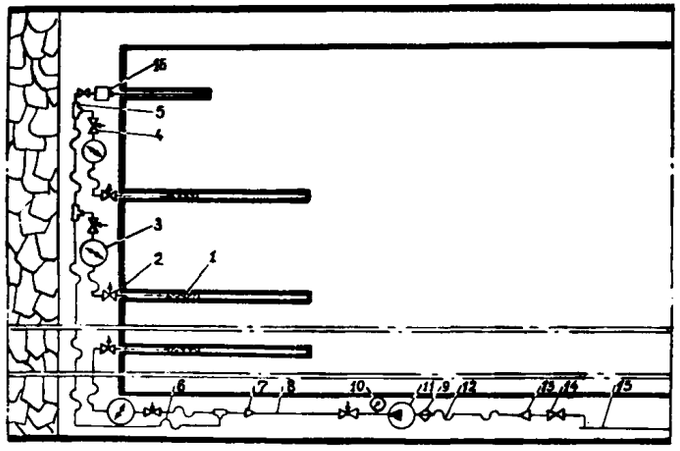


Рис. 7.4. Схема нагнетания воды через скважины, пробуренные из очистного забоя, при разработке пластов с углами падения от 0 до 90°

Таблица 7.9

Основные параметры нагнетания воды в пласты с углами падения 0-90° из очистного забоя и необходимое оборудование

Основные параметры

Длина скважин, м	До 25
Диаметр скважин, мм	45-55
Расстояние между скважинами, м	20-30
Удельный расход воды, л/т	I0-I5
Давление нагнетаемой воды, кгс/см^2	До 300
Глубина герметизации, м	5-I0
Средний темп нагнетания, л/мин	До 30
Концентрация смачивателя ДБ, %	0,2-0,3
Скорость подвигания очистного забоя, м/сут	До 4
Мощность пласта, м	Более 0,7
Эффективность снижения пылеобразования, %	50-70

Оборудование

Номера позиций на рис. 7.4	Наименование	Тип, ГОСТ	Количество, шт.
I	Гидрозатвор	"ТАУРУС"	3
2	Вентиль регулирующий проходной	-	4
3	Счетчик-расходомер	СРВД25-I00	3
4	Вентиль разгрузочный	-	3
5	Кран трехходовой	КТМI6	2
6	Рукав высокого давления Ø 25 мм, p = 250 кгс/см^2, ℓ = 200 м	ТУ38 I05976-76	I
7	Переходник 25/25	-	I
8	Трубопровод Ø 25 мм, p = 200 кгс/см^2, ℓ = I50 м	-	I
9	Дозатор смачивателя	ДСУ4	I
I0	Манометр	ГМ300М	I
II	Насосная установка	2УГНМ	I
I2	Рукав напорный Ø 50 мм, p = I5 кгс/см^2, ℓ = I5 м	ГОСТ I0362-76	I
I3	Переходник 50/50	-	I
I4	Вентиль фланцевый	I5кч2I6р	I
I5	Противопожарный оросительный трубопровод	Согласно ПБ	I
I6	Буровой станок	2УГНС	I

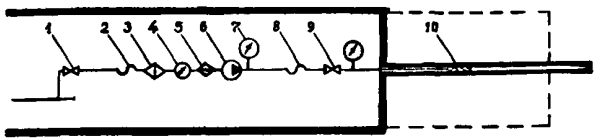


Рис. 7.5. Схема нагнетания воды в пласт через скважину, пробуренную из забоя подготовительной выработки

Таблица 7.10

Основные параметры нагнетания воды в пласты с углами падения 0-25° из забоя подготовительной выработки и необходимое оборудование

Основные параметры

Длина скважин, м	50-80
Глубина герметизации скважин, м	4-5
Диаметр скважин, мм	45
Темп нагнетания, л/мин	30
Давление нагнетания, кгс/см^2	30-100
Концентрация смачивателя ДБ, %	0,2-0,3
Удельный расход воды, л/т	10-40
Мощность пласта (m), м	1,3
Ширина зоны увлажнения, м	$2m$
Эффективность пылеподавления, %	60-80

Оборудование

Номера позиций на рис. 7.5	Наименование	Тип, ГОСТ	Количество, шт.
1	Вентиль Ø 32 мм, p = 20 кгс/см^2	-	1
2	Рукав напорный Ø 32 мм, p = 20 кгс/см^2, ℓ = 20 м	ГОСТ 10362-76	1
3	Фильтр штрековый	ФШ2	1
4	Водомер Ø 32 мм	ВМХ[x)]	1
5	Дозатор смачивателя	ДСУ4	1
6	Насосная установка	2УГПМ	1
7	Манометр	ГМ300М	2
8	Рукав высокого давления Ø 16 мм, p = 300 кгс/см^2, ℓ = 50 м	ТУ38 105976-76	1
9	Вентиль Ø 25 мм, p = 300 кгс/см^2	-	1
10	Гидрозатвор	"ТАУРУС"	1

x) Или другого типа с подобной характеристикой.

7.6. Основные мероприятия, направленные на уменьшение пожарной опасности шахт

При отработке угольных пластов должны предусматриваться мероприятия, направленные на предупреждение пожаров, их локализацию и ликвидацию.

При проектировании и организации противопожарной защиты шахт необходимо руководствоваться требованиями и нормами "Инструкции по противопожарной защите угольных и сланцевых шахт" ("Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах". М., "Недра", 1976).

Пласты угля, склонного к самовозгоранию, должны разрабатываться с применением профилактических мер, обеспечивающих предупреждение возникновения эндогенных пожаров.

Склонность пластов угля к самовозгоранию устанавливается институтами ВНИИГД и ВостНИИ. Список шахтопластов, опасных по самовозгоранию, ежегодно до начала календарного года рассматривается, согласовывается с ВНИИГД или ВостНИИ и утверждается техническим директором производственного объединения.

Способы и сроки осуществления профилактических мероприятий при разработке угольных пластов, склонных к самовозгоранию, должны устанавливаться на основе составляемой в каждом угольном бассейне инструкции по предупреждению и тушению эндогенных пожаров, утвержденной техническим директором производственного объединения и согласованной с управлением округа Госгортехнадзора СССР, а также с ВНИИГД или ВостНИИ. Проекты разработки пластов угля, склонного к самовозгоранию, должны составляться с учетом требований инструкции. В них следует указывать:

степень пожароопасности отрабатываемых выемочных полей;

способы вскрытия, подготовки и ведения очистных работ на пожароопасных выемочных полях;

режимы проветривания пожароопасных выемочных полей и шахт в целом;

профилактические меры по изоляции горных выработок и выработанного пространства, включая профилактическое заиливание и другие средства усиления изоляции;

рекомендации по контрольно-наблюдательной службе за начальными признаками самовозгорания угля и подавлению очагов эндогенных пожаров.

Общие требования к технологическим схемам очистной выемки на пластах угля, склонного к самовозгоранию:

I. Максимальная полнота выемки угля, в том числе в местах переменной мощности и различных геологических нарушений, а также максимальная полнота выгрузки угля, добытого в очистном забое.

2. Отработка как тонких и средней мощности, так и мощных пластов, как правило, без оставления целиков в пределах выемочного поля.

3. При вынужденном оставлении целиков угля различного назначения (технологических, в местах геологических нарушений, при аварийной ситуации) полная и надежная их изоляция, включая обработку антипирогенами.

4. Отработка мощных крутых пластов угля, как правило, с полной закладкой выработанного пространства. Отработке с закладкой подлежат также крутые пласты тонкие и средней мощности с неустойчивой почвой или кровлей, включающей пропластки угля, опасного по самовозгоранию.

5. Подготовка пластов, как правило, полевыми основными выработками (штреки, квершлаги, гезенки, скаты) и отработка обратным ходом в пределах выемочного поля.

6. Быстрое подвигание очистных забоев, обеспечивающее минимальное время нахождения угля в зоне утечек воздуха (меньшее длительности инкубационного периода самовозгорания угля).

7. Максимальное сокращение утечек воздуха через выработанное пространство. При применении прямоточной схемы проветривания, особенно с подсвежением исходящей из очистного забоя вентиляционной струи, должна осуществляться надежная изоляция выработанного пространства и контроль за утечками воздуха.

8. Своевременная и надежная изоляция отработанных выемочных полей, участков, а также отдельных блоков в сроки, предусмотренные бассейновыми инструкциями по предупреждению и тушению эндогенных пожаров.

9. Контроль за начальными признаками возникновения эндогенных пожаров и своевременное принятие мер по подавлению очагов самонагревания угля.

На мощных крутых пластах и при бесцеликовой отработке мощных пологих пластов наблюдения за признаками самовозгорания угля должны вестись:

в действующих горных выработках - за окисью углерода, определяемой экспресс-методом при помощи газоанализатора ГХ4 и автоматического газоанализатора "Сигма-СО";

в выработанном пространстве очистных забоев и за перемычками - за температурой и составом воздуха дистанционно при помощи комплекта средств, включающих датчики температуры и воздухоотборные шланги, по методике Карагандинского отделения ВостНИИ. В действующих очистных забоях устанавливается специальное контрольное передвижное устройство, оборудованное средствами замера температуры и отбора проб воздуха;

на контакте присечных выработок с выработанным пространством отработанных участков - за температурой и составом воздуха, для чего в шпуры глубиной 2-3 м, пробуренные на расстоянии 50 м друг от друга, укладываются термодатчики и воздухоотборные шланги.

Контроль экспресс-методом наличия окиси углерода должен вестись, как правило, у изолирующих перемычек и в тупиках лав у вентиляционного или конвейерного штрека (бремсберга) с периодичностью не менее одного раза в сутки. Термодатчики и воздухоотборные шланги на пологом падении укладываются на сопряжении лавы с конвейерным или вентиляционным штреком (бремсбергами, уклонами), причем расстояние между точками контроля не должно превышать двухмесячного подвигания очистного забоя, периодичность контроля - один раз в декаду.

При обнаружении признаков самонагревания угля в зависимости от конкретных обстоятельств должны предусматриваться: усиление изоляции выработанного пространства путем возведения дополнительных изолирующих сооружений (перемычек, рубашек и др.) и повышения герметичности существующих; подача в район очага самонагревания заиловочной пульпы, пены или инертного газа; увеличение скорости подвигания забоя до максимально возможной.

Обеспечение эндогенной пожарной безопасности выемочных полей с применением прямоточной схемы проветривания и подсвежением исходящей из очистного забоя вентиляционной струи при бесцеликовой выемке достигается в результате:

осуществления общетехнических мероприятий, обеспечивающих низкий уровень потерь и отсутствие их в концентрированном виде при бесцеликовой выемке угля, высокие скорости подвигания очистного забоя;

специфики газоносных угольных пластов, в соответствии с которой угли с содержанием остаточного метана 5 $м^3/т$ и выше, оставленные в выработанном пространстве, не самовозгораются;

использования преимуществ прямоточной схемы проветривания, а именно: наличия действующей выработки вдоль выработанного пространства, что упрощает контроль за признаками самонагревания и позволяет более целенаправленно и эффективно подавлять (пеной, инертными газами) очаги самонагревания в выработанном пространстве ("Руководство по изоляции пожаров в шахтах,опасных по газу". М., "Недра", 1971);

проведения специальных профилактических мероприятий, повышающих степень изоляции выработанного пространства от действующих выработок.

Способ изоляции выработанного пространства вдоль выработок, оставляемых или проводимых вприсечку к нему, принимается в зависимости от принятого способа охраны подготовительных выработок.

При охране выемочных выработок полосами из твердеющих материалов с целью надежной изоляции эти полосы должны быть непрерывными, а в дальнейшем трещины в них должны заделываться битумной мастикой, цементным или силикатным раствором.

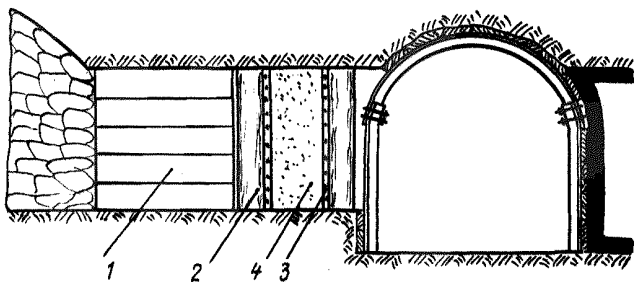


Рис. 7.6. Изолирующая стенка из пенопласта при охране выработки железобетонными тумбами:

1 - ЖБТ; 2 - стойки; 3 - ограждение; 4 - пенопласт

При охране выемочных выработок железобетонными тумбами вдоль края тумб возводится изолирующая стенка из карбамидного МФПБ или фенольно-резольного ФРПІ пенопласта. Рецептура и установки для возведения изолирующих стенок из пенопласта МФПБ разработаны институтом ВНИИГД, а из пенопласта ФРПІ - ДонУГИ ("Технологические схемы разработки пластов угля, склонных к самовозгоранию". Донецк, ДонУГИ, 1972). Толщина стенок принимается равной 0,3 мощности пласта. Стенка возводится в специальной опалубке из деревянных стоек и металлической или капроновой сетки, вместо сетки можно использовать мешковину (рис. 7.6).

При охране выемочных выработок переносной органной крепью из гидравлических стоек или стоек трения изолирующая стенка из пенопласта МФПБ или ФРПІ возводится после удаления органной крепи. Заливка пенопласта производится за опалубку, установленную в штреке (рис. 7.7). Толщина стенки из пенопласта равна 0,3 мощности пласта.

При охране выемочных выработок бутовыми полосами из дробленого материала при помощи комплекса оборудования "Титан-I" обеспечивается достаточная степень изоляции выработанного пространства, но при этом необходимо изолировать имеющиеся проемы в бутовых полосах.

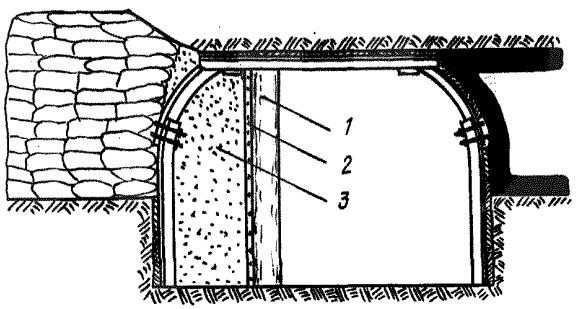


Рис. 7.7. Изолирующая стенка из пенопласта при охране выработки переносной органной крепью:

1 - стойки; 2 - ограждение; 3 - пенопласт

Возведение изолирующих стенок вдоль поддерживаемых в выработанном пространстве выработок не должно отставать от забоя лавы на величину более месячного подвигания лавы. Контроль за признаками самонагревания угля осуществляется с помощью отбора проб воздуха и замеров температуры в трубках, устанавливаемых в изолирующей стенке через каждые 50 м.

При разработке особо опасных по самовозгоранию угольных пластов дополнительный контроль за составом воздуха и температурой ведется в районе погашаемой выработки (штрека, уклона). При этом отбор проб воздуха и замеры температуры производятся из выработки, поддерживаемой в выработанном пространстве, или из лавы (рис. 7.8). Расстояние между точками контроля 100 м.

Полевая подготовка выемочных полей на пластах угля, склонного к самовозгоранию, в случае возникновения подземного пожара обеспечивает надежную его изоляцию и тушение при постановке перемычек в выработках, пройденных по породе.

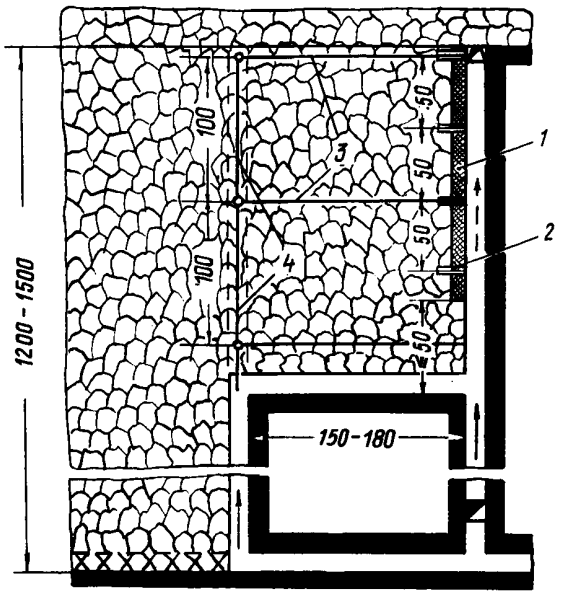


Рис. 7.8. Схема контроля за признаками самонагревания угля:

1 - изолирующая стенка; 2 - контрольные трубки; 3 - проводники и трубки для контроля с выводом в охраняемую выработку; 4 - то же с выводом в лаву

Таким образом, рекомендуемые пожарно-профилактические мероприятия для выемочных полей с прямоточным проветриванием и подсвежением исходящей из очистного забоя воздушной струи обеспечат предупреждение возникновения эндогенных пожаров, а в случае их возникновения - надежное тушение.

8. ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ

8.1. Общие положения

При составлении схем электроснабжения очистных и подготовительных забоев, приведенных в части I "Прогрессивных технологических схем разработки пластов на угольных шахтах", учтен ряд прогрессивных направлений в подземном электроснабжении, принятых в практике проектирования.

Схемы электроснабжения разработаны как типовые и являются предпочтительным вариантом участкового электроснабжения для каждой технологической схемы, принятого набора очистного и проходческого оборудования, схемы вентиляции и транспорта. Окончательный выбор схемы электроснабжения при разработке проектов должен производиться исходя из конкретных условий, наличия предусмотренных схемой электрооборудования и кабелей. При этом выбранную схему при необходимости следует дополнить недостающим оборудованием, привести в соответствие с принципиальными схемами электроснабжения выемочных и проходческих машин и комплексов, представленными заводами-изготовителями, и рассчитать элементы схемы по методике, приведенной ниже.

В типовых схемах электроснабжения предусмотрено использование нового взрывобезопасного электротехнического оборудования на напряжение 660 и 1140 В. При электроснабжении забоев на крутых пластах (схемы II-16) возможен вариант питания забойного оборудования при напряжении 380 В. При отсутствии предусмотренных типовыми схемами отдельных типов электрооборудования (ТСВП, АВ, ПВИ, СУВ и др.) и кабелей марки ЭВТ они могут быть заменены другими видами взрывобезопасного электрооборудования и кабелей, приведенными в таблицах подраздела 8.2, если их применение для условий конкретных шахт (участков) допускается Правилами безопасности.

Схемы электроснабжения очистных и подготовительных забоев составлены с использованием методических указаний, разработанных ИГД им. А.А.Скочинского и МакНИИ, ряда схем электроснабжения, разработанных ДонУГИ, КузНИУИ, ПНИУИ, Гипроуглемашем, Донгипроуглемашем и другими институтами.

При разработке проектов для конкретных шахт (участков) должны быть составлены все схемы подземного электроснабжения, предусмотренные § 382 Правил безопасности. Схемы должны быть оформлены в соответствии с требованиями инструкции по типовому оформлению схем подземного электроснабжения шахт ("Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт". М., "Недра", 1976).

Каждая технологическая схема содержит:

принципиальные схемы электроснабжения очистных забоев с различными группами оборудования, рекомендованными в технологической схеме;

принципиальные схемы электроснабжения подготовительных забоев;

принципиальные схемы электроснабжения участкового транспорта;

перечень основного электрооборудования.

На принципиальных схемах указаны типы пусковой и коммутационной аппаратуры, мощность электродвигателей принятого в схеме оборудования, а также марки, сечения и длина бронированных и гибких кабелей, значения токов двухфазного короткого замыкания в наиболее удаленных точках сети; в конкретных условиях применения схем (в том числе и при напряжении 380 В) марка, сечение и длина кабелей уточняются по приведенной методике.

На схеме электроснабжения очистных и подготовительных забоев с газовой защитой показано размещение передвижных участковых трансформаторных подстанций (ПУПП), распределительных пунктов (РПП) и кабелей на плане горных работ. На этой же схеме показана расстановка аппаратов газовой защиты - датчиков метана и аппаратов сигнализации (кроме схемы 10 для условий негазовых шахт Подмосковного бассейна).

Во всех схемах электроснабжения в качестве источников питания приняты передвижные участковые трансформаторные подстанции. Применение этих подстанций позволяет во многих случаях приблизить источник питания непосредственно к забою, что способствует более качественному электроснабжению, сокращает расход кабелей, повышает оперативность управления электроснабжением очистных забоев.

Наиболее полно и эффективно трансформаторные подстанции используются в схемах, где от одной подстанции питается все оборудование забоя. Подобная схема электроснабжения удобна также для шахт третьей категории, сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам угля и газа. Поэтому в схемах электроснабжения предусмотрено питание забойного оборудования от отдельной подстанции, если расчетная мощность ее трансформатора не превышает мощности имеющегося в наличии наибольшего типоразмера подстанции (630 кВ·А).

При расчетной мощности электроприемников участка более 630 кВ·А, а также при отсутствии подстанций мощностью 630 кВ·А к установке должны приниматься две-три ПУПП. Мощность каждой из них при соответствующем делении нагрузок определяется по приведенной методике.

В схемах электроснабжения расчет электрических нагрузок и выбор мощности ПУПП очистного забоя производился исходя из условия максимальной нагрузки на лаву, при коэффициенте машинного времени не ниже 0,35 и отсутствии заметного влияния на производительность очистного забоя газового режима. При большем влиянии факторов, ограничивающих нагрузку очистного забоя, и соответственно меньшем коэффициенте использования установленной мощности электродвигателей комбайна суммарная мощность ПУПП может быть снижена (для комплексов КМ87, ОКП70, КМК98, КПМКС до 630 кВ.А).

При электроснабжении забоев со струговыми установками С075, СН75 и УСВ питание оборудования забоя может осуществляться от одной или двух трансформаторных подстанций. В последнем случае одна из подстанций может устанавливаться на верхнем штреке (бремсберге). Такое расположение подстанций позволяет обходиться без прокладки по лаве силовых кабелей, постоянно подвергающихся механическим повреждениям. При этом электродвигатели струга, конвейера и двух насосных станций, расположенные на верхнем штреке, питаются от смонтированного там же распределительного пункта.

Указанный способ питания струговых установок может применяться при высоких нагрузках на лаву.

Передвижную подстанцию при сечении конвейерных штреков не менее 8-9 $м^2$ и углах падения пластов до 6^0 (при отработке по падению или восстанию) целесообразно размещать над перегружате-

лями или скребковыми конвейерами в составе общего энергопоезда очистного забоя в соответствии с типовыми проектами Центрогипрошахта. Этот способ оправдал себя на шахтах Донецкого бассейна и производственного объединения "Укрзападуголь".

Если подобное размещение подстанций в конкретных условиях невозможно, их надо размещать в уширениях штреков, на разминовках или в специальных нишах. Подстанция может быть также расположена над ленточным конвейером с помощью устройства, предложенного институтом Донгипроуглемаш. В этих случаях указанные на схемах предельно допустимые удаления передвижных подстанций от распределительных пунктов очистных забоев при питании последних по бронированным кабелям максимально возможных сечений рассчитаны исходя из условий обеспечения нормируемого отклонения напряжения на зажимах электродвигателей комбайнов или стругов при пуске или перегрузке.

Для технологических схем с подсвежением вентиляционной струи (прямоточное проветривание) в зависимости от принятого места размещения энергопоезда, включая насосные станции и насосы орошения, предусмотрено два варианта размещения ПУПП и РПП-0,66(0,14). При этом с точки зрения электроснабжения при отработке пластов по падению (восстанию) с углами падения свыше 6° предпочтительным является вариант размещения энергопоезда и ПУПП в воздухоподающей (неконвейерной) выработке, при котором подстанция может располагаться в непосредственной близости от очистного забоя и перемещаться при его подвигании.

При установке двух-трех ПУПП в непосредственной близости друг от друга для электроснабжения технологически связанных машин и механизмов питание этих ПУПП может осуществляться по одному кабелю напряжением 6 кВ от одного комплектного распределительного устройства (КРУ), установленного в РПП-6(ЦПП).

Питание всех передвижных подстанций при электроснабжении шахты через ствол предусмотрено от РПП-6 (преимущественно двухсекционных). Они оборудуются и размещаются в горных выработках и выполняются по типовым проектам Центрогипрошахта.

РПП-6 комплектуются КРУ, допущенными для применения в условиях конкретных шахт Правилами безопасности, согласно приведенным ниже таблицам.

Для электроснабжения шахт с глубиной разработки до 100 м возможно питание забойного оборудования от трансформаторов, расположенных на поверхности, с прокладкой питающих кабелей по энергетическим скважинам. При таком способе питания, особенно при электроснабжении комплексно-механизированных участков с высокой нагрузкой, необходимо следить за тем, чтобы удаление трансформатора от забоя не превышало расстояния, при котором обеспечивается нормируемое отклонение напряжения у электроприемников забоя.

На шахтах с глубиной разработки свыше 100 м питание передвижной трансформаторной подстанции может осуществляться кабелем высокого напряжения, проложенным по энергетическим скважинам, шурфам и т.д. Если можно применить несколько способов электроснабжения забойного оборудования, необходимо проводить технико-экономическое сравнение вариантов питания с учетом ущерба от перерывов электроснабжения, вызванных ненадежностью элементов схемы электроснабжения.

Для шахт, разрабатывающих крутые пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа, в схемах предусмотрено обособленное питание ПУПП с поверхности или от взрывобезопасных разделительных трансформаторов, расположенных в подземных выработках, применение защиты от утечек тока в обособленной сети напряжением 6 кВ (аппаратура типа АЗО-6), а также специальных трансформаторных подстанций типа ТСШВП-КП. В качестве варианта для выбросоопасных пластов рекомендованы схемы питания забоя с применением быстродействующей аппаратуры (автоматических выключателей АБВ-250 и моторных короткозамыкателей ПМК), обеспечивающей автоматическое защитное отключение напряжения и одновременное закорачивание источников э.д.с. за время не более 2,5 мс при повреждении силовых кабелей, вызывающем замыкание основных жил между собой и на землю или одной основной жилы на землю.

При этом монтаж указанного электрооборудования и кабелей производится в соответствии с "Временной инструкцией по монтажу и эксплуатации систем электроснабжения с использованием специальных видов электрооборудования в шахтах, разрабатывающих крутые пласты" (М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1978).

При расположении электрооборудования и кабелей в выработках с исходящей струей воздуха они отключаются соответствующими датчиками газовой защиты.

В соответствии с технологическими схемами при разработке пологих и наклонных пластов, опасных по внезапным выбросам, в ряде схем принято прямоточное проветривание очистного забоя с подсвежением вентиляционной струи. В этом случае основное

и вспомогательное электрооборудование очистного забоя и кабели располагаются в выработках со свежей струей воздуха. При необходимости размещения электрооборудования и кабелей в выработках с исходящей струей воздуха в системе электроснабжения должны обеспечиваться дополнительные мероприятия по безопасности, регламентированные инструкцией к § 390 Правил безопасности. Отключение указанного электрооборудования и кабелей производится соответствующими датчиками газовой защиты, приведенными на схемах электроснабжения очистных и подготовительных забоев.

Для особо опасных по газу подготовительных забоев в схемах предусмотрено резервное электроснабжение вентиляторов местного проветривания (ВМП). При этом питание основной ПУПП подготовительного забоя и ПУПП, питающей резервные ВМП, рекомендуется осуществлять от различных секций шин РПП-6.

При электроснабжении подготовительных забоев на газовых шахтах, когда передвижные подстанции расположены в тупиковых выработках, в соответствии с § 445 Правил безопасности необходимо применение защиты от утечек тока (замыканий) на землю (например селективной типа АЗС-6), а для пластов, опасных по внезапным выбросам, - разделительных трансформаторов и аппаратуры защиты типа АЗО-6. При их отсутствии питание РПП-0,66 тупиковой выработки может осуществляться от ПУПП, установленной в выработке со свежей струей воздуха.

Сроки оснащения сетей напряжением 6 кВ указанными видами релейной защиты (АЗС-6 и АЗО-6) согласно § 432 Правил безопасности устанавливаются по мере их серийного изготовления главным инженером производственного объединения по согласованию с местным органом Госгортехнадзора.

В ряде схем электроснабжения подготовительных забоев в качестве группового аппарата при незначительных удалениях РПП-0,66 приняты автоматические выключатели АВ-200 (или АВ-320). При необходимости в качестве групповых могут быть установлены магнитные пускатели ПВИ-250 (ПВИ-320), подключенные к указанным выше автоматическим выключателям.

В зависимости от расстановки забойного оборудования устанавливается одна или две группы распределительных пунктов низкого напряжения, смонтированных на специальных тележках приставных перегружателей ПТК или других устройствах в соответствии с типовыми проектами Центрогипрошахта, а также чертежами заводов-изготовителей комплексов.

Для электроснабжения очистных забоев, оборудованных механизированными комплексами, как правило, устанавливаются станции управления СУВ-350 (МСВ), СУВ-600, СУВС-700 и СУВ-1140, в остальных случаях осуществляется питание отдельными токоприемниками забоя от магнитных пускателей.

С целью повышения надежности электроснабжения в схемах предусмотрена установка в РПП-0,66 (1,14; 0,38) очистного забоя резервного магнитного пускателя (или контактора в станциях управления СУВС-700 и СУВ-1140) для двигателей комбайна или струга. В связи с тем, что пуск и управление электродвигателями комбайнов ГШ68 и КШЗМ при напряжении 660 В осуществляются с помощью контакторов, установленных на самом комбайне, а контактор станции управления СУВ-600 или магнитный пускатель ПВИ-320 служит лишь в качестве группового аппарата, установка в РПП-0,66 резервного пускателя для указанных комбайнов может не предусматриваться. При этом следует иметь в виду, что в комбайновом полукомплекте станции управления СУВ-600 на фидерах № 2, 3, 4 (63 А) не установлены устройства максимальной токовой защиты (УМЗ). Защита отходящих присоединений указанных фидеров от токов короткого замыкания осуществляется одним из автоматических выключателей станции с нерегулируемой уставкой тока 1600 А.

Для комбайнов КШЗМ и ГШ68 при напряжении 660 В вместо пускателя ПВИ-320 допускается использовать пускатель ПВИ-250 с ограничением суммарного тока двух электродвигателей комбайна до 250 А уставкой регулятора нагрузки ИПИР-3М.

Питание многодвигательных скребковых конвейеров осуществляется от двух магнитных пускателей (при применении станций управления - от двух отдельных контакторов). При этом рекомендуется выдержка времени между пусками электродвигателей верхнего и нижнего привода забойных конвейеров.

Питание ручных электросверл, осветительной аппаратуры, аппаратов сигнализации и управления забойным оборудованием осуществляется от пусковых агрегатов или от встроенных в станции управления СУВ (МСВ) понизительных трансформаторов напряжением 127 В.

С целью упрощения на схемах электроснабжения не показана система питания ряда вспомогательных машин и механизмов, не приведенных на основной технологической схеме и в перечне основного

веденных на основной технологической схеме и в перечне основного

оборудования (компрессоры, лебедки, конвейеры, насосы и др.), в том числе оборудования, расположенного в выработках с исходящей струей воздуха; не показана аппаратура управления вспомогательным оборудованием ленточных конвейеров, подъемных машин типа БМ и др. Питание упомянутого оборудования производится от отдельных магнитных пускателей или свободных контакторов станции управления, расположенных в составе общего распределительного пункта РПП-0,66. При питании насосной установки НУМС от противопожарного става к ее магнитному пускателю подключается электромагнитный вентиль ВЭГ-3Д (~36 В, 30 Вт, РВ, IВ), а при отсутствии стационарной компрессорной станции в РПП-0,66 подключается пускатель компрессорной станции ЗИФ-ШВКС-5.

Питание распределительных пунктов низкого напряжения рекомендуется осуществлять кабелем марки ГРШЭ или ЭВТ. При отсутствии кабеля ЭВТ он может быть заменен кабелями марок СБШв, СБн, если их применение для условий конкретных шахт (участков) допускается Правилами безопасности. При этом сечения кабелей ЭВТ, СБШв, СБн должны быть пересчитаны по отношению к указанным на схемах сечениям кабеля ГРШЭ по приведенной методике в соответствии с предельно допустимыми на эти кабели токовыми нагрузками.

Электроснабжение отдельных токоприемников забоя рекомендуется осуществлять гибкими кабелями марки ГРШЭ, а на крутых пластах - кабелями ГРШЭП. Для питания электросверл и освещения рекомендуется применять особо гибкий кабель марки ШВБЭ или ШРБЭ, а для цепей управления - контрольные кабели марки КТШ. Для схем электроснабжения с быстродействующей аппаратурой автоматического защитного отключения напряжения предусмотрено применение кабелей ГВШОП и ШВБО.

В схемах электроснабжения длина кабелей к очистным комбайнам, струтам и забойным конвейерам принята исходя из длины комплексов ОКП70 и КМ130 равной 150 м, КМ87 и "Донбасс" - 180 м, струговых установок - 200 м. Длина кабелей к остальным электроприемникам в большинстве случаев показана условно. Ее значение приводится заводами-изготовителями на принципиальных схемах электроснабжения конкретных комплексов оборудования или отдельных машин и уточняется при монтаже электрооборудования.

8.2. Методика расчета шахтных участковых электрических сетей

8.2.1. Определение мощности участковой трансформаторной подстанции

8.2.1.1. Схема электроснабжения составляется исходя из наличия требуемого оборудования для механизации очистных и подготовительных работ на участке.

8.2.1.2. На основе данных о принятых в схеме электроснабжения потребителях составляется таблица силовой и осветительной нагрузки по следующей форме:

Потребитель	Тип электродвигателя	Количество электродвигателей	Номинальная установленная мощность, кВт	Общая установленная мощность, кВт

Мощность электродвигателей принимается по техническим данным (табл. 8.1 и 8.2).

Таблица 8.1

Основные технические данные электродвигателей приводов конвейеров

Тип электродвигателя	Номинальная мощность, кВт	Частота вращения, 1/мин	КПД, %	$\cos\varphi_н$	$\frac{J_п}{J_н}$	$\frac{M_п}{M_н}$	$\frac{M_м}{M_н}$	Масса, кг
ЭДКОФ-41/4	37	1460	87	0,84	6,5	2,2	3,0	500
ЭДКОФ-42/4	45	1460	88	0,87	6,5	2,8	3,3	540
ЭДКОФ-43/4	55	1470	89	0,88	6,5	2,6	3,1	580
ЭДКОФ-51/4	75	1470	92	0,88	6,5	2,2	3,0	Н.д.
ЭДКОФ-52/4	90	1470	92	0,90	7,0	2,3	3,3	Н.д.
ЭДКОФ-53/4	110	1460	93	0,89	7,0	2,5	3,2	1000

Примечание. Двигатели рассчитаны на напряжение не только 660/380, но и 1140 В (кроме ЭДКОФ-4174).

Таблица 8.2

Основные технические данные комбайновых электродвигателей

Тип электродвигателя	Номинальная мощность, кВт[x]	Напряжение, В	Частота вращения, I/мин	Номинальный ток, А[xx]	Коэффициент мощности (номинальный)	Коэффициент полезного действия	Пусковой ток, А[xx]	Коэффициент мощности (пусковой)	$\frac{M_п}{M_н}$	$\frac{M_м}{M_н}$	Технические условия
ЭДК 3,5-УКР, ЭДК 3,5-Т	70/23	380/660	I460/I485	I37/79 / 6I/35	0,86/0,64	90,0/89,0	670/385	0,52	2,00	2,45	ТУI6.5I3.282-7I
ЭДКО 3,5-40	40/30	380/660	I500 (синхронная)	Н.д.	Н.д.	Н.д.	560/325	Н.д.	2,40	3,00	-
ЭДК3Г-К56М	30/22	380/660	I420/I435	64/37 / 49/28	0,8I6/0,78	86,7/86,7	400/230	0,62	3,I5	3,80	ТУI6.5I3.282-7I
ЭДК4-IМ	93/4I	380/660	I460/I485	I89/I04 / 85/49	0,865/0,80	9I,3/9I,8	770/445	0,54	2,I0	I,85	То же
ЭДК04Р-МК67	II5/65	660	I460/I480	I26/75	0,87/0,82	9I,8/92,8	620	0,42	I,75	2,20	" "
ЭДК04-2М	I05/75	380/660	I465/I475	207/II9 / I47/85	0,85/0,85	9I,3/92,0	840/485	0,46	I,75	I,85	" "
ЭДК04-4М	II5/80	660	I465/I475	I26/9I	0,87/0,84	9I,8/92,0	700	0,42	I,95	2,55	" "
ЭДК05-Р	I45/I05	660	I470/I480	I57/II6	0,88/0,87	92,5/92,4	850	0,42	I,87	2,35	" "
ЭДК04-5М	I37/80	660	I465/I475	Н.д.	Н.д.	Н.д.	I000	0,45	2,I9	3,28	-
ЭКВ-3I0-ГК	36	380/660	I430	84/48	0,75	86,5	550/3I7	0,60	3,50	3,95	-
ЭКВ-4УС	85	660	I500 (синхронная)	I06	0,77	0,9I	800	0,44	3,20	3,90	ТУI6.5I0.30I-7I
ЭКВ-3,5-I00	I00	660	I460	I20	0,82	89,0	680	0,50	2,I0	2,40	-
ЭКВ-4У	II0	660	I465	I3I	0,8I	9I,0	800	0,49	2,50	2,80	ТУI6.5I3.282-7I
ЭКВ-45	I20	660	I465	I47	0,79	90,5	800	0,49	2,40	2,60	То же
ЭКВ4-I60-3	I60	660	I465	I90	0,8I	93,0	I000	0,45	2,I0	2,70	-
ЭДК04-55	55	II40	I480	36	0,74	9I,0	250	0,55	2,80	3,23	-
ЭКВ4-I25	I25	II40	I466	78	0,87	9I,8	450	0,49	I,80	2,40	-
ЭКВ4-I60-2	I60	II40	I460	I07	0,8I	9I,6	600	0,44	2,00	2,80	ТУ.0АШ.5I0043

x) Величины, приведенные в числителе, относятся к часовому режиму (S2), а в знаменателе - к длительному (S1).

xx) В числителе приведены значения тока двигателей при напряжении 380 В, в знаменателе - при напряжении 660 В.

Таблица 8.3

Основные технические данные шахтных передвижных трансформаторных подстанций

Тип подстанции	Номинальная мощность, кВ·А	Напряжение, В		Номинальный ток, А		Напряжение к.з., % от номинального	Ток х.х., % от номинального	Потери, Вт		Размеры, мм			Масса, кг
		в.н.	н.н.	в.н.	н.н.			х.х. при номинальном напряжении	к.з. при $\cos\varphi = 1$ и номинальной нагрузке	длина	ширина	высота от головки рельса	
ТКШВП-135/6	135	6000±5%	400/690	13,0	196/113	3,0	4,5	800	1400	2720	705	1400	3300
ТКШВП-180/6	180	6000±5%	400/690	17,3	260/150	3,5	3,5	865	2000	2800	745	1400	3600
ТКШВП-240/6	240	6000±5%	400/690	23,1	348/201	2,5	3,2	1265	2400	2980	795	1480	4150
ТКШВП-320/6	320	6000±5%	400/690	30,8	463/268	2,6	3,0	1675	2630	3250	765	1535	4500
ТСШВП-180/6	180	6000±5% или 3000±5%	400/690	17,3	360/150	5,5	7,0	1350	2000	2900	960	1215	2380
ТКШВПС-160/6	160	6000±4%	400/690	15,4	232/134	2,9	3,5	730	2190	3260	765	1400	3400
ТКШВПС-200/6	200	6000±4%	400/690	19,3	289/167	2,8	3,5	875	2535	3320	765	1400	3750
ТКШВПС-250/6	250	6000±4%	400/690	24,1	362/209	3,4	2,5	815	3430	3320	765	1400	3800
ТКШВПС-320/6	320	6000±4%	400/690	30,8	603/268	3,0	2,0	1100	3865	3560	765	1465	4600
ТСШВП-100/6	100	6000±5%	400/690	9,6	145/84	3,5	6,0	1000	1270	3300	1170	1550	2650
ТСШВП-160/6	160	6000±5%	400/690	15,4	232/134	3,5	4,5	1330	2000	3300	1170	1550	3000
ТСШВП-160/6-КП													
ТСШВП-250/6	250	6000±5%	400/690	24,1	362/209	3,5	3,5	1650	2600	3520	1170	1550	3600
ТСШВП-400/6	400	6000±5%	690	39,0	334	3,5	2,5	2180	3700	3620	1170	1625	4300
ТСШВП-400/6-КП													
ТСШВП-630/6-0,69	630	6000±5%	690	60,6	527	3,5	1,5	2800	4700	3860	1170	1600	5400
ТСШВП-630/6-1,2	630	6000±5%	1200	60,6	303	3,5(4,4)	1,5(3,0)	2800(2900)	4700(4600)	4020(3580)	1170(1130)	1600(1590)	5600(4900)
ТСШВ-630/6-6	630	6000±5%	6200	60,6	587	3,5(4,4)	3,0	3900(2900)	3900(4720)	3200(2800)	1170(1180)	1600(1675)	5970(4265)

Примечания: 1. Для величин, приведенных в табл. 8.3, допускаются следующие отклонения: для напряжения к.з. ±10%, для тока х.х. +30%, для потерь х.х. +15%, для потерь к.з. +10%.

2. Подстанции ТСШВП-160/6-КП и ТСШВП-400/6-КП предназначены для электроснабжения забоев на шахтах, разрабатывающих пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа.

3. Для подстанций ТСШВП-630/6-1,2 и взрывобезопасного разделительного трансформатора ТСШВ-630/6-6 в скобках приведены данные опытных образцов выпуска 1973-1975 гг.

8.2.I.3. Расчетная мощность $S_{тр}$ подземных передвижных подстанций и отдельных трансформаторов для питания электроприемников подземных выработок шахт определяется по формуле

$$S_{тр} = K_c \frac{\Sigma P_{уст}}{\cos\varphi}, \qquad (8.I)$$

где K_c – коэффициент спроса;

$\Sigma P_{уст}$ – суммарная установленная мощность электроприемников участка (без учета резервных), кВт;

$\cos\varphi$ – условный средневзвешенный коэффициент мощности; для группы электроприемников очистных и подготовительных забоев принимается равным 0,6.

Коэффициент спроса определяется по следующим формулам:

при применении для очистных работ комплексов с механизированной крепью

$$K_c = 0{,}4 + 0{,}6 \frac{P_{нк}}{\Sigma P_{уст}}; \qquad (8.2)$$

при применении технологического оборудования в очистных забоях с индивидуальной крепью и в подготовительных забоях

$$K_c = 0{,}286 + 0{,}714 \frac{P_{нк}}{\Sigma P_{уст}}, \qquad (8.3)$$

где $P_{нк}$ – номинальная мощность наиболее мощного электродвигателя в группе (для комбайновых двигателей с воздушным охлаждением и необдуваемых – часовая мощность, режим S2), кВт.

При применении в забое многодвигательных очистных комбайнов или стругов коэффициент спроса определяется по формуле

$$K_c = 0{,}4 + 0{,}6 \frac{k_и \Sigma P_{нк}}{\Sigma P_{уст}}, \qquad (8.4)$$

где $\Sigma P_{нк}$ – суммарная номинальная мощность комбайновых или струговых электродвигателей (для комбайновых двигателей с воздушным охлаждением – часовая мощность, режим S2), кВт;

$k_и$ – коэффициент использования мощности двигателей.

Значение $k_и \Sigma P_{нк}$ зависит от допустимой токовой нагрузки силового кабеля, питающего оба двигателя, номинального тока или максимальной мощности управляемого контактором магнитного пускателя и станции управления электродвигателем, а также технологических факторов.

8.2.I.4. В зависимости от условий эксплуатации и расположения источников питания по расчетной мощности трансформатора выбирается передвижная трансформаторная подстанция или трансформатор для участковой подстанции (табл. 8.3 и 8.4). При этом к установке, как правило, следует принимать трансформаторную подстанцию или трансформатор ближайшей большей стандартной мощности.

Таблица 8.4

Основные технические данные силовых трансформаторов с масляным охлаждением (по ГОСТ I2022-66)

Тип трансформатора	Номинальная мощность, кВ.А	Напряжение, В		Номинальный ток, А		Напряжение к.з., % от номинального	Ток х.х., % от номинального
		в.н.	н.н.	в.н.	н.н.		
ТМ-I00	I00	6000	400	9,6	I45	4,5	2,6
ТМ-I60	I60	6000	400 690	I5,4	232 I34	4,5	2,4
ТМ-250	250	6000	400 690	24,I	362 269	4,5	2,3
ТМ-400	400	6000	400 690	39,0	578 334	4,5	2,I
ТМ-630	630	6000	400 690	60,6	9I2 527	4,5	2,0

8.2.2. Расчет кабельной сети участка

8.2.2.I. Сечение магистрального кабеля от передвижной трансформаторной подстанции (ПУПП) или трансформатора до распределительного пункта (РПП-НН) выбирается по условию

$$I_{SH} \geq I_{ф}, \qquad (8.5)$$

где I_{SH} – длительно допустимый ток кабеля соответствующего сечения по нагреву, А (табл. 8.5); при температуре окружающей среды, отличной от 25°С, следует вводить поправочные коэффициенты (табл. 8.6);

$I_{ф}$ – фактический ток нагрузки магистрального кабеля, А;

$$I_{ф} = \frac{K_c \Sigma P_{уст}}{\sqrt{3}\, U_н \cos\varphi}, \qquad (8.6)$$

$U_н$ – номинальное напряжение сети, В.

Таблица 8.5

Технические и конструктивные данные шахтных кабелей

Длительно допустимые нагрузки, А	Число и номинальное сечение жил, мм^2			Наружный диаметр кабеля, мм
	основных	заземляющих	вспомогательных	
I	2	3	4	5
Кабели шахтные гибкие экранированные марки ГРШЭ напряжением 660 В (ГОСТ I0694-7I) и II40 В (ТУI6.505.932-76)				
49	3x4	Ix2,5	3xI,5	28,8(28,7)
64	3x6	Ix4	3x2,5	32,0(3I,9)
88	3xI0	Ix6	3x2,5	35,0(35,9)
II4	3xI6	IxI0	3x4	40,I(40,9)
I47	3x25	IxI0	3x4	4I,5(42,I)
I82	3x35	IxI0	3x4	47,3(48,9)
220	3x50	IxI0	3x4	49,3(50,9)
274	3x70	IxI0	3x4	53,7(55,3)
330	3x95	IxI0	3x4	57,5(59,I)
54	3x4	Ix2,5	-	23,7
69	3x6	Ix4	-	28,I
92	3xI0	Ix6	-	30,I
I22	3x6	IxI0	-	34,6
I57	3x25	IxI0	-	37,5
I92	3x35	IxI0	-	4I,7
236	3x50	IxI0	-	43,8
292	3x70	IxI0	-	49,6
347	3x95	IxI0	-	53,6
Кабели шахтные гибкие для бурильного электроинструмента марок ШРБЭ/ШВБЭ (ГОСТ I0695-73)				
	3xI,5	IxI,5	IxI,5	I9,I/I6,5
	3x2,5	Ix2,5	Ix2,5	22,0/I8,4
50/45	3x4	Ix4	Ix4	23,5/2I,0
65/58	3x6	Ix6	Ix6	26,0/23,7
Кабели шахтные гибкие экранированные марки ГРШЭП для питания комбайнов на крутых пластах (ТУ I6-505.838-75)				
88	3xI0	Ix6	5x2,5	43,0
II4	3xI6	IxI0	5x2,5	47,5
I47	3x25	IxI0	5x4	52,2
I82	3x35	IxI0	5x4	56,6
220	3x50	IxI0	5x4	57,8
274	3x70	IxI0	5x4	60,3

Продолжение табл. 8.5

I	2	3	4	5
Кабели шахтные гибкие для систем электроснабжения с опережающим отключением, повышенной прочности марки ГРШОП (ТУ I6-505.826-75)				
75	6x6	Ix6	5xI,5	42,0
I00	6xI0	Ix6	5xI,5	42,2
I30	6xI6	IxI0	5xI,5(5x2,5)	44,8(50,8)
I70	6x25	IxI0	5xI,5(5x2,5)	48,I(5I,0)
2I0	6x35	IxI0	5xI,5(5x2,5)	5I,7(54,I)
255	6x50	IxI0	5xI,5(5x2,5)	55,7(54,5)
Кабели силовые с пропитанной бумажной изоляцией марок СБн, СБШв на напряжение до I кВ (ГОСТ I84I0-73)				
I05	3x25	-	-	26,9
I25	3x35	-	-	29,0
I55	3x50	-	-	3I,6
200	3x70	-	-	34,6
245	3x95	-	-	38,I
285	3xI20	-	-	4I,8
330	3xI50	-	-	46,4
380	3xI85	-	-	50,0
Кабели силовые шахтные марки ЭВТ (по данным ВНИИКП, ТУ I6.505.934-76)				
а) на напряжение 660 и II40 В				
68	3xI6	IxI0	-	32,2(37,0)
89	3x25	IxI0	-	34,9(39,0)
II2	3x35	IxI0	-	37,5(4I,0)
I42	3x50	IxI0	-	40,7(44,7)
I78	3x70	IxI0	-	44,3(46,4)
2I4	3x95	IxI0	-	48,0(5I,8)
7I	3xI6	IxI0	4x2,5	38,5(39,2)
93	3x25	IxI0	4x2,5	40,4(40,3)
II8(I20)	3x35	IxI0	4x2,5(4x4)	42,2(43,5)
I52	3x50	IxI0	4x2,5(4x4)	44,0(46,6)
I90	3x70	IxI0	4x4	47,8(49,4)
230	3x95	IxI0	4x4	50,2(54,4)
265	3xI20	IxI0	4x4	- (56,8)

Продолжение табл. 8.5

I	2	3	4	5
	б) на напряжение 6000 В			
80	3хI6	IхI0	-	4I,8
I05	3х25	IхI0	-	45,0
I37	3х35	IхI0	-	47,9
87	3хI6	IхI0	4х4	46,0
II4	3х25	IхI0	4х4	48,4
I49	3х35	IхI0	4х4	50,4

Примечания: I. Данные по кабелям ГРШЭ и ЭВТ, указанные в скобках, относятся только к кабелям на напряжение II40 В.

2. В связи с унификацией конструкций кабеля ЭВТ на напряжение 660 и II40 В с 1979 г. предусматривается снятие с производства кабеля ЭВТ на напряжение 660 В.

Таблица 8.6

Поправочные коэффициенты на температуру воздуха для токовых нагрузок на кабели

Расчетная температура среды, °С	Нормированная температура жилы, °С	Поправочные коэффициенты при фактической температуре среды, °С								
		0	5	I0	I5	20	25	30	35	40
25	65	I,27	I,22	I,I7	I,I2	I,06	I,00	0,94	0,87	0,79
	70	I,25	I,20	I,I5	I,II	I,06	I,00	0,94	0,89	0,82
	75	I,23	I,I8	I,I4	I,I0	I,05	I,00	0,95	0,90	0,84
	80	I,20	I,I7	I,I3	I,09	I,04	I,00	0,95	0,90	0,85

Значения коэффициентов K_c и $\cos\varphi$ принимаются те же, что и при определении расчетной мощности трансформатора.

Если условию (8.5) не удовлетворяет ни один кабель максимально возможного сечения (по условию подключения во вводные устройства подстанций, автоматических выключателей и станций управления), то к прокладке принимают два параллельных или раздельно включенных кабеля. При параллельном включении кабелей их суммарное сечение определяется по условию

$$2\,I_{SH} \geq I_{\Phi}\,.$$

При раздельном включении кабелей, питающих две группы токоприемников одного распределительного пункта или два отдельных РПШ-НН, сечение каждого из них определяется по условию (8.5). При этом для каждой группы электроприемников (или каждого РПШ-НН) значение I_{Φ} определяется по формуле (8.6), а коэффициента K_c - по формуле (8.2).

8.2.2.2. Сечение гибких кабелей для питания отдельных электроприемников участка (кроме многоприводных комбайнов) предварительно выбирается исходя из длительно допустимой нагрузки по нагреву номинальным током I_H, согласно условию

$$I_{SH} \geq I_H\,. \qquad (8.7)$$

При питании по одному кабелю нескольких одновременно работающих электродвигателей ток, проходящий через кабель, равен сумме номинальных токов этих электродвигателей.

Сечение гибкого кабеля для питания комбайнов с двумя электродвигателями равной мощности (типа ГШ68 и КШЗМ) определяется исходя из следующего условия:

для двигателей с водяным охлаждением

$$I_{SH} \geq 2\,I_H\;;$$

для двигателей с воздушным охлаждением

$$I_{SH} \geq 2\,I_{H.час},$$

где I_H - номинальный ток комбайнового электродвигателя с водяным охлаждением, А;

$I_{H.час}$ - номинальный ток комбайнового электродвигателя с воздушным охлаждением в часовом (S 2) режиме, А.

При напряжении 660 В в схемах предусмотрено питание комбайнов ГШ68 и КШЗМ по одному кабелю марки ГРШЭ с сечением основных жил 70 мм^2 при условии ограничения суммарного тока двух электродвигателей комбайнов до 270 А уставкой регулятора нагрузки.

Нагрузка на кабели марок ГРШЭП и ГВШОП, намотанные на барабан кабелеподборщика, должна быть снижена на 30% по сравнению с номинальной.

При питании многодвигательных забойных конвейеров и стругов от двух пускателей (контакторов) сечения кабелей, проложенных к каждому приводу, определяются по формуле (8.7), а при питании от одного аппарата - согласно условию

$$I_{SH} \geq n\,I_H\,,$$

где I_H - номинальный ток одного электродвигателя, А;

n - число электродвигателей.

Для проходческих комбайнов и погрузочных машин с многодвигательным приводом фактический ток нагрузки питающего кабеля определяется по формуле (8.6), где $\Sigma P_{уст}$ – установленная мощность электродвигателей проходческой машины.

Минимальные сечения силовых кабелей по механической прочности рекомендуется принимать:

для питания механизмов, смонтированных на специальных тележках в составе общего энергопоезда, равными I0 мм^2;

для питания отдельно установленных, периодически перемещаемых механизмов равными I6 мм^2.

В приведенных схемах минимальное сечение кабелей условно принято равным I6 мм^2. Для каждой конкретной схемы оно может уточняться.

8.2.2.3. Проверка выбранного сечения кабеля по термической устойчивости производится по табл. 8.7, исходя из условия

$$J_{п} \geq J_{к.з}^{(3)}, \qquad (8.8)$$

где $J_{п}$ – предельно допустимый кратковременный ток к.з. в кабеле, А;

Таблица 8.7

Предельно допустимые величины тока к.з. для различных типов кабелей с медными жилами при $\beta = I$, $\vartheta_0 = 25^{\circ}C$

Характеристика кабелей	Тип защитного аппарата	Предельно допустимый ток к.з., кА, для кабелей с сечением жилы, мм^2						
		4	6	I0	I6	25	35	50
Кабели с бумажной изоляцией при напряжении до I0 кВ	ЯВ-6400; КРУВ-6	–	I,95	3,25	5,20	8,I2	II,30	I6,30
	РВД-6; УРВМ-6/3	–	I,6I	2,68	4,29	6,70	9,38	I3,40
Кабели с бумажной изоляцией при напряжении до 3 кВ	ЯВ-6400; КРУВ-6	–	I,82	3,02	4,84	7,55	I0,60	I5,I0
	РВД-6; УРВМ-6/3	–	I,50	2,50	4,00	6,25	8,75	I3,50
	АВ-200; АВ-320	–	3,35	I0,I0 / 5,60	I6,I0	25,20	35,30	50,50
	АФВ-IA; АФВ-2А; АФВ-3	–	2,37	3,95	6,32	9,90	I3,80	I9,80
Кабели с поливинилхлоридной изоляцией	ЯВ-6400; КРУВ-6	–	I,53	2,54	4,07	6,35	8,90	I2,70
	РВД-6; УРВМ-6/3	–	I,26	2,I0	3,36	5,25	7,35	I0,50
	АВ-200; АВ-320	–	2,8I	4,70	I3,60 / 7,5I	2I,40	29,60	42,40
	АФВ-IA; АФВ-2А; АФВ-3	–	2,00	3,32	5,3I	8,29	II,70	I6,60
Кабели с резиновой изоляцией	АВ-200; АВ-320	I,8I	2,7I	4,52	I3,00 / 7,23	20,40	28,40	40,80
	АФВ-IA; АФВ-2А; АФВ-3	I,28	I,92	3,20	5,II	8,00	II,40	I6,00

Примечания:

I. Для ячеек РВД-6 и УВРМ-6/3, установленных в РПП-6, предельно допустимая величина тока к.з. увеличивается на I0%, для ячеек ЯВ-6400, КРУВ-6 – на I5%.

2. Предельно допустимые токи к.з., рассчитанные для автоматов АВ, распространяются также на передвижные траноформаторные подстанции (ПУПП) со встроенными в РУНН автоматическими выключателями серии А-3700, а токи к.з. для автоматов АФВ – на ПУПП со встроенными выключателями серии АВМу.

3. В числителе дроби указана величина тока для автоматов АВ-200, в знаменателе – для автоматов АВ-320.

$J_{к.з}^{(3)}$ – ток трехфазного к.з. в начале проверяемого кабеля, А;

$$J_{к.з}^{(3)} = \frac{1{,}1\, U_н}{\sqrt{3}\sqrt{(\Sigma R^2)+(\Sigma X)^2}}\ , \qquad (8.9)$$

$U_н$ – номинальное напряжение сети, В;

$\Sigma R, \Sigma X$ – соответственно сумма активных и индуктивных сопротивлений в сети от трансформатора до начала проверяемого кабеля (аппарата), Ом.

Для трансформаторов мощностью 400 кВ·А и более при неудаленных коротких замыканиях (на выходе трансформаторов или при длине фидерного кабеля, приведенной к сечению 50 мм^2, не более 50 м) ток трехфазного к.з. следует определять с учетом влияния мощности короткого замыкания на шинах ЦПП по формуле

$$J_{к.з}^{(3)} = \frac{1{,}15\, U_н}{\sqrt{3}\sqrt{(\Sigma R)^2+\left[\Sigma X + X_{к.з}\left(\frac{K_{от}}{K_т}\right)^2\right]^2}}\ ,$$

где $X_{к.з}$ – индуктивное сопротивление системы 6 кВ до ЦПП включительно, Ом;

$$X_{к.з} = \frac{U^2}{S_{цпп}^{(3)}},$$

U – расчетное напряжение сети, принимаемое равным 3,15 или 6,3 кВ;

$S_{цпп}^{(3)}$ – мощность к.з. на шинах ЦПП, МВ.А;

$K_{от}$ – коэффициент изменения напряжения в трансформаторе ПУПП;

$K_{от}$ = 0,95 при отпайке +5%;

$K_{от}$ = 1,00 при отпайке 0;

$K_{от}$ = 1,05 при отпайке –5%;

$K_т$ – коэффициент трансформации силового трансформатора.

Если загрузка кабеля и температура окружающей среды отличны от значений, приведенных в табл. 8,7, проверка кабеля по термической устойчивости может быть произведена по формуле

$$J_п = \frac{K_з\, C\, S}{\sqrt{t_п}}\ , \qquad (8.10)$$

где $K_з$ – коэффициент, учитывающий загрузку кабеля до момента к.з. и температуру окружающей среды; определяется по формуле

$$K_з = 1 + 0{,}05\,(v_{дл} - v_0)\,(1 - \beta^2); \qquad (8.11)$$

значения коэффициента $K_з$ для различных типов кабелей в зависимости от степени их загрузки и температуры окружающей среды приведены в табл. 8.8;

$v_{дл}$ – длительно допустимая температура силовых жил кабелей при их полной номинальной нагрузке, ^{0}С; для кабелей с бумажной изоляцией при напряжении до 10 кВ $v_{дл}$ = 65^{0}С, для кабелей с поливинилхлоридной изоляцией $v_{дл}$ = 70^{0}С; для гибких кабелей с резиновой изоляцией $v_{дл}$ = 75^{0}С; для кабелей с бумажной изоляцией при напряжении до 3 кВ $v_{дл}$ = 80^{0}С;

v_0 – температура окружающей среды, ^{0}С;

β – коэффициент загрузки кабеля,

$$\beta = \frac{J_ф}{K_v\, J_{зн}},$$

$J_ф$ – фактический ток нагрузки кабеля, для магистрального кабеля определяемый по формуле (8.6), а для гибких кабелей равный номинальному току питаемых электродвигателей;

K_v – поправочный коэффициент, зависящий от фактической температуры окружающей среды (см. табл. 8.6);

$J_{зн}$ – длительно допустимый по нагреву ток нагрузки кабеля при v_0 = 25^{0}С, А (см. табл. 8.5);

c – коэффициент, учитывающий конечную температуру нагревания жил и напряжение кабеля; для кабелей с бумажной изоляцией при напряжении до 10 кВ c = 134; для кабелей с бумажной изоляцией при напряжении до 3 кВ c = 125; для кабелей с поливинилхлоридной изоляцией c = 105; для гибких кабелей с резиновой изоляцией c = 101;

S – выбранное сечение жилы кабеля, мм^2;

$t_п$ – приведенное время отключения, с; для автоматических выключателей АВ-200 и АВ-320 и передвижных подстанций со встроенными выключателями типа А-3700 $t_п$ = 0,05 с (при токах к.з. свыше 5 кА для автоматов АВ-200 и свыше 8 кА для автоматов АВ-320 $t_п$ = 0,015 с); для автоматических выключателей АФВ-1А, АФВ-2А и АФВ-3 и передвижных подстанций со встроенными выключателями типа АВМУ $t_п$ = 0,1 с.

8.2.2.4. Параметры схемы электроснабжения должны обеспечивать следующие уровни напряжения на зажимах электродвигателей:

комбайновых при пуске - не ниже 0,8 номинального (при перегрузке одного из двигателей комбайна - не ниже 0,85 номинального);

струговых (ближнего или дальнего привода) при перегрузке - не ниже 0,85 номинального.

Напряжение на зажимах электродвигателя комбайна или струга в j -м режиме работы определяется по формуле

$$U_{g\cdot j} = \frac{1{,}05U_н - \Delta U_{н.р}}{1+\sqrt{3}\,\frac{n I_j}{U_н}\left(\Sigma R_н \cos\varphi_j + \Sigma X_н \sin\varphi_j\right)}, \quad (8.12)$$

где $\Delta U_{нр}$ - потери напряжения в сети от работающих двигателей при номинальном напряжении в элементах сети, через которые подключен комбайновый (струговый) электродвигатель, В;

n - количество одновременно пускаемых комбайновых электродвигателей или электродвигателей струга в одном приводе. В комбайнах с двухдвигательным приводом пуск двигателей при напряжении 660 В поочередный ($n=1$), при напряжении 1140 В - одновременный ($n=2$);

$I_j, \cos\varphi_j$ - соответственно ток (А) и коэффициент мощности электродвигателя в j -м режиме; при пуске принимаются равными пусковому току при номинальном напряжении $I_п$ и соответствующему ему коэффициенту мощности $\cos\varphi_п$, в режиме перегрузки - току $I_к$ и коэффициенту мощности $\cos\varphi_к$ при критическом скольжении (см. табл. 8.1); при отсутствии каталожных данных $\cos\varphi_п$ принимается равным 0,5;

$\Sigma R_н$ - суммарное активное сопротивление трансформатора, фидерного и гибкого комбайнового (стругового) кабелей, Ом (табл. 8.9 и 8.10);

$$\Sigma R_н = R_т + R_ф + R_г;$$

$\Sigma X_н$ - суммарное индуктивное сопротивление трансформатора, фидерного и гибкого кабелей, Ом (см.табл. 8.9, 8.10);

$$\Sigma X_н = X_т + X_ф + X_г.$$

Таблица 8.8

Значения поправочного коэффициента $K_з$, учитывающего загрузку кабеля до момента к.з. и температуру окружающей среды

Характеристика кабелей	Длительно допустимая температура силовых жил, °С	Температура окружающей среды, °С	Величина $K_з$ при коэффициенте загрузки β, равном						
			I,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4
Кабели с бумажной изоляцией при напряжении до 3 кВ	80	5-I0	I,00	I,07	I,I3	I,I8	I,23	I,27	I,30
		I5-25	I,00	I,06	I,II	I,I5	I,I9	I,22	I,25
		30-35	I,00	I,04	I,09	I,I2	I,I5	I,I8	I,20
Кабели с резиновой изоляцией	75	5-I0	I,00	I,07	I,I2	I,I8	I,2I	I,25	I,28
		I5-25	I,00	I,05	I,I0	I,I4	I,I8	I,2I	I,23
		30-35	I,00	I,04	I,07	I,II	I,I3	I,I6	I,I8
Кабели с поливинилхлоридной изоляцией	70	5-I0	I,00	I,06	I,II	I,I6	I,20	I,23	I,26
		I5-25	I,00	I,04	I,09	I,I2	I,I6	I,I9	I,2I
		30-35	I,00	I,03	I,07	I,09	I,II	I,I4	I,I6
Кабели с бумажной изоляцией при напряжении до I0 кВ	65	5-I0	I,00	I,06	I,I0	I,I5	I,I8	I,22	I,24
		I5-25	I,00	I,04	I,08	I,II	I,I4	I,I7	I,I9
		30-35	I,00	I,03	I,06	I,08	I,I0	I,I2	I,I4

Таблица 8.9

Сопротивление обмоток шахтных силовых трансформаторов типа ТМШ и трансформаторов шахтных передвижных подстанций

Тип трансформатора или подстанции	Мощность трансформатора, кВ·А	Напряжение вторичное, кВ	Сопротивление, Ом	
			активное $R_{тр}$	индуктивное $X_{тр}$
ТКШВП	135	0,4	0,0121	0,0334
		0,69	0,0363	0,1000
ТКШВП	180	0,4	0,0099	0,0294
		0,69	0,0297	0,0877
ТКШВП	240	0,4	0,0064	0,0153
		0,69	0,0200	0,0455
ТКШВП	320	0,4	0,0041	0,0126
		0,69	0,0122	0,0375
ТСШВП	180	0,4	0,0109	0,0477
		0,69	0,0327	0,1431
ТСШВП	100	0,4	0,0201	0,0517
		0,69	0,0604	0,1550
ТСШВП	160	0,4	0,0127	0,0325
		0,69	0,0372	0,0975
ТСШВП	250	0,4	0,0065	0,0213
		0,69	0,0190	0,0638
ТСШВП	400	0,69	0,0113	0,0402
ТСШВП	630	0,69	0,0060	0,0230
ТСШВП	630	1,2	0,0172 (0,0167)	0,0782 (0,1010)
ТМ	100	0,4	0,0312	0,0650
ТМ	160	0,4	0,0164	0,0420
		0,69	0,0492	0,1260
ТМ	250	0,4	0,0094	0,0273
		0,69	0,0282	0,0819
ТМ	400	0,4	0,0055	0,0171
		0,69	0,0165	0,5130
ТМ	630	0,4	0,0030	0,0110
		0,69	0,0090	0,0330

Примечание. Значения сопротивлений, указанные в скобках, относятся к опытным образцам выпуска 1973–1975 гг.

При питании по двум раздельно включенным кабелям РПШ-НН очистного забоя, оборудованного струговой установкой или комбайном с одним или двумя совместно пускаемыми двигателями, $\Delta U_{н.р}$, размеряемое в вольтах, определяется по формуле

$$\Delta U_{н.р} = \frac{0,85}{U_н}\left[(\Sigma P_{н.р_1} + \Sigma P_{н.р_2})(R_т + X_т) + \Sigma P_{н.р_1}(R_{ф_1} + X_{ф_1})\right]\cdot 10^3 , \quad (8.13)$$

где $\Sigma P_{н.р_1}$ – установленная мощность группы электродвигателей, питающихся по первому фидерному кабелю, через который подключен комбайновый или струговый электродвигатель в j-м режиме (без комбайнового или стругового), кВт;

$\Sigma P_{н.р_2}$ – установленная мощность группы электродвигателей, питающихся по второму фидерному кабелю, кВт;

$R_{ф_1}; X_{ф_1}$ – соответственно активное и индуктивное сопротивление первого фидерного кабеля, Ом.

При питании РПШ-НН такого же очистного забоя по одному или двум параллельно включенным кабелям значение $\Delta U_{н.р}$ определяется по формуле (8.13), при этом $\Sigma P_{нр_2} = 0$; $\Sigma P_{н.р_1} = \Sigma P_{н.р}$; $R_{ф_1} = R_ф$; $X_{ф_1} = X_ф$.

При питании РПШ-НН по двум раздельно включенным кабелям и оборудовании очистного забоя комбайном с двумя раздельно пускаемыми двигателями

$$\Delta U_{н.р} = \frac{0,85}{U_н}\left[(\Sigma P_{нр_1} + \Sigma P_{нр_2} + P_к)(R_т + X_т) + (\Sigma P_{н.р_1} + P_к) \times \right.$$
$$\left. \times (P_{ф_1} + X_{ф_1}) + P_к (R_т + X_т)\right], \quad (8.14)$$

где $P_к$ – мощность одного из двигателей комбайна, кВт.

При раздельном пуске комбайновых двигателей напряжение ($U_{g.j} = U_{g.п}$) определяется при пуске второго электродвигателя и нормальной работе первого.

Параметры схемы электроснабжения выбраны правильно, если соблюдаются следующие условия:

для комбайна $U_{g.п} \geq 0,8\ U_н$;

для струга $U_{g.к} \geq 0,85\ U_н$.

В связи с отсутствием каталожных данных о $J_к$ и $\cos\varphi_к$ при критическом скольжении двигателей, проверку уровня напряжения на зажимах струговых электродвигателей при перегрузке следует производить по формуле (8.12), сделав допущения о пуске двигателей дальнего привода и нормальной работе двигателей ближнего привода. Если при этом обеспечивается условие $U_{g.п} \geq 0,8\ U_н$, проверять уровни напряжения на зажимах комбайнового или струтового электродвигателя при перегрузке ($U_{g.к} \geq 0,85\ U_н$) не требуется.

Если при расчете не обеспечивается необходимая величина напряжения при пуске (перегрузке), то следует предусматривать:

увеличение сечения основных жил комбайнового или магистрального (бронированного) кабелей в пределах, допустимых по условиям подключения к сетевым и моторным отделениям коммутационных аппаратов, а также для удобства эксплуатации;

прокладку параллельных магистральных кабелей;

приближение ПУПШ к забою;

установку ПУПШ повышенной (относительно расчетной) мощности.

Во всех случаях необходимо производить технико-экономическое сравнение принимаемых вариантов с учетом наличия необходимого электрооборудования и кабелей.

8.2.2.5. При значительном удалении ПУПП от РПП-НН очистного забоя, оборудованного комбайном с однодвигательным приводом, потери напряжения в фидерном ($\Delta U_ф$) и гибком ($\Delta U_г$) комбайновом кабелях с целью минимизации годовых приведенных затрат рекомендуется распределять в следующих соотношениях:

$$\Delta U_г = \Delta U_к \left(1+\frac{L_ф}{2,2L_г}\right)^{-1};\ \Delta U_ф = \Delta U_к \left(1+\frac{2,2L_г}{L_ф}\right)^{-1}, \quad (8.15)$$

где $\Delta U_к$ - допустимые потери в кабельной сети участка, В;

$$\Delta U_к = \Delta U - \Delta U_{тр};$$

$L_г$; $L_ф$ - длина гибкого и фидерного кабеля, км.

8.2.2.6. Проверка участковой сети на устойчивость работы защиты от утечек тока производится при условии, что длина кабелей, присоединенных к одной подстанции (трансформатору), не превышает 3 км (емкость относительно земли не более I мкф на фазу).

8.2.2.7. При расчете участковых кабельных сетей напряжением II40 В в тех случаях, которые не оговорены в настоящей методике, следует руководствоваться временной методикой (см. "Временные руководящие материалы. Участковые сети электроснабжения угольных шахт напряжением II40 В. Электрические нагрузки, качество напряжения и токи короткого замыкания. Методы и программы расчета". Донецк, ВНИИВЭ, МакНИИ, I977).

8.2.3. Выбор фидерного автоматического выключателя и магнитного пускателя

8.2.3.I. Фидерные автоматические выключатели выбираются по назначению, номинальному напряжению, номинальному току и проверяются по предельному току отключения. Рабочий ток, который проходит через фидерный автомат, определяется по формуле (8.6), а типоразмер фидерного автомата выбирается, исходя из условия

$$I_н \geq I_ф , \quad (8.16)$$

где $I_н$ - номинальный ток фидерного автомата, выбираемого по табл. 8.II.

Таблица 8.I0

Сопротивление кабелей с медными жилами

Виды сопротивления	Сопротивление кабеля, Ом/км, с сечением жилы, мм^2									
	4	6	I0	I6	25	35	50	70	95	I20
Активное бронированного и гибкого кабеля при 20°С	4,600	3,070	I,840	I,I50	0,740	0,520	0,370	0,260	0,I94	0,I53
Индуктивное бронированного кабеля на напряжение до I000 В	0,095	0,090	0,073	0,068	0,066	0,064	0,063	0,06I	0,060	0,060
Индуктивное гибкого и полугибкого кабелей на напряжение до I000 В[x)]	0,I0I	0,095	0,092	0,090	0,088	0,084	0,08I	0,079	0,078	0,076
Индуктивное бронированного кабеля на напряжение 3 кВ	0,III	0,I04	0,083	0,076	0,07I	0,069	0,067	0,065	0,064	0,063
Индуктивное бронированного кабеля на напряжение 6 кВ	-	-	0,II0	0,I02	0,09I	0,087	0,083	0,080	0,078	0,076

x) Индуктивное сопротивление гибкого кабеля приведено по справочным данным. Расчетные величины сопротивления гибких кабелей современных конструкций несколько отличаются от приведенных в сторону увеличения.

Таблица 8.II

Основные технические данные автоматических взрывобезопасных выключателей

Тип	Номинальный ток, А	Предельная коммутационная способность (А) при $\cos\varphi = 0{,}6$ (действующее значение) и напряжении, В			Уставка тока максимальных расцепителей, А		Технические условия
		380	660	II40	с цифровой маркировкой	без цифровой маркировки	
АВ-320Д0	320	20000	20000	-	800, I000, I200, I400, I600, I800, 2000, 2200, 2400		ТУI6.522.095-75
АВ-320-II40Д0	320	-	-	I0000	То же		ТУI6,522.I3I-77
АВ-200Д0	200	I7000	I7000	-	400, 500, 600, 700, 800, 900, I000, II00, I200		ТУI6.522.095-75
АФВ-IА	200	22000	I2000	-	300, 450, 600	375, 525	ТУI6.522.060-70
АФВ-2А, АФВД-2БК	350	22000	I2000	-	600, 900, I200	750, I050	"
АФВ-3	500	22000	I2000	-	I000, I500, 2000	I250, I750	"
АБВ-250	250	8800	6000	-	-	-	ТУ I6.522.I26-75

Примечания: I. Автомат АФВ-IА устанавливается вместо автомата АВ-200Д0, автоматы АФВ-2А, АФВД-2БК - вместо автомата АВ-320Д0, если последнего нет в наличии.

2. Автомат АБВ-250 предназначен для работы в шахтах, разрабатывающих крутые пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа. Время срабатывания автомата не более 2,5 мс.

Таблица 8.I2

Основные технические данные взрывобезопасных станций управления

Тип магнитной станции	Номинальное напряжение, В	Номинальный рабочий ток ввода, А	Количество силовых фидеров, шт.	Номинальный ток контактора для комбайна (струга), А	Номинальный ток контактора для забойного конвейера, А	Габариты (дл-на х высота х ширина), мм
СУВ-350 (МСВ)	660	500	7 (6)	250	250	2970хI340х970 (на тележке) 2970х960х974 (на салазках)
СУВ-600:						
комбайновая	660	5I5	6	320	-	2850хI320хII20 (на тележке) 2850х960хIII0 (на салазках)
конвейерная	660	350	4	-	2х250	2050хI320хII20 (на тележке) 2050х960хIII0 (на салазках)
СУВС-700 (для каждого из двух полукомплектов)	660	500	7	250	250	Н.д.
СУВ-II40:						
комбайновая	II40	Н.д.	5	250	-	Н.д.
конвейерная	II40	Н.д.	4	-	250	Н.д.

Примечания: I. Номинальный ток общего ввода станции управления СУВ-350 (МСВ) и СУВС-700, равный 500 А, включает в себя ток транзитной нагрузки I50 А.

2. Ток транзитной нагрузки станции управления СУВ-600 равен 50 А для каждого полукомплекта.

3. В станции СУВ-350 (МСВ) предусмотрено питание цепей освещения и сигнализации в забое.

Таблица 8.I3

Основные технические данные магнитных взрывобезопасных пускателей

Тип пускателя	Категория основного применения	Номинальный ток продолжительного режима, А	Максимальная мощность управляемого электродвигателя, кВт, при напряжении		Наибольшая коммутационная способность, А		Уставка максимальной токовой защиты, А	Технические условия
			660 В	380 В	отключающая (действующее значение тока)	включающая (амплитудное значение тока)		
ПВИ-25	$\frac{A_3}{50\%A_3+50\%A_4}$	25	22 22	I3 I3	I500	2700	63-I87 (через I2-I3 А)	ОСТ I6 0.536.003-74
ПВИ-63, ПВИ-63АБВ	$\frac{A_3}{50\%A_3+50\%A_4}$	63	55 32	32 22	I500	2700	I25-375 (через 25 А)	"
ПВИ-I25	$\frac{A_3}{50\%A_3+50\%A_4}$	I25	I00 55	55 32	2500	4600	250-750 (через 50 А)	"
ПВИ-250, ПВИ-250АБВ	$\frac{A_3}{50\%A_3+50\%A_4}$	250	200 I45	I25 90	3750	7000	500-I500 (через I00 А)	"
ПВИ-320	$\frac{A_3}{50\%A_3+50\%A_4}$	320	280 I80	I60 II0	4800	8800	800-2400 (через I60 А)	"
ПВИР-63, ПВИР-63АБВ	$\frac{A_3}{50\%A_3+50\%A_4}$	63	55 32	32 32	I500	2700	I25-375 (через 25 А)	"
ПВИР-250	$\frac{A_3}{50\%A_3+50\%A_4}$	250	200 I45	I25 90	3750	7000	500-I500 (через I00 А)	"
ПМВИ-I3М	$\frac{A_3}{A_4}$	63	55 32	32 22	I400	2400	I25-375 (через 25 А)	ТУ I6-536.05I-7I
ПМВИ-23М	$\frac{A_3}{A_4}$	I20	I00 55	55 32	2400	3380	250-750 (через 50 А)	"
ПМВИ-6I	A_3	240	I40	I05	2I00	3500	500,I000,I500	ТУ I6-536.055-68
ПМВИР-4I	A_3	80	40	30	900	I500	Плавкие предохранители (I00, I25,I60,200 А)	"
ПМВИР-5I	A_3	I20	75	56	I400	2400	То же	"
ПВ-II40-25	$A_3(A_4)$	2х25	2х30	При напряжении II40 В	Не нормируются		I25-375 (через 25 А)	
ПВ-II40-63	$A_3(A_4)$	2х63	2х80		I000	I650	250-750 (через 50 А)	
ПВ-II40-250	$A_3(A_4)$	250	3I5		3000	5600	800-2400 (через I60 А)	

Примечания: I. При отсутствии пускателей типа ПВИ-63, ПВИ-I25, ПВИ-250, ПВИР-63 и ПВИР-250 они могут быть заменены соответственно пускателями ПМВИ-I3М, ПМВИ-23М, ПМВИ-6I, ПМВИР-4I и ПМВИР-5I (при снижении нагрузки последнего).

2. Пускатели ПВИ-63АБВ, ПВИ-250АБВ и ПВИР-63АБВ имеют дополнительные проходные зажимы для подключения цепей управления моторными короткозамыкателями ПМК. Максимальная мощность закорачиваемого короткозамкнутым ПМК электродвигателя: при напряжении 380 В – 55 кВт; при напряжении 660 В – I00-I30 кВт. Время срабатывания короткозамкнутеля не более I мс.

Не рекомендуется выбирать фидерный автомат, рассчитанный на номинальный ток, значительно превышающий ток $I_ф$, так как в этом случае токовые уставки будут заведомо завышены против необходимых величин.

8.2.3.2. Магнитные взрывобезопасные пускатели выбираются по назначению, номинальному напряжению, номинальной мощности включаемого пускателем электродвигателя, зависящей от режима его работы, и проверяются по способности пускателя отключать максимально возможный ток трехфазного короткого замыкания. При включении пускателем нескольких электродвигателей мощность их суммируется.

Основные технические данные станций управления и пускателей приведены в табл. 8.I2 и 8.I3.

При комплектовании магнитных пускателей в РПП-НН следует проверить допустимость нагрузки на вводные зажимы пускателей. Величины транзитной токовой нагрузки в зависимости от типоразмера пускателя приведены в табл. 8.I4.

Таблица 8.I4

Величина токовой транзитной нагрузки, допускаемой в магнитных пускателях и фидерных автоматах (по данным ВНИИВЭ)

Допустимый ток вывода (номинальный ток аппарата), А	Кратность суммарной величины тока (включая транзитный) по отношению к допустимому (не более)
До 25	3,0
От 25 до 63	2,5
От 63 до 250	2,0
Свыше 250	I,2

8.2.3.3. Выбранный фидерный выключатель или магнитный пускатель проверяется на способность отключать наибольший возможный ток трехфазного к.з. в защищаемом присоединении согласно условию

$$I_0 > 1,2\, I^{(3)}_{к.з\,max}, \qquad (8.I7)$$

где I_0 – предельно отключаемый ток защитного аппарата, А;

$I^{(3)}_{к.з\,max}$ – расчетный максимальный ток трехфазного к.з. на зажимах защитного аппарата (А), определяемый по формуле (8.9).

Если отключающая способность проверяемого защитного аппарата (автомата или пускателя) оказывается равной или меньшей рассчитанной по выражению (8.I7) величины, то при наличии на присоединении, питающем защитный аппарат, группового, общего или другого защитного аппарата необходимо проверить, удовлетворяет ли он условию

$$I^{(3)}_{к.з\,max} \le \frac{I_{о.гр}}{1,2}, \qquad (8.I8)$$

где $I_{о.гр}$ – предельно отключаемый ток группового или общего защитного аппарата, А.

Если ни один из защитных аппаратов не удовлетворяет условию (8.I8), необходимо установить дополнительный аппарат, который должен удовлетворять этому требованию и условию (8.I7).

В табл. 8.I5 приведены значения предельно допустимых токов к.з. при отключении их каскадной схемой, т.е. одним или несколькими последовательно включенными автоматическими выключателями совместно с магнитными пускателями различного типа.

Таблица 8.I5

Предельно допустимые токи к.з. при отключении их каскадной схемой

Тип магнитного пускателя	Тип контактора, встроенного в магнитный пускатель	Предельно допустимый ток к.з., А		
		при одном автоматическом выключателе	при двух автоматических выключателях	при трех автоматических выключателях
ПВИ-320	КТ-6043АР	I0000	I6000	22000
ПВИ-250	КТУ-4Б	7800	I2500	I7000
ПВИ-I25	КТУ-3Б	8300	I4500	20000
ПВИ-63	КТУ-2А	5000	8700	II300
ПМВИ-I365М	КТВ-34	8000	I4000	20000
ПМВИ-I357М	КТВ-33	3300	5800	8300
ПМВИ-23М	КТ-7023	5000	8000	II000
ПМВИ-I3М	КТ-7023	2900	4650	6400
ПМВИ-I33IМ	КТВ-32	2000	3500	5I00

Показателем правильности выбора аппаратов должно быть соблюдение соотношения

$$I_{пр} \ge I^{(3)}_{к.з\,max}. \qquad (8.I9)$$

8.2.3.4. Выбор электрооборудования и средств защиты в участковых сетях напряжением II40 В следует производить в соответствии с временной методикой (см. "Временные руководящие материалы. Участковые сети электроснабжения угольных шахт напряжением II40 В. Выбор электрооборудования, кабелей и средств защиты", Донецк, ВНИИВЭ, МакНИИ, I977).

8.2.4. Выбор и проверка уставок токовых реле аппаратов низкого напряжения

8.2.4.I. Величина уставки тока срабатывания реле автоматических выключателей или магнитных пускателей определяется по формулам:

а) для защиты магистрали

$$I_у > I_{н.п} + \Sigma I_{н.р}\,, \tag{8.20}$$

где $I_у$ – уставка тока срабатывания реле, А;

$I_{н.п}$ – номинальный пусковой ток наиболее мощного электродвигателя, А;

$\Sigma I_{н.р}$ – сумма номинальных токов всех остальных электроприемников, А;

б) для защиты ответвлений, питающих электродвигатель или группу одновременно пускаемых электродвигателей с короткозамкнутым ротором,

$$I_у \geq \Sigma I_{н.п}\,. \tag{8.2I}$$

Для защиты магистралей с мощными асинхронными электродвигателями с короткозамкнутым ротором (в тех случаях, когда пусковые токи превышают 600–700 А) допускается выбирать уставки тока срабатывания реле, исходя из величины фактических пусковых токов, которые определяются по формуле

$$I_{ф.п} = I_{н.п}\,\frac{U_{д\,п}}{U_н}, \tag{8.22}$$

где $I_{ф.п}$ – фактический пусковой ток двигателя, соответствующий напряжению $U_{д\,п}$ при пуске, А. Напряжение $U_{д\,п}$ определяется по формуле (8.I4).

Необходимо принимать уставку тока срабатывания реле максимального тока на 25% выше фактического пускового тока электродвигателя защищаемого присоединения;

в) для защиты ответвления, питающего осветительную нагрузку,

$$I_у \geq 3 I_{н.р}\,. \tag{8.23}$$

Для приближенного определения пускового тока номинальный рабочий ток, взятый по заводской табличке или каталогу, должен быть увеличен в 6–7 раз при использовании электродвигателя с короткозамкнутым ротором и в I,5 раза при использовании электродвигателя с фазным ротором.

8.2.4.2. Выбранная и принятая к установке на шкале ближайшая большая уставка тока срабатывания реле проверяется по расчетному минимальному току двухфазного к.з. При этом отношение (кратность) расчетного минимального тока двухфазного к.з. к уставке тока срабатывания реле должно удовлетворять условию

$$\frac{I^{(2)}_{к.з\,min}}{I_у} \geq K_ч\,, \tag{8.24}$$

где $I^{(2)}_{к.з\,min}$ – расчетный минимальный ток двухфазного к.з. в наиболее электрически удаленной от трансформатора точке сети;

$$I^{(2)}_{к.з\,min} = \frac{I^{(3)}_{к.з}}{1{,}6}\,; \tag{8.25}$$

$K_ч$ – коэффициент чувствительности защиты; $K_ч$= I,5. В отдельных случаях по согласованию с главным энергетиком объединения (комбината) для магистралей и ответвлений, выполненных бронированными или экранированными кабелями, допускается снижение коэффициента чувствительности до I,25.

Если при этой проверке расчетный минимальный ток двухфазного к.з. окажется недостаточным для соблюдения условия (8.24), то он должен быть увеличен до необходимого значения, для чего следует:

увеличить сечение магистрального кабеля или кабеля на ответвлении;

уменьшить длину магистрального кабеля, приблизив участковую подстанцию к распределительному пункту;

увеличить трансформаторную мощность путем установки более мощного трансформатора или использования двух параллельно включенных трансформаторов;

установить трансформаторы с более низкими напряжениями к.з., т.е. с большими токами к.з. при прочих равных параметрах питающей электросети.

При подключении к сетевым секциям автоматических выключателей, станций управления и магнитных пускателей аппаратов сигнализации, контроля и управления должны проверяться:

термическая устойчивость кабелей, питающих указанные аппараты;

уставка максимально-токовой защиты у коммутационных аппаратов, защищающих эти кабели от токов к.з.

Минимальный ток двухфазного к.з. в кабеле может быть также найден по формуле

$$I^{(2)}_{к.з\,min} = \frac{U_н}{2\sqrt{(R_т + R_{50} L_п)^2 + (X_т + X_{50} L_п)^2}}, \qquad (8.26)$$

где $R_т$, $X_т$ – соответственно активное и индуктивное сопротивления обмоток трансформатора, Ом;

R_{50}, X_{50} – активное и индуктивное сопротивления кабеля с сечением основной жилы 50 мм^2, принимаемые равными соответственно 0,423 и 0,075 Ом/км;

$L_п$ – приведенная длина кабельной линии, которая определяется суммированием приведенных длин отдельных кабелей по формуле

$$L_п = \ell_1 K_{п1} + \ell_2 K_{п2} + \ldots + \ell_n K_{пn}, \qquad (8.27)$$

$\ell_1, \ldots, \ell_n$ – фактическая длина кабелей различного сечения, км;

$K_{п1}, \ldots, K_{пn}$ – коэффициенты приведения сечения кабелей для определения расчетных величин $I^{(2)}_{к.з\,min}$ (табл. 8.I6).

Таблица 8.I6

Сечение основной жилы кабеля, мм^2	Коэффициент приведения сечения кабеля $K_п$	Сечение основной жилы кабеля, мм^2	Коэффициент приведения сечения кабеля $K_п$
Для сетей напряжением 380–660 В (сечения приведены к 50 мм^2)			
4	I2,30	35	I,4I
6	8,22	50	I,00
I0	4,92	70	0,72
I6	3,06	95	0,54
25	I,97	I20	0,43
Для сетей напряжением I27 В (сечения приведены к 4 мм^2)			
2,5	I,6	6	0,67
4,0	I,0	I0	0,40

При расчете, выборе и проверке уставок тока срабатывания реле аппарата, защищающего электрическую сеть, которая питает горные машины с многомоторным приводом, необходимо учитывать токоограничивающее влияние монтажных проводов и кабелей. В этом случае

$$L'_п = \ell_1 K_{п1} + \ell_2 K_{п2} + \ldots + \ell_n K_{пn} + \ell_м, \qquad (8.28)$$

где $\ell_м$ – приведенная длина кабеля (км) с основной жилой сечением 50 мм^2, токоограничивающее влияние которой эквивалентно включению в защищаемую сеть элементов внутреннего монтажа машины или комбайна. Величина $\ell_м$ указывается в заводской инструкции по монтажу и эксплуатации машины.

При отключении токов короткого замыкания каскадной схемой все токи, меньшие величин, определяемых из выражения (8.I8), должны отключаться проверяемым защитным аппаратом, а токи, равные или большие этих величин, – групповым или общим защитным аппаратом. Чтобы обеспечить отключение этих токов, необходимо соблюдать условие

$$I_у \geq \frac{I_{к.з\,max}}{K_ч} = \frac{I_{о.гр}}{1{,}2\,K_ч}. \qquad (8.29)$$

8.2.4.3. Номинальный ток плавкой вставки предохранителей определяется по формулам:

а) для защиты магистрали

$$I_в \geq \frac{I_{н.п}}{1{,}6 \div 2{,}5} + \Sigma I_{н.р}, \qquad (8.30)$$

где $I_в$ – номинальный ток плавкой вставки, А.

Коэффициент, обеспечивающий неперегорание плавкой вставки при пусках электродвигателей с короткозамкнутым ротором, рекомендуется принимать равным I,6–2,5. При нормальных условиях пуска электродвигателя (редкие пуски и быстрое разворачивание) значение этого коэффициента следует принимать равным 2,5, а при тяжелых (частые пуски при длительном разворачивании) – I,6–2.

Чрезмерно занижать номинальный ток плавкой вставки не следует, так как она может перегореть при пусках, что является одной из причин выхода из строя электродвигателей в режиме однофазной работы;

б) для защиты ответвления при использовании электродвигателя с короткозамкнутым ротором

$$I_в \geq \frac{I_{н.п}}{1{,}6 \div 2{,}5}, \qquad (8.3I)$$

а при осветительной нагрузке

$$I_в \geq I_{н.р}. \qquad (8.32)$$

Для установки принимается плавкая вставка со значением ее номинального тока, ближайшим к расчетному. Допускается параллельное включение в одном патроне предохранителя двух равных или отличающихся по номинальному току на 30-35% плавких вставок. При этом суммарный ток их не должен превышать расчетного;

в) для защиты неискробезопасных цепей напряжением 36 В, питающих внешних потребителей,

$$I_{к.з} = \frac{U_н}{Z_{тр} + Z_к}, \qquad (8.33)$$

где $U_н$ – номинальное вторичное напряжение трансформатора, В;

$Z_{тр}$ – полное сопротивление обмотки трансформатора, Ом;

$Z_к$ – полное сопротивление кабеля, Ом.

8.2.4.4. Выбранная плавкая вставка, проверенная по расчетному минимальному току двухфазного к.з. и наименьшему сечению жил кабеля, должна соответствовать наибольшему длительно допустимому току нагрузки.

Отношение (кратность) расчетного минимального тока двухфазного к.з. к номинальному току плавкой вставки должно удовлетворять условию

$$\frac{I^{(2)}_{к.з\,min}}{I_в} \geq 4 \div 7. \qquad (8.34)$$

При этом кратность, равная 4, допускается только в сетях напряжением 380 и 660 В, где требуется плавкая вставка на номинальный ток 160 и 200 А, а также в сетях напряжением 127 В, независимо от требуемой величины тока плавкой вставки.

В тех случаях, когда необходимая кратность не обеспечивается, следует применять аппараты с реле максимального тока или повысить токи к.з. в соответствии с рекомендациями п. 8.2.4.2.

Значение тока плавкой вставки для защиты неискробезопасных цепей напряжением 36 В должно проверяться по условию

$$\frac{I_{к.з\,min}}{I_в} \geq 5, \qquad (8.35)$$

где $I_{к.з\,min}$ – расчетный минимальный ток к.з. в наиболее электрически удаленной точке защищаемого присоединения, А.

8.2.4.5. Защита вторичной обмотки силового трансформатора и участка сети от зажимов этой обмотки напряжением 660-380 и 220-127 В может осуществляться с помощью реле максимального тока и плавкими предохранителями. Выбор и проверка уставок тока срабатывания указанных реле производятся по формулам:

для трансформаторов с одинаковыми схемами соединения первичной и вторичной обмоток (например, $^{\Delta}/_{\Delta}$; $^{Y}/_{Y}$; $^{Z}/_{Z}$ и др.)

$$\frac{I^{(2)}_{к.з\,min}}{K_т\, I_{уст}} \geq 1{,}5, \qquad (8.36)$$

где $I^{(2)}_{к.з\,min}$ – расчетный ток двухфазного к.з. на стороне вторичной обмотки трансформатора, А;

$K_т$ – коэффициент трансформации;

$I_{уст}$ – уставка тока срабатывания реле аппаратов со стороны первичной обмотки трансформатора, А;

$1{,}5$ – коэффициент чувствительности;

для трансформаторов с различными схемами соединения первичной и вторичной обмоток (например, $^{\Delta}/_{Y}$; $^{Y}/_{\Delta}$; $^{Y}/_{Z}$ и др.)

$$\frac{I^{(2)}_{к.з\,min}}{K_т\, I_у \sqrt{3}} \geq 1{,}5. \qquad (8.37)$$

8.2.4.6. Величина уставки тока отключения максимальных реле аппаратов на стороне первичной обмотки для защиты вторичной стороны осветительных трансформаторов ТСШ и трансформаторов, встроенных в пусковые агрегаты, при питании от них осветительной нагрузки выбирается по формулам:

для осветительных трансформаторов

$$I_у = \frac{3}{K_т} I_{н.р}, \qquad (8.38)$$

где $K_т$ – коэффициент трансформации, равный 4,96 для напряжения 660/133 В и 2,85 для напряжения 380/133 В;

для трансформаторов, встроенных в агрегаты АП,

$$I_у \geq \frac{1{,}2 \div 1{,}4}{K_т} \left(I_{н.уст} + \Sigma I_{н.р} \right). \qquad (8.39)$$

8.2.4.7. Номинальный ток плавкой вставки предохранителей, встроенных в аппараты, установленные на первичной стороне осветительных трансформаторов типа ТСШ, выбирается по формуле

$$I_в \geq \frac{1,2 \div 1,4}{K_т} I_{н.р} \quad . \tag{8.40}$$

Принимается плавкая вставка с ближайшим к расчетному значением ее номинального тока.

Отношение (кратность) расчетного тока двухфазного к.з. к номинальному току плавкой вставки должно удовлетворять условиям:

для трансформаторов с одинаковой схемой соединения первичной и вторичной обмоток

$$\frac{I^{(2)}_{к.з\,min}}{K_т I_в} \leq 4; \tag{8.41}$$

для трансформаторов с различной схемой соединения первичной и вторичной обмоток

$$\frac{I^{(2)}_{к.з\,min}}{K_т I_в \sqrt{3}} \geq 4, \tag{8.42}$$

где $I^{(2)}_{к.з\,min}$ – расчетный ток двухфазного к.з., определенный для случая замыкания на вводных зажимах следующего после вторичной обмотки защитного аппарата, А.

8.2.5. Выбор высоковольтной ячейки для трансформаторов и передвижных подземных подстанций

8.2.5.1. Высоковольтные комплектные распределительные устройства (ячейки) выбираются в зависимости от назначения, исполнения, номинального тока и напряжения и проверяются по предельному току отключения и предельной отключаемой мощности (табл. 8.17).

8.2.5.2. Номинальный ток высоковольтной ячейки $I_{н.я}$ определяется из условия

$$I_{н.я} > I_ф \quad , \tag{8.43}$$

где $I_ф$ – ток нагрузки ячейки, 10^3 А;

$$I_ф = \frac{S_н}{\sqrt{3}\, U_{нв}} \quad ; \tag{8.44}$$

$S_н$ – мощность трансформатора или передвижной трансформаторной подстанции, кВ.А;

$U_{нв}$ – номинальное напряжение распределительной высоковольтной сети шахты, кВ.

8.2.5.3. Выбор и проверка высоковольтной ячейки по токам производятся исходя из условия

$$I_0 \geq I^{(3)}_{к.з} \quad \text{или} \quad S_0 \geq S^{(3)} \quad , \tag{8.45}$$

где I_0, S_0 – соответственно ток и мощность отключения ячейки;

$I^{(3)}_{к.з}$, $S^{(3)}$ – соответственно расчетный ток и мощность трехфазного к.з. сети в месте установки ячейки.

Ток трехфазного к.з. для любой точки сети может быть определен по справочным таблицам или графикам, а также по формуле

$$I^{(3)}_{к.з} = \frac{U}{\sqrt{3}\sqrt{X^2 + r^2}} \quad , \tag{8.46}$$

где U – расчетное значение напряжения сети, принимаемое равным 3,15 и 6,3 кВ;

X, r – соответственно индуктивное и активное сопротивление цепи к.з., Ом.

Индуктивное сопротивление цепи к.з. следует определять с учетом сопротивлений всех элементов цепи, активное – с учетом только сопротивления кабельной линии, т.е.

$$X = X_c + X_{тр} + X_р + X_л \; ; \qquad r = r_л \; , \tag{8.47}$$

где X_c – индуктивное сопротивление энергосистемы, приведенное к расчетному напряжению сети, Ом; при глубоком вводе 110/6 кВ можно принимать X_c равным нулю, а при вводе 35/6 кВ – равным 0,08 Ом или определять его по формуле

$$X_c = \frac{U^2}{S^{(3)}_c} \quad , \tag{8.48}$$

$S^{(3)}_c$ – мощность трехфазного к.з. энергосистемы, МВ.А;

$X_{тр}$ – индуктивное сопротивление трансформатора ПШ, которое может быть взято из справочных таблиц или определено по формуле

$$X_{тр} = \frac{10\, e_к\, U^2}{S_н} \quad , \tag{8.49}$$

$e_к$ – напряжение короткого замыкания, %;

$S_н$ – номинальная мощность трансформатора ГПП, кВ·А;

$X_р$ – индуктивное сопротивление токоограничивающего реактора; может быть взято из справочных таблиц или определено по формуле

$$X_р = \frac{10 x_р U_р}{\sqrt{3}\, I_р}, \qquad (50)$$

$x_р$ – относительная реактивность реактора, %;

$U_р$ – номинальное напряжение реактора, кВ;

$I_р$ – номинальный ток реактора, А;

$X_л$ – индуктивное сопротивление линии; для однопроводной воздушной линии индуктивное сопротивление принимается равным 0,4 Ом/км, для двухпроводной (два провода в одной фазе) – 0,3 Ом/км, для кабелей – 0,08 Ом/км;

$r_л$ – активное сопротивление кабельной линии; значения удельного активного сопротивления кабелей приведены в табл. 8.10.

Таблица 8.17

Основные технические данные высоковольтных взрывобезопасных ячеек

Тип ячейки	Номинальное напряжение, кВ	Номинальный ток, А	Предельная мощность отключения (МВ·А) при напряжении, кВ		Предельный ток отключения (кА) при напряжении, кВ		Устойчивость при сквозных токах к.з.		
							Предельный сквозной ток, кА		Расчетный ток термической стойкости (односекундный), кА
			6	3	6	3	амплитудное значение	эффективное значение	
КРУВ-6	6	20-630	100	–	9,6	–	25,0	Н.д.	9,60
ЯВ-6400	6	20	28	–	2,7	–	7,0	4,0	1,70
		30	42		4,1		10,6	6,1	2,50
		50	70		6,8		17,5	6,9	4,20
		75	75		7,2		18,4	9,4	6,30
		100	75		7,2		18,4	9,4	8,50
		150	75		7,2		18,4	9,4	9,40
		200	75		7,2		18,4	9,4	9,40
		300	75		7,2		18,4	9,4	9,40
		400	75		7,2		18,4	9,4	9,40
РВД-6, УРЫМ-6/3	6	20	15	8	1,5	1,5	3,4	1,9	0,50
		30	24	12	2,3	2,3	5,1	2,9	0,75
		40	32	16	3,1	3,1	6,8	3,9	1,00
	6 и 3	50	40	20	3,8	3,8	8,5	4,9	1,25
		75	50	25	4,8	4,8	10,6	6,2	1,88
		100	50	40	4,8	7,7	17,0	9,8	2,50
		150	50	40	4,8	7,7	17,0	9,8	3,80
		200	50	40	4,8	7,7	17,0	9,8	4,80
		300	50	40	4,8	7,7	17,0	9,8	4,80

Примечания:

1. На номинальные токи 40 и 75 А ячейки типа УРЫМ-6/3 выпускаются по особому заказу.
2. Отключаемый ток максимальных реле равен номинальному току ячейки.
3. Катушки реле максимального тока ячейки, кроме основных отводов (5 А), имеют отпайки на 7; 8; 10; 12,5 и 15 А, благодаря чему имеется возможность изменять уставки до 300% номинального тока (100, 140, 160, 200, 250, 300%).
4. Для ячеек РВД-6, УРЫМ-6/3 указан 10-секундный ток термической стойкости.

Мощность трехфазного к.з. подземной сети определяется по формуле

$$S^{(3)} = \sqrt{3}\, U\, I_{к.з}^{(3)}. \qquad (8.51)$$

8.2.6. Выбор и проверка уставок токовых реле высоковольтной ячейки для трансформаторов и передвижных подземных подстанций

8.2.6.1. Выбор уставок срабатывания максимальной токовой защиты аппаратов напряжением 3 и 6 кВ производится для токовых реле мгновенного действия (без выдержки времени), включенных по схеме неполной звезды, по формулам

$$I_{ср_2} = \frac{K_н\, I_{р\,max}}{K_{т.т}}, \qquad (8.52)$$

$$I_{ср_1} = K_{т.т}\, I_у; \qquad (8.53)$$

$$K_ч = \frac{I_{к.з}^{(2)}}{I_{ср_1}}, \qquad (8.54)$$

где $I_{ср_2}$ – расчетный ток срабатывания реле, А;

$K_н$ – коэффициент надежности токовой защиты (принимается равным 1,2–1,4);

$I_{р\,max}$ – максимальный рабочий ток защищаемой линии, А;

$K_{т.т}$ – коэффициент трансформации трансформаторов тока;

$I_{ср_1}$ – первичный ток срабатывания защиты, А;

$I_у$ – ток уставки реле (принимается ближайшее к расчетному току значение), А;

$I_{к.з}^{(2)}$ – расчетный ток двухфазного к.з., А;

$K_ч$ – коэффициент чувствительности защиты.

Максимальный рабочий ток защищаемой линии, питающей силовой трансформатор (передвижную трансформаторную подстанцию), определяется по формуле

$$I_{р\,max} = I_н + \frac{I_{п\,max}}{K_т}, \qquad (8.55)$$

где $I_н$ – номинальный ток трансформатора на первичной стороне, А;

$I_{п\,max}$ – пусковой ток наиболее мощного электроприемника, присоединенного к подстанции или трансформатору, А;

$K_т$ – коэффициент трансформации силового трансформатора.

Коэффициент чувствительности защиты ячеек для силовых трансформаторов и передвижных подстанций определяется по минимальному значению тока двухфазного к.з. на зажимах обмотки низшего напряжения, приведенного к высшему напряжению, и должен быть не менее 1,5.

8.2.6.2. Проверка уставок тока срабатывания реле максимального тока ячеек для трансформаторов и передвижных подстанций производится по формулам:

для трансформаторов с одинаковыми схемами соединения первичной и вторичной обмотки (например, Y/Y ; Δ/Δ ; Z/Z и др.)

$$\frac{I_{к.з}^{(2)}}{K_т\, I_{ср_1}} \geq 1{,}5; \qquad (8.56)$$

для трансформаторов с различными схемами соединения первичной и вторичной обмоток

$$\frac{I_{к.з}^{(2)}}{\sqrt{3}\, K_т\, I_{ср_1}} \geq 1{,}5, \qquad (8.57)$$

где $I_{к.з}^{(2)}$ – расчетный ток двухфазного к.з. на стороне вторичной обмотки трансформатора, 10^5 А;

$$I_{к.з}^{(2)} = 0{,}87\, I_{к.з}^{(3)} = \frac{0{,}87\, S_н}{\sqrt{3}\, U_{н.т}\, e_к}, \qquad (8.58)$$

$S_н$ – номинальная мощность трансформатора или передвижной подстанции, кВ.А;

$U_{н.т}$ – номинальное напряжение на стороне вторичной обмотки трансформатора, В;

$e_к$ – напряжение к.з. трансформатора, %;

1,5 – величина коэффициента чувствительности защиты.

8.2.7. Выбор и расчет кабеля для питания участковой трансформаторной подстанции

8.2.7.1. Выбор сечения кабеля, питающего участковую трансформаторную подстанцию, производится по нагреву рабочим током (см. табл. 8.5). Ток нагрузки высоковольтного кабеля определяется по формулам:

при малой загрузке трансформатора или передвижной подстанции

$$I_в = 1{,}1\, \frac{K_{от}}{K_т}\, I_ф; \qquad (8.59)$$

при загрузке, близкой к номинальной,

$$J_в = I,I J_{т.в} , \qquad (8.60)$$

где $K_{от}$ – коэффициент изменения напряжения в трансформаторе при различном положении отпаек (см. п. 8.2.2.3);

$K_т$ – коэффициент трансформации силового трансформатора;

$J_ф$ – фактический ток нагрузки подстанции, определяемый по формуле (8.6), А;

$J_{т.в}$ – номинальный ток обмотки высшего напряжения ПУПП (см. табл. 8.3), А;

I,I – коэффициент резерва, учитывающий возможное увеличение нагрузки ПУПП.

При питании по одному кабелю двух-трех ПУПП ток его нагрузки определяется по формуле

$$J_в = (0,9 - I,0)\Sigma J_{т.в} . \qquad (8.6I)$$

8.2.7.2. Выбранное по нагреву сечение кабеля проверяется на термическую устойчивость по формулам (8.8), (8.I0) и табл. 8.7 для различных типов кабелей. При этом ток трехфазного к.з. в начале проверяемого кабеля определяется по формуле (8.46), а приведенное время отключения к.з. $t_п$ равно 0,I2–0,I7 с для ячеек ЯВ-6400, КРУВ-6 и 0,2–0,25 с – для ячеек РВД-6, УРВМ-6/3. Большее время относится к ячейкам, установленным в ЦПП, меньшее – к ячейкам, установленным в РПП-6.

Поправочный коэффициент, учитывающий загрузку кабеля до момента к.з. и температуру окружающей среды, находят по табл. 8.8 или определяют по формуле (8.II).

8.2.7.3. Проверка выбранного сечения высоковольтного кабеля по допустимой потере напряжения при известных значениях уровней напряжения на ЦПП (РПП-6) производится исходя из условия обеспечения нормируемых уровней напряжения на зажимах двигателя комбайна или струга в j-м режиме по формуле

$$U_{g.j} = \frac{\frac{K_{от}}{K_т} U_{цпп} - \frac{0,85}{U_н}\left[\Sigma P_{н.р}\left(\frac{K_{от}}{K_т}\right)^2 (R_в + X_{к.з} + X_в) + \sum_{i=1}^{n} P_{н.P_i}(\Sigma P_i + \Sigma X_i)\right]\cdot 10^3}{1+\sqrt{3}\,\frac{n J_j}{U_н}\left\{\left[\Sigma R_н + \left(\frac{K_{от}}{K_т}\right)^2 R_в\right]\cos\varphi_j + \left[\Sigma X_н + \left(\frac{K_{от}}{K_т}\right)^2 (X_{к.з} + X_в)\right]\sin\varphi_j\right\}} , \qquad (8.62)$$

где $U_{цпп}$ – напряжение на шинах ЦПП, В;

$U_н$ – номинальное напряжение низковольтной сети, В;

$R_в, X_в$ – соответственно активное и индуктивное сопротивление кабеля от ЦПП до ПУПП, Ом;

$X_{к.з}$ – индуктивное сопротивление системы напряжением 6 кВ до ЦПП включительно, Ом (см. п. 8.2.2.3);

n – количество одновременно пускаемых электродвигателей комбайна или электродвигателей струга в одном приводе;

$\Sigma P_{н.P_i}$ – установленная мощность электродвигателей, питающихся от i-х элементов сети, через которые подключен электродвигатель комбайна или струга, кВт;

$\Sigma X_i ; \Sigma R_i$ – соответственно суммарные активные и индуктивные сопротивления i-х элементов сети, Ом;

$J_j ; \cos\varphi_j$ – соответственно ток (А) и коэффициент мощности двигателя в j-м режиме;

$\Sigma R_н ; \Sigma X_н$ – соответственно суммы активных и индуктивных сопротивлений трансформатора, фидерного и гибкого комбайнового (стругового) кабелей, Ом.

Величины $\Sigma P_{н.P_i}, \Sigma R_i, \Sigma X_i$ зависят от схемы питания РПП-НН и принятого типа выемочной машины и соответствуют значениям, входящим в формулы (8.I3) и (8.I4).

При известных (или ожидаемых) значениях $U_{цпп}$ напряжение U_{gj} следует определять сразу по формуле (8.62), а не по формуле (8.I2).

9. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СВЯЗЬ И СИГНАЛИЗАЦИЯ

На очистных и подготовительных работах, участковом транспорте для передачи информации с целью управления производством и обеспечения безопасности должны применяться средства технологической связи и сигнализации.

Рекомендуемые схемы связи и сигнализации разработаны с учетом:

требований и положений действующих в отрасли директивных и нормативных документов;

особенностей технологических схем очистных и подготовительных работ;

состояния и перспектив разработки и изготовления средств связи и сигнализации для подземной угледобычи и возможностей этих средств.

В схемах связи и сигнализации предусматривается:

диспетчерская телефонная и громкоговорящая связь и аварийное оповещение для узловых пунктов участков;

предупредительная и оперативная сигнализация и технологическая связь в очистных забоях;

технологическая связь в звеньях "лава – откаточный штрек – вентиляционный штрек" и "очистной комбайн – перегрузочный пункт – погрузочный пункт";

технологическая связь между местом возведения закладки и закладочной станцией;

предупредительная сигнализация и технологическая связь на подготовительных работах;

предупредительная и оперативная сигнализация и технологическая связь на участковом транспорте (конвейерные линии, локомотивная откатка, самоходные вагонетки, грузолюдские и людские дороги и подъемы).

Диспетчерская телефонная связь обеспечивается посредством установки на всех погрузочных пунктах, вблизи очистных забоев (перегрузочные пункты или распределительные пункты электроснабжения), во всех подготовительных забоях, а также на всех распределительных пунктах при напряжении 6 кВ и в некоторых других узловых пунктах телефонных аппаратов, подключаемых к коммутатору диспетчера шахты, а через него и к общешахтной телефонной станции (ОШС) системы АТС. Диспетчерские абоненты при помощи этих аппаратов могут осуществлять связь не только с диспетчером и между собой, но и с любым абонентом ОШС, а диспетчер – непосредственно с абонентами. При этом в случае занятости диспетчера и необходимости установить с ним срочно связь его можно вызвать набором специального легко запоминающегося номера, а также посредством нажатия специального рычага на телефонном аппарате.

Для технологических схем с закладкой и на участках с гидродобычей диспетчерская телефонная связь, кроме того, предусматривается для закладчиков (при необходимости) и гидромониторщиков с наличием в местах возведения закладки и работы гидромониторов телефонных аппаратов, включенных соответственно в коммутатор закладочного комплекса (в качестве которого рекомендуется использовать коммутатор типа КДШ) и в коммутатор диспетчера шахты. Для обязательной прямой связи закладчиков с операторами закладочных станций рекомендуется применять телефонные аппараты МБ или комбайновые.

Обеспечение аварийного оповещения предусматривается посредством установки на всех погрузочных пунктах и вблизи очистных забоев абонентских устройств диспетчерской системы аварийного оповещения и громкоговорящей связи. Эта система дает возможность диспетчеру извещать практически всех людей на участке (непосредственно или с помощью трансляции по другим средствам связи) об аварийной ситуации на шахте и о принятии необходимых в связи с этим мер, обеспечивающих безопасность (уход на поверхность или в укрытие, маршрут следования и т.п.), получать сообщения об авариях с участков и вести переговоры, связанные с ликвидацией аварий. При нормальной работе эта система используется для диспетчерской громкоговорящей связи и контроля работы объектов на участках по производственным шумам.

Для предупредительной сигнализации в очистных забоях о пуске выемочных и доставочных механизмов, работающих в комплексе, и для технологической громкоговорящей связи "лава – вентиляционный штрек – откаточный штрек" предусматривается использование комплексной аппаратуры управления, сигнализации и связи, которая, кроме оперативных пуска и остановки выемочных и доставочных механизмов и их аварийной остановки (или выключения питания электроэнергией), обеспечивает сигнализацию и связь (причем в отдельных случаях с выходом к диспетчеру – с помощью аппаратуры ГАУСС), используется также аппаратура, предназначенная только для сигнализации и связи.

При пуске выемочных механизмов, не связанных с доставочными механизмами, рекомендуется применение специальной аппаратуры для индивидуальной предупредительной сигнализации или связи. Для осуществления связи в звене "комбайн - перегрузочный пункт - погрузочный пункт" следует применять специальную аппаратуру (комбайновые телефонные аппараты). Причем в последнем случае в качестве линии связи для комбайновых аппаратов рекомендуется использовать на участке "комбайн - перегрузка (распределительный пункт) под лавой" вспомогательные жилы комбайнового кабеля и на участке "перегрузка под лавой - погрузочный пункт лавы" - специально проложенный двухжильный кабель. В очистных забоях со струговой выемкой возможно, кроме того, осуществление оперативной кодовой оптической сигнализации (аппаратура поставляется комплектно со струговыми установками).

Для предупредительной сигнализации о пуске конвейерных линий от очистных и проходческих забоев до погрузочных пунктов,а также для оперативной сигнализации и переговорной связи вдоль этих линий используются средства связи и сигнализации, входящие в комплексную аппаратуру автоматизации конвейерных линий.

Предупредительную сигнализацию и технологическую связь на подготовительных работах (проходческие забои, места погрузки или перегрузки) рекомендуется осуществлять при помощи средств связи и сигнализации, входящих в комплект оборудования проходческих комбайнов и аппаратуры автоматизации конвейерных линий, а также при помощи аппаратуры индивидуальной предупредительной сигнализации и телефонных аппаратов МБ или комбайновых.

Для связи и сигнализации на участковом транспорте необходимо использовать аппаратуру, комплектно поставляемую с оборудованием соответствующих транспортных средств, либо специальную аппаратуру. При этом связь на локомотивном транспорте (электровозы, самоходные вагонетки, дизелевозы) рекомендуется осуществлять при помощи специальной высокочастотной аппаратуры, которая при необходимости обеспечивает и связь с диспетчером.

В технологических схемах приводятся лишь рекомендации по осуществлению связи и сигнализации на очистных участках. На схемах связи и сигнализации показаны такие технические средства, как диспетчерская телефонная связь, аварийное оповещение и громкоговорящая связь, предупредительная сигнализация и технологическая связь в очистных забоях с комбайновой выемкой и на конвейерном и локомотивном транспорте. Все конкретные вопросы, в том числе выбор типа и количества аппаратуры и мест ее установки, типа, емкости и длины кабелей и других линий связи и путей их прокладки, должны решаться в проектах связи и сигнализации.

При этом необходимо учитывать планы ликвидации аварий и то обстоятельство, что кабельные линии диспетчерской связи должны быть комплексными, т.е. использоваться не только для диспетчерской телефонной связи, но и для аварийного оповещения, громкоговорящей связи и передачи данных контрольной и учетной информации.

Рекомендуемые для схем связи и сигнализации аппаратура и оборудование (поставляемые комплектно с технологическим оборудованием или заказываемые обособленно), освоенные промышленным производством или подготавливаемые к нему в ближайшие годы, указаны в табл. 9.I.

Таблица 9.I

Аппаратура и оборудование для схем связи и сигнализации	Тип	Назначение, область применения, отдельные основные особенности	Состояние изготовления
I	2	3	4
Диспетчерская и местная телефонная связь, аварийное оповещение, громкоговорящая связь			
Телефонный аппарат шахтный АТС	ТАШБ-АТС, ТАША-2	Диспетчерская автоматическая телефонная связь; работа в комплексе с аппаратурой ШАТС-3; аварийный вызов диспетчера при помощи специального рычага; линия связи - двухпроводная	Промышленное производство
Телефонный аппарат шахтный МБ	ТАШ-МБ-РНИ-I,I	Местная прямая телефонная связь; линия связи - двухпроводная; подключение в линию связи до четырех аппаратов	То же
Аппаратура громкоговорящей искробезопасной связи (абонентское устройство)	ГИС-I (УАС-2)	Громкоговорящая связь абонентов с диспетчером и главным инженером, прием и передача речевых и кодовых сигналов аварии с записью на магнитную ленту (у диспетчера), прослушивание шумов; сетевое питание; линия связи - двухпроводная (возможно использование занятой телефонной пары)	-"-
Искробезопасная громкоговорящая аппаратура связи, оповещения и сигнализации (абонентский комплект)	ИГАС-3-АТС	Громкоговорящая связь с диспетчером и главным инженером, прием и передача речевых и кодовых сигналов аварии с записью на магнитную ленту (у диспетчера), прослушивание шумов; автономное питание; работа в комплексе с аппаратурой ШАТС-3 и телефонными аппаратами ТАША-2; линия связи - двухпроводная (возможно использование занятой телефонной пары)	-"-
Предупредительная сигнализация и технологическая связь в очистных забоях			
Аппаратура громкоговорящей связи и предупредительной сигнализации в лаве	АС-3С	Громкоговорящая связь "лава - штрек", звуковая предупредительная сигнализация о пуске комбайна и конвейера, выключение конвейера с абонентских станций; пологие и наклонные пласты, очистные забои, оборудованные механизированными комплексами и индивидуальной крепью с неразборными конвейерами; автономное питание; линия связи - шестипроводная (гибкий кабель управления)	-"-
Аппаратура управления, громкоговорящей связи и предупредительной сигнализации в лаве	АУС	Громкоговорящая связь "лава - штрек", звуковая предупредительная сигнализация о пуске комбайна и конвейера и дистанционное управление ими, аварийное выключение конвейера или фидерного автомата с абонентских станций; пологие и наклонные пласты, очистные забои, оборудованные механизированными комплексами и индивидуальной крепью с неразборными конвейерами; автономное питание; линия связи - восьмипроводная (гибкий кабель управления)	-"-
Унифицированная аппаратура управления, предупредительной сигнализации и громкоговорящей связи	ГАУСС(I)	Громкоговорящая связь "лава - штрек - погрузочный пункт - диспетчер", звуковая предупредительная сигнализация о пуске комбайна и конвейера и дистанционное управление ими, аварийное выключение конвейера или фидерного автомата с абонентских станций; пологие и наклонные пласты, очистные забои, оборудованные механизированными комплексами и индивидуальной крепью с неразборными конвейерами; имеются упрощенные варианты (П-IУ); автономное питание; линии связи: "лава - штрек" - десятипроводная (гибкий кабель управления), "штрек - диспетчерская" - двухпроводная (телефонный кабель)	-"-
Аппаратура связи "лава - штрек" для шахт, разрабатывающих крутые пласты	СИГМА	Громкоговорящая связь "лава - штрек" и звуковая предупредительная сигнализация; лавы с щитовыми агрегатами и механизированными крепями (связь с откаточным штреком по обходной выработке при длине линии связи до 2500 м) на крутых пластах; автономное питание; линия связи - трехпроводная (гибкий кабель управления	-"-
Аппаратура предупредительной сигнализации в комплекте аппаратуры управления	АУПС-М	Дистанционное управление пускателями забойных машин и механизмов и предупредительная сигнализация; пологие и наклонные пласты, очистные забои, оборудованные механизированными комплексами и индивидуальными крепями с неразборными конвейерами; сетевое питание; линия связи - двухпроводная (гибкий кабель управления)	-"-

I	2	3	4
Аппаратура связи и управления комбайновая	АУС-К-6	Дистанционное управление комбайном и его лебедкой, громкоговорящая связь "комбайн – вентиляционный штрек"; крутые пласты; автономное питание; линия связи – семипроводная (гибкий кабель управления)	-"-
Аппарат для организации переговорной связи в шахтах (комбайновый)	АП-К	Громкоговорящая связь "комбайн – штрек – перегрузочный пункт – погрузочный пункт"; пологие и наклонные пласты; может использоваться для местной прямой связи в подземных выработках; автономное питание; линия связи – двухпроводная (жилы управления в комбайновом кабеле и обособленный гибкий кабель управления или телефонный)	Промышленное производство
Индивидуальное устройство предупредительной сигнализации	ПС-ИУ	Местная звуковая предупредительная сигнализация о пуске отдельных забойных механизмов; очистные и проходческие забои; сетевое питание	То же
Связь и сигнализация на участковом транспорте			
Устройства связи и предупредительной сигнализации аппаратуры автоматизированного управления конвейерами	ЦИКЛ	Звуковая предупредительная, оперативная и вызывная сигнализация, телефонная связь; стационарные и полустационарные конвейерные линии и отдельные конвейеры; сетевое питание; линия связи – четырехпроводная (гибкие или бронированные кабели управления)	-"-
Устройства связи и предупредительной сигнализации аппаратуры автоматизированного управления конвейерами	АУК-IO-ТМ-68	Звуковая предупредительная и двусторонняя оперативная сигнализация, телефонная связь; стационарные и полустационарные конвейерные линии; сетевое питание; линия связи – двухпроводная (голые провода или абонентский телефонный кабель)	-"-
Аппаратура высокочастотной связи для шахтного самоходного транспорта	АСТРА	Громкоговорящая связь диспетчера с машинистами локомотивов; аккумуляторные электровозы, дизелевозы, самоходные безрельсовые вагонетки; питание – сетевое (диспетчерская станция) и автономное (локомотивные станции); система связи проводная, бесконтактная по изолированному от земли проводу	Опытная партия выпущена в 1978 г.
Аппаратура диспетчерской высокочастотной связи	ВГСТ-70М	Громкоговорящая циркулярная связь с неселективным вызовом голосом между машинистами электровозов и между ними и диспетчером; контактные электровозы; автономное питание; система связи проводная контактная (по контактному проводу)	Промышленное производство
Аппаратура шахтной стволовой ремонтной сигнализации	СШР-I-Н	Оперативная сигнализация и громкоговорящая связь между кондуктором и машинистом подъема; наклонные подъемные установки; автономное питание; система связи – проводная бесконтактная по изолированному от земли проводу	То же
Устройства сигнализации в аппаратуре управления для подземных дорог	УМД, УМД-К	Предупредительная и оперативная звуковая сигнализация; монорельсовые и моноканатные грузолюдские и людские дороги; сетевое питание; линия связи – трехпроводная (телефонный кабель ТАШС1х4)	Серийный выпуск с 1980 г.
К а б е л и			
Шахтные телефонные кабели	ТАШ, ТАШС, ТРШЭ, ТРШПВЭ, ТРШБВЭ	ГОСТ I2I00-73	Промышленное производство
Кабель управления гибкий шахтный	КГШ	Линия связи для передвижных и переносных устройств управления, связи и сигнализации забойных машин; сечение жил – I,5 мм^2, количество жил от 6 до 36; лавсановый сердечник; номинальное напряжение I27 В	То же
Нешахтные кабели, указанные в инструкциях по эксплуатации применяемой шахтной аппаратуры	Различные марки	Линии связи для систем технологической связи и сигнализации	-"-

I0. ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ СЖАТЫМ ВОЗДУХОМ

На шахтах, разрабатывающих пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа (шахты Центрального и Кадиевского районов Донбасса и др.), для привода забойных механизмов применяется в основном сжатый воздух. Типовые схемы энергоснабжения сжатым воздухом составлены для крутых пластов мощностью 0,5-2,2 м, при разработке которых применяются комбайны типа А70, "Темп" (рис. I0.I) и отбойные молотки МО8У, МОIОУ (табл. I0.I).

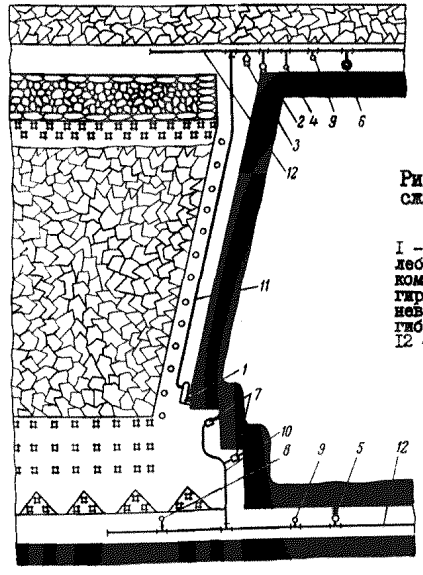


Рис.I0.I. Схема энергоснабжения сжатым воздухом очистного забоя при комбайновой выемке:

I - выемочный комбайн; 2 - комбайновая лебедка; 3 - лебедка лесодоставочного комплекса; 4, 5 - буровые станки; 6 - гировоз; 7 - отбойный молоток; 8 - маневровая лебедка; 9 - манометр; I0 - гибкий шланг; II - комбайновый шланг; I2 - участковый магистральный воздухопровод

Для механизации откатки по вентиляционному штреку предусмотрены гировозы и малогабаритные аккумуляторные электровозы. В технологических схемах перечислены основные типы пневмоприемников очистного забоя, номинальные расходы сжатого воздуха, сечения гибких шлангов, подводящих энергию к приемникам, а также сечения участковых магистральных воздухопроводов. Для снижения потерь давления воздуха в участковых воздухопроводах сечение их рекомендуется принимать равным I50-200 мм. Забойное оборудование для дегазации пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, в технологических схемах не указывается.

Таблица I0.I

Приемник сжатого воздуха или воздухопровод	Тип или марка	Номинальный расход воздуха одним приемником, $м^3$/мин	Количество приемников	Внутренний диаметр воздухопровода, мм
Комбайн выемочный	А70 или "Темп"	30-35	I	65
Лебедка комбайновая	ЛПГКН	I6	I	5I
Лебедка лесодоставочного комплекса	ЛДК или УЛД	30	I	65
Буровой станок	БВУ	I6	I	5I
" "	Ш2м	25	I	5I
Гировоз	ГР5	30	2	65
Отбойный молоток	МО8у, МОIОу	I,0-I,I5	2	I6
Лебедка маневровая	МЛЛБ7	7	I	25
Манометр контрольный	МТ60	-	2	-
Гибкий шланг (рукав)	-	-	I	5I
Гибкий комбайновый шланг	-	-	I	65
Участковый магистральный воздухопровод			2	I50 или 200

II. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ ЭСТЕТИКА И КУЛЬТУРА ТРУДА НА ПОДЗЕМНЫХ УЧАСТКАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Основной задачей в области производственной эстетики и культуры труда на участке шахты является создание условий, способствующих снижению утомляемости рабочего, повышению производительности труда и безопасности работ. Комплекс мероприятий, обеспечивающих решение этой задачи, указывается в техническом проекте шахты. На каждом эксплуатационном участке необходимо предусматривать: окраску оборудования лав (агрегатов, добычных машин, крепи, бурильных машин, аппаратуры, ручного инструмента); рациональное размещение в выработках используемых и запасных машин, оборудования, кабелей и труб при наименьшем загромождении выработки, удобстве и безопасности горных работ; снижение влияния на работающих неблагоприятных факторов; оформление предупредительных и указательных табло, обеспечивающих полную информацию трудящихся о производственной обстановке на участке.

Окраска машин, оборудования и других средств труда при подземных работах должна удовлетворять следующим основным требованиям: цвета машин, крепи и другого оборудования должны в максимальной степени содействовать улучшению рабочей обстановки и исключать излишнее напряжение зрения рабочего; цветовые обозначения должны давать однозначную информацию и содействовать поднятию культуры производства.

Поскольку вопросы производственной эстетики для подземных работ в полной мере не разработаны, окраску машин, оборудования и аппаратуры в настоящее время рекомендуется производить в соответствии с "Руководящим материалом по лакокрасочному покрытию для угольных машин и оборудования" (РМ36I-67, Гипроуглемаш, I967).

Для сигналов непосредственной опасности или запрещающих следует применять красный цвет. Желтый цвет служит для предупреждения о возможной опасности и применяется в окраске элементов конструкций и оборудования, требующих повышенного внимания (ограждения входов и переходов, выступающие и нависающие части). В значении "безопасность" применяется зеленый цвет, этим цветом указываются запасные и аварийные выходы и т.п.

Для окраски машин и оборудования рекомендуются эмали НЦI32А (ГОСТ 663I-65) в основном светлых тонов: желтая, фисташковая, цвета слоновой кости, светло-серая, голубая, а в отдельных случаях - зеленая, красная, коричневая, черная.

Для окраски предметов и приборов, способствующих обеспечению безопасности труда (телефоны, ящики-аптечки, самоспасатели, огнетушители и др.), должны применяться красные, оранжевые и желтые светящиеся краски в сочетании с зеленой, хорошо различимые с больших расстояний.

Переносные приборы и оборудование лав (электросверла, металлические стойки, верхняки, посадочная крепь), которые в отдельные моменты могут оказаться засыпанными кусками угля или окружающих горных пород, следует окрашивать в цвета слоновой кости, белый или желтый, хорошо контрастирующие с окружающей обстановкой. Механизированную или агрегатную крепь надо окрашивать также в светлые тона.

Основное оборудование на участке - выемочные комбайны, лебедки, толкатели, приводные станции конвейеров - следует покрывать краской светлых тонов. Отдельные части одной и той же машины рекомендуется окрашивать в разные цвета.

Важное значение для снижения трудоемкости подземных работ и повышения эффективности использования средств труда имеет систематизированное и рациональное размещение в очистных забоях машин, оборудования, аппаратуры, трубопроводов, кабелей и пр. Размещение оборудования, обусловленное технологией горных работ в лаве, должно осуществляться в строгом соответствии с Правилами технической эксплуатации шахт и полностью отвечать требованиям Правил безопасности. При этом должна быть обеспечена сохранность оборудования, а также доступность его для осмотра и ремонта.

Необходимые нормативные запасы оборудования и материалов должны размещаться вблизи рабочих мест в определенном порядке, обеспечивающем наилучшее использование этих запасов, их сохранность и минимальное заполнение поперечного сечения горных выработок.

Рабочие места в лавах и на погрузочных пунктах должны быть соответствующим образом оборудованы, освещены и содержаться в надлежащем состоянии. Непригодное для работы оборудование должно незамедлительно удаляться из лавы и с участка. Крепь подготовительных выработок необходимо регулярно обметать от угольной пыли и белить известковым раствором.

На каждом подземном участке для обеспечения работающих необходимой информацией об окружающей производственной обстановке и ее изменениях, кроме табло с указательными знаками, возле лавы должны вывешиваться специальные таблицы. Таблицы выполняются на

металлических пластинках размером 25х40 см и окрашиваются различными красками в зависимости от содержания информации в таблице. Каждая таблица должна быть освещена. По назначению таблицы делятся на три группы.

I. Таблицы, связанные со срочной или аварийной информацией, например:

"Противопожарное оборудование"
"Санитарные носилки"

Пластинки этих таблиц должны иметь желтый или оранжевый фон, по которому светящимися красными красками делается надпись печатными буквами или рисуется символ.

2. Информационные таблицы, указывающие названия выработок, путь следования и места, предназначенные для хранения или размещения материалов и оборудования, например:

"Место для хранения крепи"	"Бремсберг"
"Запасные части и инструмент"	"Уклон"
"Питьевая вода"	"Людской ходок"
"Перерыв для принятия пищи с ... до ... час ... мин ..."	"Пульт управления"
"Номер (название) квершлага"	"Кладовая"
"Вход в лаву"	"Уборная"

Пластинки таких таблиц должны иметь светло-голубой или салатный фон, надпись делается черными буквами.

3. Таблицы непосредственно по технике безопасности, например:

"Не работай без каски"	"Пользуйся рукавицами"
"Пользуйся защитными перчатками"	"Соблюдай чистоту"

Таблицы этой группы оформляются в следующем виде: по белому или слоновой кости фону черными жирными буквами делается соответствующая надпись, которая затем обрамляется красной светящейся краской.

В определенных местах под лавой вывешиваются единые знаки, которые изготовляются в соответствии с утвержденной формой, например:

"Телефон"	"Берегись провода!"
"Запасной выход"	"Высокое напряжение!"
"Аптечка"	"Вход запрещен"
"Участок № ..."	"Закрывай дверь!"

При работе в подземных условиях особую роль играет спецодежда, в частности ее защитные свойства. Спецодежда должна наилучшим образом предохранять от воздействия окружающей среды, содержаться в исправном и чистом состоянии. Спецодежда рабочих должна быть светло-серой (брезент), а инженерно-технических работников - темно-серой.

Для улучшения видимости и повышения безопасности на рабочих местах и путях следования защитные каски рекомендуется окрашивать в светлые тона и на их тыльной стороне наносить светящейся краской квадрат 60 х 60 мм или впрессовывать глянцевую пластмассовую пластинку, отражающую свет. Защитные каски целесообразно иметь различных цветов: для рабочих - желтого, а для горных мастеров и ИТР - оранжевого или красного.

Все выпускаемое заводами горное оборудование должно иметь определенную окраску. В процессе эксплуатации оборудования по мере надобности его окраску необходимо восстанавливать. Все действующее и хранящееся на складах оборудование нужно окрашивать в те же цвета, что и новое оборудование, выпускаемое заводами.

Непосредственную ответственность за состояние производственной эстетики и культуры труда на участке несет начальник участка. Однако для активизации работ в этом направлении и надлежащего контроля за качественным осуществлением требований технической эстетики на каждом участке руководством шахты должны назначаться лица, ответственные за внедрение производственной эстетики. В их обязанности входят оказание творческой помощи в разработке мероприятий по производственной эстетике и культуре труда на участке и осуществление строгого контроля за исполнением этих мероприятий.

I2. ОПЫТ РАБОТЫ ПЕРЕДОВЫХ БРИГАД, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ НАГРУЗКУ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ I000 т/сут И БОЛЕЕ

В угольной промышленности в последние годы получило широкое развитие движение механизаторов за лучшее использование горной техники и достижение высокой производительности труда.

Министерством угольной промышленности СССР было признано, что главным в использовании комплексов с механизированной крепью является не установление отдельных рекордов, а достижение устойчивой высокопроизводительной работы всех очистных забоев. Если в I967 г. 23 комплексно-механизированных забоя работали с нагрузками более I000 т/сут, то в I975 г. число таких забоев на угольных шахтах достигло 500, а 69 коллективов обеспечили добычу не менее 500 тыс.т угля в год из одного очистного забоя. Две бригады, возглавляемые М.П.Чихом и В.Г.Мурзенко, с помощью струговых установок добыли по I,2 млн.т антрацита. Рекордного результата достигла бригада Г.Н.Смирнова, добывшая гидравлическим способом I58I,4 тыс.т коксующегося угля.

В I977 г. комплексно-механизированными забоями с нагрузкой более I000 т/сут было добыто I89 млн.т угля - около 40% всей подземной добычи. Производительность труда в этих забоях в 2-3 раза превышала среднюю по отрасли (табл. I2.I). Динамика роста числа бригад, достигших нагрузки на очистной забой I000 т/сут и более, и производительности труда показана на рис. I2.I.

В I977 г. основная часть высокопроизводительных очистных забоев была оснащена комплексами типа КМ87, ОМКТ, ОКП, КМ8I и МК. Средняя нагрузка этих забоев более чем в два раза превысила среднюю нагрузку остальных комплексно-механизированных забоев, а производительность труда возросла на 50-60%. Наиболее высокие средние нагрузки (I800-3600 т/сут) были достигнуты в I977 г. (табл. I2.2). Такие нагрузки стали возможными благодаря подготовке всей шахты к работе очистных забоев с высокой нагрузкой, совершенствованию организации производства и труда как в самих забоях, так и в остальных звеньях технологической цепи шахты.

Практика показала, что без проведения комплекса специальных мероприятий невозможно достижение высоких нагрузок на очистные забои, так как в проектах шахт эти нагрузки не были предусмотрены и, следовательно, такие технологические звенья, как транспортирование угля от забоев, проветривание очистных забоев и другие,

Таблица I2.I

Годы	Число бригад, достигших нагрузки I000 т/сут и более	Общая добыча угля за год, млн.т	Среднемесячная производительность труда рабочих на очистных работах, т	Среднемесячная производительность труда рабочего бригады, т
I968	8I	23,5	Н.д.	329,I
I969	I38	39,7	Н.д.	354,0
I970	20I	52,0	I36,2	396,0
I97I	260	70,8	I42,9	409,8
I972	348	87,6	I5I,4	422,5
I973	402	I02,9	I57,8	439,8
I974	4I2	I34,0	I64,3	499,0
I975	500	I4I,0	I67,9	5I5,2
I976	530	I68,0	I7I,0	500,0
I977	5I2	I89,0	I68,7	499,9

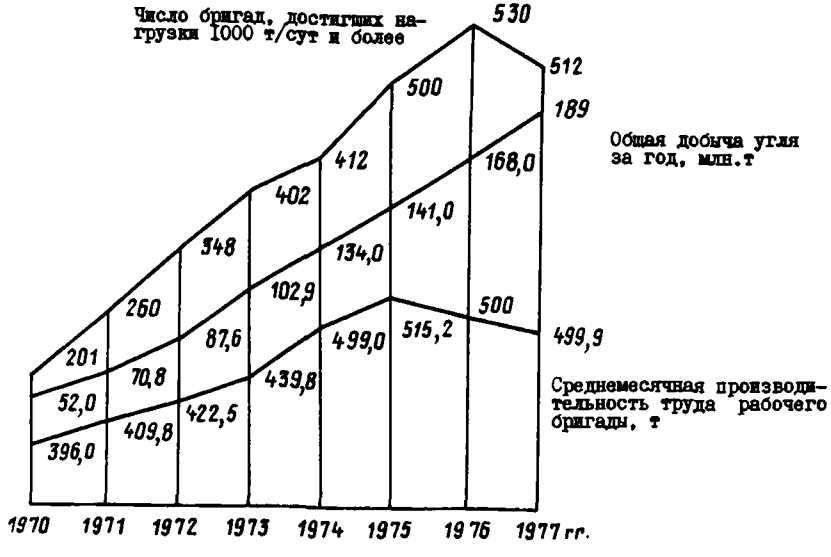


Рис. I2.I. Динамика роста числа бригад, достигших нагрузки на очистной забой I000 т/сут и более, фактической добычи угля в этих бригадах и производительности труда

Таблица I2.2

Производственное объединение, шахта (шахтоуправление), фамилия, имя, отчество бригадира (начальника участка)	Фактическая добыча угля		Фактическая среднемесячная производительность труда рабочего, т	Характеристика забоя		
	общая, тыс.т	среднесуточная, т		длина лавы, м	мощность пласта, м	оборудование
I	2	3	4	5	6	7
"Воркутауголь"						
"Северная", А.Б.Дельян	847,4	2522	685	I50	2,5	ОКП
"Северная", Ю.П.Бронников	759,I	2259	660	I36	2,7	ОКП
"Октябрьская", И.И.Сорочинский	775,I	2328	908	I44	2,8	ОКП
"Октябрьская", Н.А.Коробицин	708,7	2264	802	I42	3,2	ОКП
"Воргашорская", А.Б.Гагкаев	6I8,3	I920	658	I83	3,0	ОКП
"Воргашорская", Г.А.Емельянов	788,7	2354	8I4	I53	3,2	ОКП
"Воргашорская", А.П.Потапов	653,2	I973	675	I54	3,2	ОКП
"Интауголь"						
"Интинская", Э.Л.Вилимас	803,6	2503	I23I	I50	2,9	ОКП
"Капитальная", С.Ф.Кожевин	604,7	207I	II67	93	2,8	ОКП
"Западная", Б.С.Шамрай	504,4	I783	930	I0I	2,6	ОКП
"Западная", А.И.Жалейко	627,0	I947	I059	I35	2,6	ОКП
"Западная", Б.Г.Милюков	532,4	I664	8I8	I49	2,8	ОКП
"Гуковуголь"						
"Гуковская", В.В.Моськин	750,8	2303	477	2I5	I,7	КМ87ДН
Им. 50-летия Октября, К.С.Маркелов	604,8	I833	483	200	I,5	КМ87П
"Ростовуголь"						
"Майская", М.П.Чих	I463,7	4409	54I	23I	I,3	МКС
"Глубокая", А.А.Душенко	633,I	I922	5I4	23I	I,4	КМ87Э
"Антинская", А.Е.Уваров	500,2	I502	I007	259	I,7	КМ87Э
"Кузбассуголь"						
"Октябрьская", Ю.П.Черепов	85I,5	2636	II26	II2	2,6	ОКП
"Чертинская", Н.М.Путра	527,7	I654	502	II3	2,3	КМ8IЭ
"Кольчугинское", Г.М.Шумкин	I004,8	3073	I055	92	3,0	ОКП-ОМКТ
"Кольчугинское", В.П.Громадюк	688,0	2I30	777	83	2,I	2МКЭ
"Кузнецкая", Е.Е.Горноулов	503,5	I526	I009	I00	2,4	ОКП
"Полысаевская", В.Н.Жуков	5I5,2	I646	9I3	96	2,8	20КТ
"Первомайская", В.Ю.Мотузас	58I,7	I870	938	I25	2,3	ОКП
"Южкузбассуголь"						
"Зыряновская", М.Н.Решетников	532;6	I634	79I	I00	2,6	КМ8I
"Новокузнецкая", В.Ф.Бардышев	50I,0	2070	I068	I0I	3,6	ОКП70
"Распадская", Н.С.Касьянов	544,5	2I78	808	I20	3,5	КМ8IЭ
"Распадская", В.Г.Девятко	748,6	252I	880	I00	3,5	ОКП70
"Распадская", В.Н.Колокольников	707,I	2I89	II40	I00	3,5	ОКП70

Продолжение табл. I2.2

I	2	3	4	5	6	7
"Гидроуголь"						
"Юбилейная", Г.Н.Смирнов	II36,0	3528	I587	-	3,8	К56МГ
"Юбилейная", Е.С.Мусохранов	III4,I	3629	636	-	2,8	К56МГ
"Юбилейная", Р.Х.Мингулов	I028,5	3265	938	I20	2,3	ОКП
"Инская", А.М.Каржав	560,0	I734	933	I20	2,4	30КП
"Инская", И.А.Самков	500,0	I563	I082	-	5,2	I2ТД
"Инская", И.А.Хомяков	500,I	I634	969	II0	3,3	2МКЭ
"Нагорная", А.Ф.Никитин	636,7	I947	996	I25	2,3	КМ8IЭ
"Нагорная", Р.Н.Стахеев	582,I	I769	959	I36	2,I	КМ8IЭ
"Нагорная", Е.И.Дроздецкий	552,4	I689	8I6	I57	2,2	КМ8IЭ
"Заречная", Д.В.Спирин	554,3	I700	884	-	3,5	КМ56МГ
"Новомосковскуголь"						
"Подмосковная", А.И.Титов	627,5	I896	787	I20	2,7	ОКП, КШIКГ
"Подмосковная", Ю.Г.Миллеров	566,8	I839	738	I20	2,7	ОКП, КШIКГ
"Челябинскуголь"						
"Коркинская", Г.В.Михайличенко	533,2	I656	473	I24	3,I	КМ8IЭ
"Коркинская", Б.К.Бойко	504,4	I566	546	I35	3,0	КМ87Э
"Капитальная", А.А.Пахаруков	500,0	I539	490	I60	I,4	КМ87Э
"Карагандауголь"						
"Майкудукская", Г.И.Ли	500,2	I563	430	I40	I,8	КМ87Э
"Северная", А.К.Романюта	620,9	I9I6	76I	I74	3,2	КМ8IЭ
Им. Костенко, С.Д.Афанасьев	5I7,8	I555	490	I35	2,8	КМ8IЭ
Им. Костенко, В.И.Федоренко	608,5	I827	583	I86	3,3	КМ8IЭ
Им. Костенко, О.Г.Руфф	I03I,8	3I03	508	I78	3,3	КМ8IЭ
Им. Костенко, Г.М.Презент	532,I	I603	576	I69	2,4	КМ8IЭ
Им. Горбачева, В.Г.Сорокин	542,2	I673	6I9	I55	3,2	КМ8IЭ
Им. 50-летия Октябрьской Революции, Т.Ш.Сулейманов	5I9,4	I7I4	773	I99	3,4	КМ8IЭ
Им. 50-летия Октябрьской Революции, Л.Н.Поваляев	672,I	2I20	933	I76	3,4	КМ8IЭ
Им. 50-летия Октябрьской Революции, А.К.Есенбаев	564,6	I839	888	I63	3,2	КМ8IЭ
"Михайловская", А.А.Ахременко	500.0	I767	580	I65	3,2	КМ8IЭ
"Михайловская", В.К.Крухмалев	542,5	I9I0	706	I65	3,2	КМ8IЭ
Им. Ленина, М.А.Сыровяткин	5I2,4	I8II	628	I03	2,5	ОКП
"Степная", А.Ш.Богма	567,I	I778	630	II6	3,5	30КП
"Средазуголь"						
"Северная", И.А.Медведев	602,9	I866	90I	I34	2,8	ОМ5Т

Окончание табл. I2.2

I	2	3	4	5	6	7
"Донецкуголь"						
Им. Засядько, П.С.Негруца	569	I7I0	287	308	I,5	КМ87Э
"Трудовская", А.Д.Полищук	I0I7,8	3I80	349	340	I,5	2К52
Им. газеты "Социалистический Донбасс", А.А.Асютченко	532,I	I579	299	290	I,2	КМ87Э
"Бутовка-Донецкая", П.А.Каминский	5I6,0	I54I	977	I24	2,6	ОКП
"Макеевуголь"						
Им. Баханова, А.И.Беликов	5I7,5	I583	505	I85	I,6	КМ87А
"Бутовское", Г.П.Абрамов	500,0	I50I	452	I84	2,3	КМ87ДГА
"Добропольеуголь"						
"Краснолиманская", В.И.Игнатьев	808,I	2449	I029	204	2,I	КМ87Э
"Белозерская", Ю.В.Глоба	5I0,0	I527	448	I94	I,7	КМ87Э
"Красноармейскуголь"						
"Центральная", В.Н.Ципляк	657,6	I992	435	I82	I,4	КМ87
"Донбассантрацит"						
Им. Космонавтов, Г.И.Моцак	675,I	2046	600	I76	I,4	КМ87Э
Им. Космонавтов, А.А.Титаренко	602,I	I836	459	I89	I,4	КМ87Э
Им. Фрунзе, Н.Н.Скрипкин	57I,4	I825	547	I56	2,2	КМ87П
"Краснодонуголь"						
"Молодогвардейская", А.Я.Колесников	I075,9	325I	572	270	2,0	КМ87П
"Свердловантрацит"						
"Красный партизан", В.Г.Мурзенко	I08I,4	3277	583	242	I,7	КМ83ЭП
"Укрзападуголь"						
"Великомостовская" № 8, А.А.Акимов	5I6,I	I573	963	I66	I,3	КМ87Э
"Великомостовская" № 3, В.А.Буймиструк	64I,8	I957	863	3II	I,7	КМ87Э
"Эстонсланец"						
"Ахтме", В.К.Иванов	575,I	2I70	I52I	235	2,8	ШНБ2
"Ахтме", Б.К.Федоров	565,6	2I34	I508	27I	2,8	ШНБ2
"Ахтме", Х.А.Сарв	50I,8	I894	I4I8	249	2,8	ШНБ2
"Ахтме", И.К.Купран	5I9,0	I959	I442	245	2,8	ШНБ2
"Виру", Э.В.Вахт	600,I	2248	I605	265	2,8	ШНБ2
"Виру", В.Н.Дзивак	53I,4	I990	I476	29I	2,8	ШНБ2
"Эстония", А.А.Пяртель	607,8	2268	I520	267	2,8	ШНБ2
"Эстония", О.К.Силлары	523,9	I955	I375	275	2,8	ШНБ2

не были рассчитаны на высокопроизводительную работу комплексов с механизированной крепью. Потребовалось полностью конвейеризировать транспорт угля от забоя до коренного откаточного штрека, довести пропускную способность конвейерных линий до 400 т/ч и более, а на стыках конвейерного и рельсового транспорта соорудить бункеры. Важное значение для газоносных шахт имело усовершенствование способов и повышение эффективности предварительной дегазации пластов, а также средств борьбы с пылью.

Особое внимание уделялось профилактическому ремонту оборудования, созданию необходимого количества запасных частей, а также подбору состава очистных бригад и обучению рабочих нескольким профессиям, подбору бригадиров, которые должны не только обладать незаурядными способностями организатора, но и хорошо знать оборудование, уметь наладить уход за ним для обеспечения безотказной работы.

Достижению высоких и устойчивых технико-экономических показателей в бригадах способствовало увеличение производительности комбайнов до 5-6 т/мин и среднего коэффициента его машинного времени до 0,6 за счет повышения надежности работы оборудования и максимального совмещения во времени основных процессов и операций в очистном забое.

Основными техническими факторами, обеспечившими устойчивую высокую нагрузку на очистной забой и высокую производительность труда рабочего очистного забоя, являлись:

конвейеризация транспорта угля от забоя до главного штрека или ствола и увеличение его пропускной способности и надежности (простои комбайна из-за транспорта не превышали 5-6%);

повышение скорости подачи комбайна до максимально возможной;

увеличение скорости движения цепи забойного конвейера;

увеличение скорости передвижения секций механизированной крепи за счет применения двух маслостанций и одновременной передвижки трех секций крепи в разных частях очистного забоя;

последовательная выемка ленты угля в ступенчатом очистном забое при мощности пласта 2,5-3,2 м;

увеличение длины лав и выемочных полей до оптимальной.

I3. НАУЧНАЯ ОРГАНИЗАЦИЯ ТРУДА В КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННЫХ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ

I3.I. Общие положения

В проекте подготовки и отработки выемочного поля (столба) с применением механизированного комплекса содержание и порядок составления раздела об организации труда регламентируются отраслевым стандартом "Основные требования к типовым проектам и картам научной организации труда на рабочих местах предприятий угольной промышленности" (М., Минуглепром СССР, I976). Вопросы организации труда рассматриваются комплексно по следующим основным направлениям: оснащение, организация и обслуживание рабочих мест, совершенствование разделения и кооперирования, нормирования и оплаты труда, приемов и методов работы, а также улучшение условий труда.

Организация труда в очистном забое зависит от режима работы. В зависимости от условий труда, горнотехнических условий, уровня механизации, нагрузки на очистной забой и объема ремонтно-подготовительных работ рекомендуется применение следующих суточных режимов работы:

на шахтах с особо вредными и тяжелыми условиями труда - три шестичасовые смены по добыче угля и одна шестичасовая ремонтно-подготовительная смена (в соответствии с утвержденными сроками перевода шахт на 30-часовую рабочую неделю);

на шахтах, разрабатывающих пласты, опасные и угрожаемые по внезапным выбросам угля, газа и породы, - четыре шестичасовые смены, из которых две по добыче угля, одна ремонтно-подготовительная и одна для осуществления мероприятий по борьбе с внезапными выбросами;

на других шахтах - три семичасовые смены, из которых две по добыче угля и одна ремонтно-подготовительная.

Выбор рационального типа бригады и эффективной внутрибригадной организации труда производится в соответствии с "Методикой

разработки и внедрения комплексных планов научной организации производства и труда на шахтах" (М., ЦИЭИуголь, ДонУТИ, 1977).

Необходимая численность рабочих очистного забоя в добычные смены определяется исходя из суточного плана добычи угля и действующих норм выработки. Нормы выработки рассчитываются по бассейновым сборникам "Единых норм выработки".

Для эффективного технического обслуживания и текущего ремонта забойного оборудования целесообразно создавать специализированные ремонтные звенья, работу которых по техническому обслуживанию и текущему ремонту оборудования в лаве следует организовывать на основании разработанных планограмм с применением нарядов-рапортов.

Объем и перечень обязательных работ ремонтного звена по ежесменному и ежесуточному техническому обслуживанию устанавливается по технологическим картам на техническое обслуживание и текущий ремонт оборудования согласно ОСТ 12.44.024-76.

Необходимая численность рабочих по техническому обслуживанию и текущему ремонту забойного оборудования в ремонтную смену определяется исходя из принятого режима работы, суточного плана добычи угля и плановых объемов работ в соответствии с действующими нормативами затрат труда на их выполнение.

В соответствии с ОСТ 12.44.024-76 и "Методическим руководством по совершенствованию производства на шахтах отрасли на основе разработки и внедрения технологических картограмм и карт организации труда" (М., ЦИЭИуголь, 1977) определяются:

основной объем ремонтных работ в выходные дни;

сроки плановой замены оборудования и отдельных быстроизнашивающихся сборочных единиц и деталей.

Рациональную схему передвижки крепи и соответствующий ей способ расстановки рабочих в очистном забое рекомендуется выбирать, учитывая мощность пласта, устойчивость пород кровли и среднюю скорость подачи комбайна.

На пластах мощностью 1,2-1,8 м передвижку секций крепи целесообразно производить:

при скорости подачи комбайна до 1,5 м/мин - последовательно вслед за работой комбайна, т.е. процесс крепления выполняется одним рабочим, перемещающимся вдоль лавы;

при скорости подачи комбайна от 1,5 до 3,5 м/мин и породах непосредственной кровли не ниже средней устойчивости - последовательно вслед за работой комбайна двумя и более рабочими, обслуживающими свой пай[x)] и перемещающимися вдоль лавы;

при скорости подачи комбайна свыше 3,5 м/мин и породах непосредственной кровли не ниже средней устойчивости - фронтально с паевой расстановкой рабочих бригады по лаве. Фронтальная расстановка рабочих с рациональным разделением и кооперацией труда обеспечивает максимальную скорость подачи комбайна. На тонких пластах и на пластах мощностью более 2 м к фронтальной расстановке добычных рабочих следует переходить при средней скорости подачи комбайна более 3 м/мин.

13.2. Организация работ в очистном забое, оборудованном механизированным комплексом (при однокомбайновой выемке угля)

В качестве примера составлен график организации работ в лаве, оборудованной комплексом ОКП (технологическая схема 3, схема забоя П). Все работы в лаве выполняются членами комплексной бригады. Сменное звено, насчитывающее 13 человек, состоит из машиниста комбайна, семи горнорабочих и пяти электрослесарей. Режим работы в лаве принят следующий: три добычные смены по шесть часов и одна ремонтно-подготовительная.

Расстановка членов звена в процессе работы в различные периоды технологического цикла приводится на графике организации работ (рис. 13.1).

Зарубка комбайна (рис. 13.2). Технологический цикл в лаве начинается с зарубки комбайна, которая производится от конвейерного штрека после передвижки лавного конвейера. Выполняет эту операцию машинист комбайна 1 и горнорабочий 2, который следит за исполнительным органом комбайна.

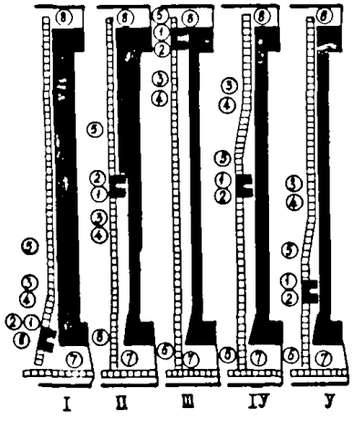
---

x) Пай - участок лавы, на котором одним или несколькими рабочими выполняются все операции, сопутствующие работе комбайна (передвижка секций крепи, зачистка оснований секций и др.).

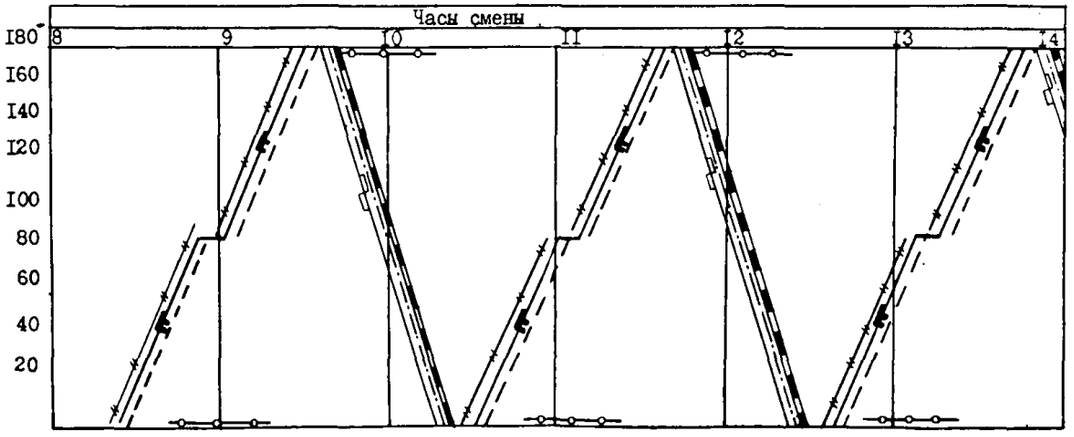
График организации работ в очистном забое с механизированным комплексом ОКП

Операции	Исполнители	Часы смены: 8	9	10	11	12	13	14	Продолжительность работы комбайна и несовмещенных с ней операций на цикл, мин	Продолжительность выполнения операции одним рабочим, мин	Затраты труда на цикл, чел.-мин
Подготовительно-заключительные операции	I-8								-	-	-
Зарубка комбайна	I, 2								3	3	6
Управление комбайна при внемке угля	I, 2								60	60	I20
Вспомогательные операции	I-6								I6	32	83
Передвижка секций крепи	3, 4								-	87	I8I
Зачистка основания крепи	5								-	76	76
Подготовка комбайна к перегону	I, 2								3	3	6
Управление комбайном при перегоне	I, 2								40	40	80
Ручная зачистка отхатого от забоя и не погруженного комбайном угля	5								-	43	43
Подготовка к передвижке конвейера	3, 4								-	I4	22
Передвижка конвейера	3, 4								7	39	72
Крепление сопряжения лавы с конвейерным штреком	3, 4, 6, 7								6	I35	256
Крепление сопряжения лавы с вентиляционным штреком	8								-	I35	I35
Всего	8								I35	-	I080

Расстановка рабочих в различные периоды цикла



Планограмма работ



Условные обозначения

- Выемка угля комбайном
- Перегон комбайна
- Передвижка конвейера
- Передвижка секций крепи
- Ручная зачистка угля
- Зачистка основания крепи
- Передвижка секций крепи сопряжения

Рис. I3.I. График организации и планограмма работ в очистном забое с механизированным комплексом ОКП

Операции	Исполнители	Продолжительность выполнения операций, мин, с			
		I	2	3	всего
Осмотр комбайна	I, 2				I'30"
Включение комбайна	I				0'I0"
Управление комбайном при зарубке	I, 2				I'30"
Всего на зарубку комбайна					3'00"
Примечание. Передвижку привода конвейера и рештачного става длиной 6 м, а затем секций крепи на этом участке лавы производит горнорабочий, работающий на креплении сопряжения лавы с конвейерным штреком.					

Рис. I3.2. График организации труда при зарубке комбайна

Операции	Исполнители	Продолжительность выполнения операций, с							
		5	I0	I5	20	25	30	35	всего
Снятие нагрузки со стойки	3								4
Включение домкрата на выдвижение секции крепи	3								I
Выдвижка секции крепи	3								I8
Возвращение рукоятки управления домкратов в нейтральное положение	3								I
Распор секции крепи и возвращение рукоятки гидростойки после окончания распора в нейтральное положение	3								6
Переход к следующей секции	3								5
Всего на выдвижку секции крепи									35
Примечание. Передвижку секций крепи производят горнорабочие 3 и 4 при распределении между ними секций ("пая"), а зачистку оснований секций крепи - горнорабочий 5.									

Рис. I3.3. График организации труда при передвижке секций крепи (без закладки горбыля)

Управление комбайном при выемке угля. После зарубки комбайна продолжается выемка угля. В процессе работы машинист комбайна следит за его состоянием, не допуская перегрузки машины и работы ее с неполной нагрузкой.

Горнорабочий 2 следит за соблюдением допустимого паспортом крепления отхода комбайна без выдвижки секций, правильным размещением силового кабеля и шланга орошения, состоянием кровли.

Передвижка секций крепи (рис. I3.3). Передвижку крепи производят машинисты крепи (горнорабочие 3 и 4) вслед за проходом комбайна в соответствии с паспортом крепления.

Проворотом рукоятки снимается нагрузка на стойку для принудительного опускания перекрытия на 2-5 см. В момент начала движения секции крепи горнорабочий 3 или 4 ведет наблюдение за ее перемещением к забою. При выдвижке секции на половину шага передвижки он ставит рукоятку на раздвижку стойки и одновременно продолжает наблюдение за движением секции и ее распором. Между козырьком крепи и забоем оставляют зазор около I5 см для прохода исполнительного органа комбайна. После окончания выдвижки секции крепи горнорабочий 3 или 4 устанавливает рукоятку домкрата гидростойки в нейтральное положение.

Подготовка комбайна к перегону с механической зачисткой угля (рис. I3.4). Закончив выемку полосы угля, машинист останавливает комбайн, опускает верхнюю отбойную группу на почву, включает контроллер, блокирует аварийную кнопку и приступает к осмотру комбайна: проверяет герметичность мест уплотнений, наличие, состояние и надежность крепления зубков на шнеках, очищает от штыба пульт управления. После этого включает режущую часть комбайна и регулирует положение отбойных групп исполнительного органа с таким расчетом, чтобы режущие органы не касались почвы и обеспечивалась хорошая зачистка угля.

Перегон комбайна (рис. I3.5). Перегон комбайна осуществляется одновременно с зачисткой непогруженного и отжатого от забоя угля. Машинист включает комбайн и конвейер, производит регулировку скорости подачи комбайна, регулирует высоту положения шнеков по отношению к почве, наблюдает за работой конвейера. Машинист комбайна и горнорабочий 2 наблюдают за положением кабелеукладчика, следят за качеством зачистки угля и в случае необходимости производят ее повторно. Непогруженный и повторно отжатый от забоя уголь зачищается вручную горнорабочим 5.

Операции	Исполнители	Продолжительность выполнения операций, мин, с			
		I	2	3	всего
Опускание верхнего шнека исполнительного органа комбайна	I				0′30″
Осмотр комбайна	I, 2				I′50″
Подъем над почвой шнеков исполнительного органа комбайна	I				0′20″
Проработка шнеков исполнительного органа комбайна (окончательная подготовка комбайна к перегону)	I				0′20″
Всего на подготовку комбайна к перегону					3′

Рис. I3.4. График организации труда при подготовке комбайна к перегону с механической зачисткой угля

Операции	Исполнители	Продолжительность выполнения операций, мин, с				
		I0	20	30	40	всего на 80 м
Включение рукояток хода и регулировка скорости подачи комбайна	I					0′I0″
Перегон комбайна, зачистка не погруженного комбайном и откатого от забоя угля	I, 2					39′40″
Выключение рукояток скорости подачи и исполнительного органа комбайна	I					0′I0″
Всего на перегон комбайна						40′

Рис. I3.5. График организации труда при перегоне комбайна с механической зачисткой угля

Передвижка конвейера (рис. I3.6). Передвижке конвейера предшествуют проверка оставшегося земника и его разрушение, выполняемые горнорабочим 5.

Операции	Исполнители	Продолжительность выполнения операций, мин			
		I	2	3	всего
Перевод рукояток управления домкратами в положение "На передвижку"	3				I
Перевод рукояток управления домкратами в положение "На слив" после прохода комбайна	4				
Включение с лавного блока насосной установки для передвижки конвейера и наблюдение за передвижкой	3, 4				I
Перевод рукояток управления домкратами на передвинутом участке конвейера в положение "Нейтральное"	3				I
Переход к следующему участку конвейера	4				
Всего на передвижку I2 секций конвейера					3

Рис. I3.6. График организации труда при передвижке лавного конвейера

Операции по передвижке конвейера производятся в следующем порядке. Горнорабочий 3 на первом от вентиляционного штрека участке конвейерного става производит переключение рукояток гидрораспределителей в положение "На передвижку"; горнорабочий 4 в это время на втором участке производит переключение рукояток гидрораспределителей в положение "На слив".

По завершении этих работ горнорабочий 3 с ближайшего лавного блока включает насосную установку и производит передвижку конвейера на первом участке, а горнорабочий 4 осуществляет наблюде-

ние за передвижкой, регулируя прямолинейность конвейера путем дополнительного включения или отключения домкратов.

После передвижки конвейера на первом участке горнорабочий 3 устанавливает рукоятки гидрораспределителей в нейтральное положение, а горнорабочий 4 переходит на третий участок для установки рукояток гидрораспределителей в положение "На слив". Затем цикл работ повторяется по всей длине лавы.

Работы на концевых участках лавы. Передвижку крепи сопряжения типа Т6К в вентиляционном штреке осуществляет горнорабочий 8, а в конвейерном штреке - горнорабочие 6 и 7. Кроме того, по окончании зарубки комбайна горнорабочий 6 заканчивает передвижку концевого участка конвейера длиной 6 м и его приводной станции, затем производит передвижку секций крепи на этом участке лавы. Горнорабочий 7 как во время зарубки комбайна, так и во время выемки угля и зачистки лавы комбайном периодически производит расшгыбовку конвейера (под приводной станцией).

I3.3. Организация работ в очистном забое, оборудованном механизированным струговым комплексом

В качестве примера составлен график научной организации работ в очистном забое, оборудованном струговым комплексом IKM97Д, в состав которого входят крепь IMK97Д и струговая установка C075 (технологическая схема I, схема очистного забоя П).

Рабочие каждого добычного сменного звена комплексной суточной бригады распределяются по рабочим местам для выполнения работ, сопутствующих выемке угля струговой установкой. Управление струговой установкой производят машинист I и его помощник 2. В отрезок времени, отведенный для выполнения подготовительно-заключительных операций, они осуществляют проверку и подготовку к работе приводных станций и струга.

Машинист струговой установки (основное рабочее место у пульта управления, расположенного около приводной станции в конвейерной выработке очистного забоя) производит пуск установки, следит за работой струга и конвейера, производит их остановку при появлении нетранспортабельных плит угля и в других случаях технологической необходимости, а также при отказах оборудования. При ручном управлении реверсом струга включает и выключает установку при появлении струга у концов очистного забоя. Периодически производит передвижку гидрофицированного стола с приводной станцией и опорной балки стола.

Помощник машиниста (основное рабочее место - кнопочный пост у приводной станции в вентиляционной выработке) следит за работой струга и конвейера, производит их остановку при технологической необходимости или отказах оборудования. При ручном управлении стругом действует так же, как машинист, выполняет те же сопутствующие работы.

Оформление очистного забоя и передвижку крепи выполняют горнорабочие очистного забоя 3-7. Они распределяются по одному на каждый обособленно обслуживаемый участок очистного забоя длиной 30 м с 20 комплектами крепи. В состав работ по оформлению очистного забоя входят зачистка угля за конвейером, в том числе не разрушенного стругом у почвы пласта, и при необходимости обрушение подработанной стругом верхней части пласта. При передвижке крепи рабочие 3-7 осуществляют контроль за подвиганием забоя и передвижкой секций крепи с помощью шаблона и управление работой гидроцилиндров передвижки струговой установки с целью разрушения пласта до почвы. Работы по передвижке крепи выполняются в соответствии с рекомендациями по выбору схемы и параметров расположения и передвижки крепи.

Дробление нетранспортабельных плит угля пневматическим отбойным молотком производит на головной линейной секции конвейера струговой установки горнорабочий очистного забоя 8. При передвижке приводной станции этот рабочий оформляет забой у сопряжения с нишей, а при передвижке опорной балки стола приводной станции и перестановке крепи сопряжения помогает машинисту и рабочим I0, II.

Выемку угля и бурение шпуров в нише у вентиляционной выработки осуществляет горнорабочий очистного забоя 9. При передвижке приводной станции этот рабочий оформляет забой у сопряжения с нишей, а при передвижке опорной балки стола приводной станции и перестановке крепи сопряжения помогает помощнику машиниста и рабочим I2, I3. Ниша у конвейерной выработки, проведенная одновременно с этой выработкой, в случае необходимости расширяется в процессе подвигания очистного забоя на 0,5-0,6 м рабочими, оформляющими сопряжение.

Оформление сопряжений очистного забоя с конвейерной и вентиляционной выработками, осуществляемое соответственно горнорабочими очистного забоя I0, II и I2, I3 в периоды между перестановками крепи сопряжения, включает: зачистку угля, выносимого стругом из очистного забоя, установку стоек под верхняки основной

ГРАФИК ОРГАНИЗАЦИИ ТРУДА

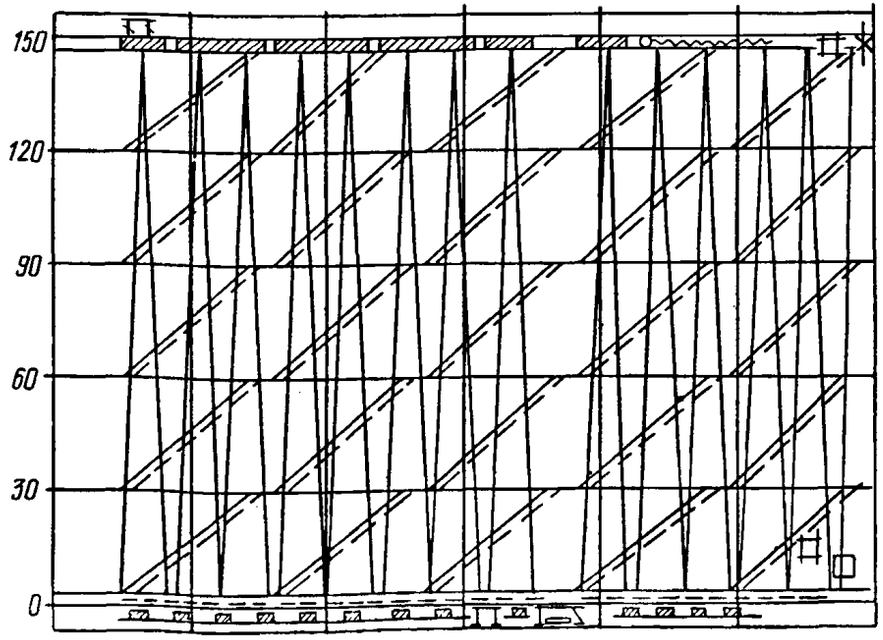
Операции	Исполнители	Часы первой добычной смены	Продолжительность работы струговой установки и несовмещенных с ней операций на цикл, мин	Затраты труда на цикл	
				мин	чел.-мин
Подготовительно-заключительные	I–I3				
Управление струговой установкой	I, 2				
Передвижка приводных станций	I, 2, 8, 9		I62	I62	324
Оформление очистного забоя и передвижка крепи	3–7		I6	I6	64
Дробление нетранспортабельных плит угля	8		–	I97	985
Выемка угля и бурение шпуров в нише	9		–	I62	I62
Взрывные работы в нише	9		–	I62	I62
Зачистка угля и извлечение стоек крепи впереди приводных станций у сопряжений очистного забоя с выемочными выработками	I0, II, I2, I3		7	7	9I
Передвижка опорной балки стола приводной станции и перестановка крепи сопряжения	I, 2, 8, 9, I0, II, I2, I3		I78	I78	7I2
			I9	I9	I52
Всего:	I3		204	884	2652

I 2 3 4 5 6

Условные обозначения

- Выемка угля струтом
- Оформление очистного забоя и передвижка крепи
- Дробление нетранспортабельных плит угля
- Извлечение стоек из-под верхняка впереди приводной станции
- Зачистка угля под крепью сопряжения
- Установка стоек под верхняк
- Передвижка опорной балки стола приводной станции и перестановка крепи сопряжения
- Извлечение верхняка с анкерами за крепью сопряжения
- Возведение железобетонных полос
- Возведение деревянного костра
- Выемка угля в нише
- Бурение шпуров в нише
- Взрывные работы в нише

ПЛАНОГРАММА РАБОТ



Расстановка рабочих в периоды выемки угля струтом (*а*) и перестановки крепи сопряжения (*б*)

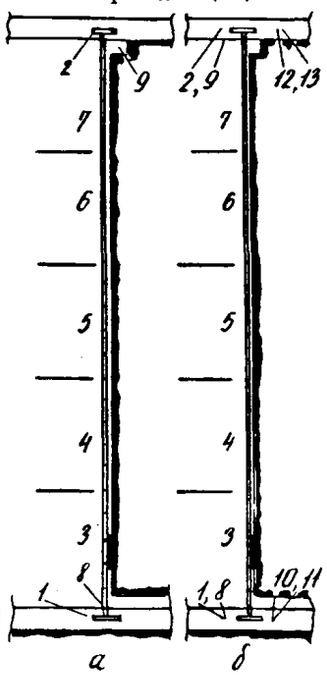


Рис. I3.7. Организация работ в очистном забое, оборудованном струговым комплексом IKM97Д со струговой установкой C075

крепи конвейерной выработки позади приводной станции, извлечение в вентиляционной выработке стоек из-под верхняков впереди приводной станции и верхняков позади крепи сопряжения, возведение под кровлю у конвейерной выработки железобетонных плит и костров и у вентиляционной - костров.

Передвижка опорной балки гидрофицированного стола приводной станции, а затем перестановка крепи сопряжения, осуществляемая в конвейерной выработке горнорабочими очистного забоя I, 8, I0 и II, а в вентиляционной - горнорабочими очистного забоя 2, 9, I2 и I3, производится в следующем порядке: после подвигания забоя на I,2 м указанные рабочие заканчивают зачистку угля, переставляют распорную стойку для фиксации стола от смещений при передвижке балки, а затем производят передвижку и закрепление опорной балки. После этого разгружают стойки под одной балкой крепи сопряжения, перемещают балку на I,2 м и под нее устанавливают стойки. Затем те же операции выполняют с другой балкой крепи сопряжения.

Организация работ в данном очистном забое в добычную смену изображена на рис. I3.7. Управление струговой установкой на графике организации труда и соответственно выемка угля струго м на планограмме работ в периоды между передвижками приводных станций показаны условно как непрерывный процесс. Фактически он прерывается вследствие появления нетранспортабельных плит угля, обрушающихся из не обрабатываемой струго м верхней части пласта, отказов в работе оборудования очистного забоя и других причин. Следовательно, указанное время выемки угля струго м включает чистое машинное время и все перерывы в работе струговой установки.

В данном примере подвигание очистного забоя в первую добычную смену составляет 2 м. Ввиду того, что шаг передвижки крепи IMK97Д, опорной балки гидрофицированного стола приводной станции и перестановки крепи сопряжения не кратен сменному и суточному подвиганию, на графике и планограмме периоды выполнения этих работ во вторую и третью смены будут смещены относительно соответствующего периода в первой смене.

I4. МЕТОДИКА РАСЧЕТА СРЕДНЕСУТОЧНОЙ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

По настоящей методике рассчитывается в горной массе среднесуточная нагрузка на очистные забои при выемке комбайнами и стругами угольных пластов с углами падения до 35^0.

Среднесуточная нагрузка на очистной забой $A_{сут}$ определяется по формуле

$$A_{сут} = A_{см}\, n_{см}\, K_{г.н}\,, \qquad (I4.I)$$

где $A_{см}$ – среднесменная нагрузка на очистной забой, т/смену (см. разделы I4.I–I4.3);

$n_{см}$ – число рабочих смен по добыче в сутки;

$K_{г.н}$ – коэффициент уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в особо сложных горно-геологических условиях (см. раздел I4.4).

Рассчитанная по формуле (I4.I) среднесуточная нагрузка на очистной забой должна проверяться по газовому фактору (см. разделы I4.5 и I4.6.2).

I4.I. Расчет нагрузки на очистной забой при однокомбайновой выемке

Если в очистном забое работает один комбайн, среднесменная нагрузка при устойчивой и средней устойчивости непосредственной кровле, вне зависимости от организации крепления за комбайном, определяется по формуле

$$A_{см} = T_{см}\, min\left(q\, K_м, m\gamma\, \tau\, K_\tau\, \mu_{кр}\, v_{кр}\right), \qquad (I4.2)$$

где $T_{см}$ – длительность рабочей смены, мин;

q – средняя производительность комбайна, т/мин; определение q см. в разделе I4.I.I;

$K_м$ – сменный коэффициент машинного времени комбайна по выемке угля (без учета дополнительных простоев в конце цикла из-за ожидания окончания крепления лавы);

m – вынимаемая мощность пласта (с учетом мощности породных прослойков и присечки боковых пород при разработке весьма тонких пластов), м;

γ – плотность угля в пласте вместе с породными прослойками, т/м^3. Для действующих очистных забоев принимается по данным ОТК шахты; при подготовке новых забоев и при проектировании шахт определяется как средневзвешенная величина по вынимаемой мощности пласта;

τ – ширина захвата комбайна, м (см. табл. I4.4);

K_τ – коэффициент использования захвата; принимается равным 0,93 для широкозахватных комбайнов, а также узкозахватных в лавах, отрабатывающих пласты по восстанию, и равным I,0 во всех остальных случаях;

$\mu_{кр}$ – коэффициент готовности крепи (см. табл. I4.8);

$v_{кр}$ – скорость крепления, м/мин (см. раздел I4.I.5).

При неустойчивой кровле и организации крепления с перемещением рабочих за комбайном среднесменная нагрузка (в тоннах) определяется по формуле

$$A_{см} = T_{см}\, q\, K_м\,. \qquad (I4.3)$$

I4.I.I. Определение средней производительности комбайна

При определении средней производительности комбайна учитывается сопротивляемость угля и горных пород резанию (табл. I4.I).

Таблица I4.I

Бассейны	Сопротивляемость резанию, кгс/см						
	угля (сланца)	углистого аргиллита	аргиллита	алевролита	песчаника	известняка	твердых включений
Донецкий (в границах УССР)	20–400	70–250	I20–350	200–500	380–I000	300–600	500–I500
Донецкий (в границах РСФСР)	80–340	70–250	I50–400	250–550	400–II00	–	–
Кузнецкий	80–300	I50–200	I70–250	300–600	800–960	–	600–900
Карагандинский	70–200	I50–200	250–400	400–700	600–I000	–	–
Кизеловский	I40–540	I50–300	200–400	350–600	–	–	–
Челябинский	50–I50	50–I50	I00–280	I00–350	–	–	800–I000
Прибалтийский сланцевый	250–350	–	–	–	–	400–700	400–700

При устойчивой и средней устойчивости непосредственной кровле очистного забоя средняя производительность комбайна определяется по формуле

$$q = min\left\{q_п\, K_{п.с}, Q_м, q^{пр}_{к.л}\right\}, \qquad (I4.4)$$

где $q_п$ – производительность комбайна, рассчитанная по скорости подачи, т/мин;

$$q_п = m\gamma\, \tau\, K_\tau\, v_п\,, \qquad (I4.5)$$

$v_п$ – скорость подачи комбайна, м/мин. Определяется так, как указано в разделе I4.I.3, и проверяется при разработке тонких и весьма тонких пластов по скорости передвижения машиниста по лаве при управлении работой комбайна ($v_м$);

при $0{,}8 \leq m < 1{,}1$ м $v_м = 1{,}7\text{-}2{,}3$ м/мин;
при $1{,}1 \leq m < 1{,}3$ м $v_м = 2{,}3\text{-}4{,}5$ м/мин;

$K_{п.с}$ – коэффициент снижения производительности комбайна из-за недостаточного резерва приемной способности участковой конвейерной линии; определяется с помощью графика зависимости $K_{п.с}$ от коэффициента резерва приемной способности участковой конвейерной линии $K_р^{п.с}$ (рис. I4.I);

$$K_р^{п.с} = \frac{q_{п.с}}{q_п} ,$$

$q_{п.с}$ – приемная способность участковой конвейерной линии, т/мин;

$$q_{п.с} = min \left\{ \frac{Q_д}{60} , \gamma_н \cdot v_{к.л}^{п.с} \right\} , \qquad (I4.6)$$

$Q_д$ – производительность средств доставки, т/ч; определяется как минимальная из производительностей последовательной цепи скребковых конвейеров (установленных в лаве, печи, просеке) и перегружателя. Производительность каждой конвейерной установки зависит от мощности привода, длины става и угла наклона и рассчитывается согласно РТМ 24.076.07. "Конвейеры шахтные скребковые передвижные. Тяговый расчет. Методика" (М., Минуглепром СССР, I972) или по графикам, приводимым в инструкции по эксплуатации и на сборочном чертеже конвейера; приближенно производительность скребковых конвейеров можно определять по табл. I4.2;

$\gamma_н$ – насыпная плотность горной массы, т/м^3;

$v_{к.л}^{п.с}$ – приемная способность участковой конвейерной линии, м^3/мин. Берется минимальное из значений приемной способности ленточных конвейеров участковой линии (табл. I4.3). В участковую линию входят все конвейеры (скребковые и ленточные) от лавного до первого сборного, на который углепоток поступает из нескольких очистных забоев;

$Q_м$ – пропускная способность сборных конвейерных линий по маршруту углепотока данного очистного забоя, т/мин;

M – номер маршрута углепотока данного очистного забоя. Определение величин M и $Q_м$ см. в разделе I4.I.4;

$q_{к.л}^{пр}$ – пропускная способность участковой конвейерной линии, рассчитанная по производительности конвейеров, т/мин; принимается равной наименьшей из пропускных способностей каждой отдельной конвейерной установки.

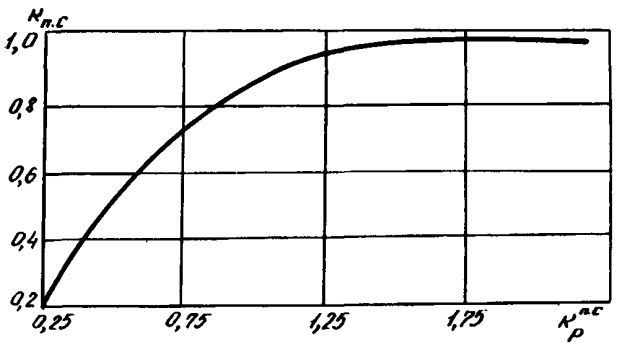


Рис. I4.I. Зависимость коэффициента снижения производительности комбайна $K_{п.с}$ от коэффициента резерва пропускной способности транспорта $K_р^{п.с}$

Пропускная способность каждого участкового ленточного конвейера, рассчитанная по его производительности, определяется по формуле

$$q_{л.к} = \frac{P}{60(1 + 4{,}66\sqrt{\frac{v_л}{l_к}})} , \qquad (I4.7)$$

где P – часовая производительность конвейера, т/ч (определяется согласно "Основным положениям по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт", М., ИГД им. А.А.Скочинского, I977, или прилагаемой к конвейеру технической документации);

$v_л$ – скорость движения конвейерной ленты, м/с (табл. I4.3);

$l_к$ – расстояние от места поступления угля на став до разгрузочного конца конвейера, м.

Таблица I4.2

Характеристика скребковых конвейеров	Тип конвейера																					
	СВ7I	СП64	СП64П2	СП63	СП63М	КМ8I02БМ	СП202	СПМ87ДН	СП87П	СП205	СК10I	СУ1МК	СУ2МКМ	СУОКП	СП30I	СПИ26I	СК38Р	СК38	С53А	С53М	СР70А	СР70М	КИЗИ
Производительность, т/ч	2I0	300	400	260	360	380	500	300	600	660	400	265	265	380	800	800	I00	I20	225	225	260	450	280
Коэффициент готовности	0,94	0,85	0,94	0,87	0,85	0,86	0,94	0,85	0,94	0,94	0,85	0,85	0,85	0,92	0,94	0,94	0,85	0,85	0,86	0,86	0,85	0,85	0,93

Таблица I4.3

Исполнение конвейера	Приемная способность, $м^3$/мин, ленточных конвейеров																											
	1Л80		1ЛТ80		1ЛБ80		2Л80		2ЛТ80		2ЛБ80		3ЛН80	1Л100	1ЛТ100		1ЛУ100	1ЛБ100	1Л100К	2ЛТ100	КЛ150А		КЛ150У		КЛА250	КРУ260	КРУ350	
	при скорости движения ленты, м/с																											
	I,6	2,0	I,6	2,0	I,6	2,0	I,6	2,0	I,6	2,0	I,6	2,0	I,6	I,6	I,6	2,5	I,6	I,6	I,6	2,5	I,6	2,0	I,6	2,0	I,8	I,5	I,5	3,0
Стационарный	7,2	9,3	-	-	7,2	9,3	7,2	9,3	-	-	7,2	9,4	4,7	II,2	-	-	I0,6	II,2	II,2	I5,7	6,7	8,3	6,3	7,9	8,7	8,2	I2,5	25,0
Полустационарный	6,5	8,4	6,5	8,4	6,5	8,4	6,5	8,4	6,5	8,4	6,5	8,4	3,5	-	I0,I	I5,7	-	I0,I	I0,I	-	6,0	7,5	5,7	7,I	7,9	7,4	-	-

При неустойчивой кровле в очистном забое и организации крепления с перемещением рабочих за комбайном производительность комбайна определяется по формуле

$$q = \begin{cases} q^*, \text{ если } q^* < 1{,}2 q_{кр}; \\ 1{,}2 q_{кр}, \text{ если } q^* \geq 1{,}2 q_{кр}, \end{cases}$$

где q^* – производительность комбайна, рассчитанная по формуле (I4.4) без учета ограничений по скорости крепления, т/мин;

$q_{кр}$ – производительность комбайна, рассчитанная по скорости крепления, т/мин (см. раздел I4.I.5).

I4.I.2. Определение производительности комбайна при уступной выемке пласта

При уступной выемке пласта сначала вынимают верхнюю пачку угля и производят крепление, затем нижнюю пачку и одновременно зачищают лаву. Минимальная мощность верхней пачки угля равна диаметру шнека.

Уступная выемка предпочтительна в тех случаях, когда производительность комбайна резко ограничивается приемной способностью участковой или сборных конвейерных линий, а также когда вследствие интенсивного отжима из верхних слоев пластов мощностью более 2 м происходят значительные вывалы угля в рабочее пространство очистного забоя. При этом наблюдаются дополнительное обнажение непосредственной кровли, ее расслоение и вывалы породы, что в конечном счете приводит к резкому увеличению трудоемкости очистных работ и снижению нагрузки на забой.

При уступной выемке пласта производительность комбайна определяется по формуле

$$q = \frac{A_п}{\frac{A_в}{q_в} + \frac{A_п - A_в}{q_н} \mu_{п.кр}}, \qquad (14.8)$$

где $A_п$ – объем добычи с одной полосы, т;

$$A_п = m \gamma \tau k_т \ell_л ,$$

$\ell_л$ – длина лавы, м;

$A_в$ – объем добычи из верхней пачки, т;

$$A_в = m_в \gamma \tau k_т \ell_л ,$$

$m_в$ – мощность верхней пачки, м;

$q_в$ – производительность комбайна при выемке верхней пачки угля, т/мин (см. раздел I4.I.I; вместо m принимается $m_в$);

$q_н$ – производительность комбайна при выемке нижней пачки угля, т/мин. Если мощность нижней пачки меньше половины диаметра шнека, то скорость подачи при выемке нижней пачки принимается равной $0{,}9 v_{п.доп}$, определяемой по табл. I4.4. В противном случае $q_н$ определяется как производительность комбайна, рассчитанная без учета ограничений по скорости крепления;

$\mu_{п.кр}$ – коэффициент готовности процесса крепления за комбайном при выемке верхней полосы (см. раздел I4.I.8). При определении $\mu_{п.кр}$ вместо q принимается величина $q_в$.

При раздельной выемке угля и породного прослойка мощностью более 0,3 м производительность комбайна определяется также по формуле (I4.8). Время выемки породного прослойка рассматривается как технологический перерыв. Определение скорости подачи комбайна см. в разделе I4.I.3.

I4.I.3. Определение скорости подачи комбайна

Определение скорости подачи комбайна производится в соответствии с ОСТ I2.47.00I-73 "Комбайны очистные. Выбор параметров и расчет сил резания и подачи на исполнительных органах. Методика" (М., Минуглепром СССР, I973).

Для расчета скорости подачи основных типов серийно выпускаемых комбайнов можно пользоваться данными табл. I4.4. Скорость подачи $v_п$ рассчитывается по формуле

$$v_п = \min (v_{п.пр}, v_{п.тяг}) k_{в.п}, \qquad (14.9)$$

где $k_{в.п}$ – коэффициент увеличения скорости подачи комбайна при выемке хрупких и весьма хрупких углей;

$$k_{в.п} = \begin{cases} 1{,}0 & \text{при вязких углях,} \\ 1{,}15 & \text{при хрупких углях,} \\ 1{,}3 & \text{при весьма хрупких углях.} \end{cases}$$

Таблица I4.4

Тип комбайна	Тип забойных резцов и их число в линии резания	Тип электродвигателя; длительная (числитель) и часовая (знаменатель) мощность, кВт; максимальный стендовый момент, кгс·м	Ширина захвата комбайна r, м	Вынимаемая мощность пласта m, м	Масса комбайна G, т	Скорость подачи комбайна $v_{п\,пр}$, м/мин, рассчитанная по мощности привода при сопротивляемости пласта резанию A_p, кгс/см				Составляющая сил резания в направлении подачи $F_п$, тс, при сопротивляемости пласта резанию A_p, кгс/см				Механизм подачи		Коэффициент готовности комбайна
						100	200	300	400	100	200	300	400	техническая допустимая скорость подачи $v_{п.доп}$, м/мин	тяговое усилие $F_т$, тс	
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	I3	I4	I5	I6	I7
IKI0I	И90В, m_p=2	ЭДКО4-2М; 75/I05; I30	0,80	0,8-I,2	9,7	4,5-3,9	2,7-I,8	I,5-I,0	-	3,I	3,5	3,7	-	4,5	I2	0,84
2KI0I	ЗРI.80, m_p=I	ЭКВ4-I60; I60/I60; 300	0,63	0,8-I,45	I0,0	I0,0	I0,0-5,6	7,0-3,9	5,6-3,I	2,5	4,6	5,0	5,8	I0,0	I2	0,84
			0,80	0,8-I,45	I0,5	I0,0-8,0	7,7-4,3	5,3-2,9	4,2-2,3	3,2	4,8	5,4	6,3	6,0	20	
MK67	УМК90, m_p=2	ЭДКО4-Р-МК67; 65/II5; I70	0,80	0,8-I,2	9,4	6,0	4,6-3,7	3,2-2,3	2,6-I,7	4,4	5,7	6,6	7,3	6,0 4,4	I2 I6	0,77
2K52	И90В, m_p=I	ЭДКО4-2М; 75/I05; I30	0,63	I,0-I,7	8,5	6,0-4,8	4,0-2,2	2,7-I,6	2,I-I,2	4,0	4,I	4,2	4,4	6,0 4,4	I2 I6	0,87
2K52M	И90В, m_p=I	ЭДКО4-4М; 80/II5; 200	0,63	I,0-I,7	I0,5	5,5	5,3-3,4	4,0-2,2	3,2-I,9	4,4	5,2	5,6	6,I	5,5 4,4	I4 I8	0,84
IГШ68	И90МБ, m_p=2	2хЭКВ 4У; 2хI25/2хI25; 2х2I0	0,63	I,I-2,5	I6,0	6,0	6,0-5,4	6,0-2,8	4,6-2,0	5,2	7,4	9,I	I0,6	6,0 4,4	I2 I6	0,87
2ГШ68	ЗРI.80, m_p=2	2хЭКВ4-I60; 2хI60/2хI60; 2х300	0,63	I,I-2,5	I7,0	I0,0	I0,0-8,2	9,0-5,4	7,5-3,I	5,2	7,6	I0,8	I3,6	I0,0 6,0	I5 25	0,87
КШIКТ	И79Б, m_p=3	ЭДКО4-2М; 75/I05; I30	0,63	I,6-3,2	I3,5	4,I-2,2	I,7-0,8	0,8-0,4	-	5,2	5,9	6,6	-	6,0	I2	0,94
		ЭДКО4-4М; 80/II5; 200				6,0-4,I	3,I-I,4	I,8-0,8	I,I-0,4	6,2	6,9	7,9	8,5	4,4	I6	
КШ3М	И79Б, m_p=3	2хI3Д50-5р; 2хI05/2хI45; 2х225	0,50 0,63	I,6-3,2	24,0	5,5	3,6	2,0	I,4	6,4	8,3	9,4	I0,3	5,5 4,4	I4 I8	0,90
2КШ3	ЗРI.80, m_p=3	2хЭКВ5-200-2У5; 2х200/2х200; 2х300	0,50 0,63	I,6-3,2	30,0	8,3	4,9	2,9	2,0	6,6	9,2	I0,5	II,6	I0,0 5,0	I5 30	0,90
KI20	ЗРI.80, $m_p=\frac{I,0}{2,0}$	ЭКВ5-АТ; I60/I60; 230	0,50	3,5-5,2	35,0	3,0	3,0	3,0	3,0	4,2	6,2	7,9	9,7	3,0 I,5	I8 36	0,94
		ЭКВ4У; I25/I25; 2I0														

Примечание. При сопротивляемости пласта резанию менее I00 кгс/см скорость подачи $v_{п\,пр}$ следует принимать равной технически допустимой для механизма подачи (см. графу I5).

При наличии полиспастной подачи $F_т$ (тяговое усилие) увеличивается в 2 раза, а $v_{п\,доп}$ уменьшается в 2 раза.

Скорость подачи комбайна $v_{п.пр}$, рассчитанная по установленной мощности привода при известных сопротивляемости пласта резанию $A_р$ и мощности пласта m, определяется по табл. I4.4 (см. графы 7-I0). Значения $v_{п.пр}$, приведенные в табл.I4.4, определены с учетом коэффициента отжима угля $K_{от}$, рассчитанного по формуле

$$K_{от} = 0{,}48 + \frac{\tau - 0{,}1m}{\tau + m}. \qquad (I4.I0)$$

Для конкретного забоя скорость подачи комбайна следует определять по сопротивляемости пласта резанию $A_{р.ф}$ с учетом коэффициента отжима угля $K_{от.ф}$, замеренного непосредственно в этом забое. Тогда в расчет надо принимать:

$$A_{р.ф} = A_р \frac{K_{от.ф}}{K_{от}}. \qquad (I4.II)$$

Расчет скорости подачи комбайна $v_{п.тяг}$ по допустимому тяговому усилию производится по формуле

$$v_{п.тяг} = \frac{v_{п.пр}}{F_п}\left[F_т - 1{,}4G(0{,}2 + 0{,}016\alpha)\right], \qquad (I4.I2)$$

где $F_п$ – составляющая силы резания в направлении подачи комбайна, тс (см. табл. I4.4, графы II–I4);

$F_т$ – тяговое усилие подающей части, тс (см. табл. I4.4, графу I6);

G – масса комбайна, т (см. табл. I4.4, графу 6);

α – угол падения пласта при работе по простиранию, град; при работе по падению или восстанию принимается равным нулю.

При расчете скорости подачи комбайна по тяговому усилию принимается его бóльшее значение. Рассчитанная по уравнению (I4.I2) скорость подачи комбайна сравнивается с технически допустимой (см. табл. I4.4, графу I5), соответствующей принятому тяговому усилию. Если технически допустимая скорость подачи меньше расчетной, то необходимо повторить вычисления с меньшим тяговым усилием. К дальнейшему расчету принимается бóльшая (в допустимых пределах) скорость подачи.

Если необходимо определить производительность комбайна при значениях вынимаемой мощности пласта и сопротивляемости пласта резанию, отличных от приведенных в табл. I4.4, величины $v_{п.пр}$ и $F_п$ находятся путем линейной интерполяции их значений, приведенных в табл. I4.4.

Скорость подачи комбайна, рассчитанная по мощности привода, при значениях сопротивляемости пласта резанию, ближайших к заданному (см. табл. I4.4, графы 7-I0), и при заданной вынимаемой мощности пласта интерполируется по формуле

$$v_{п.пр} = v_{п.пр1} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1}\left(v_{п.пр1} - v_{п.пр2}\right), \qquad (I4.I3)$$

где m – заданное значение вынимаемой мощности пласта, м;

m_1 и m_2 – соответственно минимальное и максимальное значения вынимаемой мощности пласта, м (см. табл.I4.4,графу 5);

$v_{п.пр1}, v_{п.пр2}$ – значения скорости подачи комбайна, соответствующие m_1 и m_2 (см. табл. I4.4, графы 7-I0), м/мин.

Согласно формуле (I4.I3) $v_{п.пр}$ определяется для двух соседних значений $A_р$ ($A_р'$ – меньшее и $A_р''$ – большее) и обозначается соответственно $v_{п.пр}'$ и $v_{п.пр}''$.

Интерполяция $v_{п.пр}$ по сопротивляемости пласта резанию производится по формуле

$$v_{п.пр} = v_{п.пр}' - \frac{A_р - A_р'}{A_р'' - A_р'}\left(v_{п.пр}' - v_{п.пр}''\right). \qquad (I4.I4)$$

Составляющая силы резания в направлении подачи комбайна при заданном значении сопротивляемости пласта резанию интерполируется по формуле

$$F_п = F_п' - \frac{A_р - A_р'}{A_р'' - A_р'}\left(F_п' - F_п''\right), \qquad (I4.I5)$$

где $F_п'$, $F_п''$ – составляющие силы резания в направлении подачи комбайна, соответствующие $A_р'$ и $A_р''$, тс.

Значения $v_{п.пр}$ и $F_п$, приведенные в табл. I4.4, рассчитаны для вязких углей при различных значениях сопротивляемости пласта резанию в неотжатой зоне, представляющих собой средневзвешенные по объему значения сопротивляемости резанию угля, прослойков и включений, содержащихся в пласте. Значения сопротивляемости резанию различных пород приведены в табл. I4.I, где минимальные значения характерны для слабых прослойков (включений), максимальные – для крепких. Если в конкретном забое пласт содержит прослойки (включения), породы которых относятся к породам средней крепости, следует принимать среднее значение сопротивляемости резанию. При наличии нескольких прослойков сопротивляемость пласта резанию определяется как средневзвешенная по их мощности.

Сопротивляемость пласта резанию можно определить, пользуясь "Методикой оценки и классификацией показателей разрушаемости угольных пластов основных бассейнов СССР" (М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1978).

К вязким углям относятся:

все угли и антрациты с сопротивляемостью пласта резанию более 300 кгс/см;

угли Подмосковного бассейна с сопротивляемостью пласта резанию более 180 кгс/см;

угли Карагандинского бассейна и бурые угли с сопротивляемостью пласта резанию более 60 кгс/см;

угли марок Г, Д в Донецком бассейне и Г, Д, Ж в Кизеловском и Кузнецком бассейнах с сопротивляемостью пласта резанию более 90 кгс/см.

Таблица 14.5

Тип комбайна	Вынимаемая мощность пласта, м	Ширина захвата, м	Скорость резания, м/с	Высота исполнительного органа между концами внешних зубков, м
"Донбасс-1"	0,80–1,60	1,2; 1,6; 1,8; 2,0	2,14	0,83 (с одной отбойной штангой) 1,43 (с двумя отбойными штангами)
"Донбасс-2"	0,85–1,60	1,6; 1,8; 2,0	1,83	1,02 (с одной отбойной штангой) 1,37 (с двумя отбойными штангами)
"Донбасс-11"	0,80–2,50	1,6; 1,8; 2,0	2,14	0,83 (кольцевой жесткий бар)
		1,6	2,14	1,43 (кольцевой шарнирно-складывающийся бар)
		1,6; 1,8; 2,0	2,14	0,995 (ИБД)
ДГД-1	0,80–1,60	1,2; 1,6; 1,8; 2,0	2,14; 2,49	0,83
"Горняк-1"	0,60–0,90	1,65; 1,8; 2,0	2,10	0,61
"Шахтер-2"	0,50–0,85	1,65; 1,8; 2,0	2,20	0,56
"Кировец"	0,55–0,90	1,65; 1,8	1,95; 2,26	0,56 (кольцевой жесткий бар)
		1,0; 1,65	1,96; 2,26	0,68 (кольцевой шарнирно-складывающийся бар)
КЦТГ	0,55–0,75	1,6	1,08–1,87	0,55

К весьма хрупким угля относятся:

антрациты Донецкого бассейна с сопротивляемостью пласта резанию менее 60 кгс/см;

угли коксовых марок К, Ж, ОС, Т в Донецком бассейне и на месторождениях Дальнего Востока с сопротивляемостью пласта резанию менее 120 кгс/см.

Остальные угли относятся к хрупким.

Скорость подачи широкозахватных комбайнов определяется по формуле

$$v_п = 1{,}4\,\frac{v_р}{l_{ш}}, \qquad (14.16)$$

где $v_р$ – скорость резания (скорость движения цепи), м/с;

$l_{ш}$ – длина зарубной щели, м;

$$l_{ш} = 2r + h_б,$$

где r – ширина захвата, м;

$h_б$ – высота исполнительного органа между концами внешних зубков, м.

Величины $v_р$, r, $h_б$ принимаются в соответствии с табл. 14.5.

Пример. Требуется определить скорость подачи комбайна 1ГШ68, работающего в Донбассе по антрацитовому пласту мощностью 1,6 м с углом падения 12°. Сопротивляемость угля резанию 240 кгс/см. Суммарная мощность прослойков алевролита с сопротивляемостью резанию 350 кгс/см – 0,31 м. Коэффициент отжима угля 0,73. Расчет ведется по данным табл. 14.4.

1. Средневзвешенное значение сопротивляемости пласта резанию составляет

$$A_р' = \frac{240\cdot 1{,}29 + 350\cdot 0{,}31}{1{,}6} = 261 \text{ кгс/см}.$$

2. Коэффициент отжима угля определяем по формуле (14.10):

$$k_{от} = 0{,}48 + \frac{0{,}63-0{,}1\cdot 1{,}6}{0{,}63+1{,}6} = 0{,}69.$$

3. Сопротивляемость пласта резанию, принимаемую к дальнейшему расчету, находим, пользуясь формулой (14.11):

$$A_{рф} = 261\,\frac{0{,}73}{0{,}69} = 280 \text{ кгс/см}.$$

4. Скорость подачи комбайна $v_{п.пр}$ при $A_р$ = 200 кгс/см определяем по формуле (14.13):

$$v_{п.пр} = 6{,}0 - \frac{1{,}6-1{,}1}{2{,}5-1{,}1}\,(6{,}0-5{,}4) = 5{,}8 \text{ м/мин}.$$

5. Скорость подачи комбайна $v_{п.пр}$ при $A_р$ = 300 кгс/см, согласно формуле (14.13), равна

$$v^{e}_{п.пр} = 6,0 - \frac{I,6-I,I}{2,5-I,I}(6,0-2,8) = 4,9 \text{ м/мин.}$$

6. Рассчитываем скорость подачи комбайна по установленной мощности привода при $A_р$ = 280 кгс/см, для чего пользуемся формулой (I4.I4):

$$v^{e}_{п.пр} = 5,8 - \frac{280-200}{300-200}(5,8-4,9) = 5,I \text{ м/мин.}$$

7. Составляющую силы резания в направлении подачи комбайна при $A_р$ = 280 кгс/см определяем по формуле (I4.I5):

$$F_п = 7,4 - \frac{280-200}{300-200}(7,4-9,I) = 8,8 \text{ тс.}$$

8. Пользуясь формулой (I4.I2), рассчитываем скорость подачи комбайна по допустимому тяговому усилию:

$$v^{e}_{п.тяг} = \frac{5,I}{8,8}\left[I6,0-I,4\cdot I6(0,2+0,0I6\cdot I2)\right] = 4,2 \text{ м/мин.}$$

9. Поскольку $v^{e}_{п.тяг} < v^{e}_{п.пр}$, скорость подачи комбайна равна 4,2 м/мин.

I0. Поскольку уголь данного пласта относится к хрупким ($60 < A_р = 26I < 300$ кгс/см), то полученную скорость подачи следует увеличить на I5%. Тогда

$$v^{e}_{п} = 4,2\cdot I,I5 = 4,83 \text{ м/мин.}$$

I4.I.4. Определение пропускной способности сборных конвейерных линий по маршрутам углепотоков из очистных забоев

К сборным конвейерным линиям относятся линии, с которыми сопрягаются две и более участковых линии ленточных (скребковых) конвейеров.

При определении пропускной способности сборных конвейерных линий началом маршрута углепотока из лавы считается место сопряжения участковой конвейерной линии данной лавы, а концом – ближайший бункер (независимо от его вместимости) или пункт погрузки в шахтные вагонетки. При полной конвейеризации и отсутствии бункеров в транспортной схеме шахты пропускная способность сборной конвейерной линии для лавы рассчитывается по маршруту от участковой конвейерной линии до углевыдающего ствола.

Пропускная способность сборной конвейерной линии по маршруту углепотока из данной лавы определяется как наименьшая из пропускных способностей всех конвейерных установок данного маршрута:

$$Q_м = min\,(Q_{1м}, Q_{2м}, \ldots, Q_{км}, \ldots, Q_{пм}), \qquad (I4.I7)$$

где $Q_м$ – пропускная способность сборной конвейерной линии по M-му маршруту, т/мин;

$Q_{км}$ – пропускная способность $к$-го конвейера M-го маршрута, т/мин.

Пропускная способность $к$-й конвейерной установки M-го маршрута определяется как наименьшая из рассчитанных по приемной способности конвейера $Q^{пс}_{км}$ и по его паспортной производительности $Q^{пр}_{км}$ по маршруту углепотока из данной лавы:

$$Q_{км} = min\,(Q^{пс}_{км}, Q^{пр}_{км}). \qquad (I4.I8)$$

Перед началом расчета маршруты углепотоков от каждой лавы до конечного пункта должны быть пронумерованы. Первый номер присваивается маршруту, имеющему преимущества по загрузке конвейеров перед всеми остальными маршрутами.

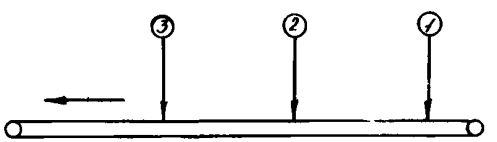


Рис. I4.2. Схема загрузки конвейера:

направление движения углепотоков;
номера маршрутов в зависимости от места загрузки конвейера

Рассмотрим принцип выявления преимуществ по загрузке одной конвейерной установки. Если выгрузка угля на став конвейера производится только в одном пункте, то этот углепоток имеет максимальное преимущество. Если же выгрузка на став конвейера производится в нескольких точках (рис. I4.2), то преимущества по загрузке уменьшаются в порядке приближения к разгрузочному концу става.

Согласно данному принципу рассматриваются все маршруты транспортной системы шахты. Расчет начинается с маршрута № I и производится далее в порядке повышения номеров.

Рассмотрим в качестве иллюстрации транспортную схему, представленную на рис. I4.3. Маршрут № I, проходящий по конвейерам 3→2→I, имеет преимущества относительно маршрута № 2 по загрузке конвейера 2 и относительно маршрутов № 3 и 4 по загрузке конвейра I. Маршрут № 2 уступает маршруту № I по загрузке конвейера 2, однако имеет преимущество относительно маршрутов № 3 и 4 по загрузке конвейера I. Наконец, маршрут № 3, уступая маршрутам № I и 2 по загрузке конвейера I, имеет преимущество относительно маршрута № 4 по загрузке конвейера 5.

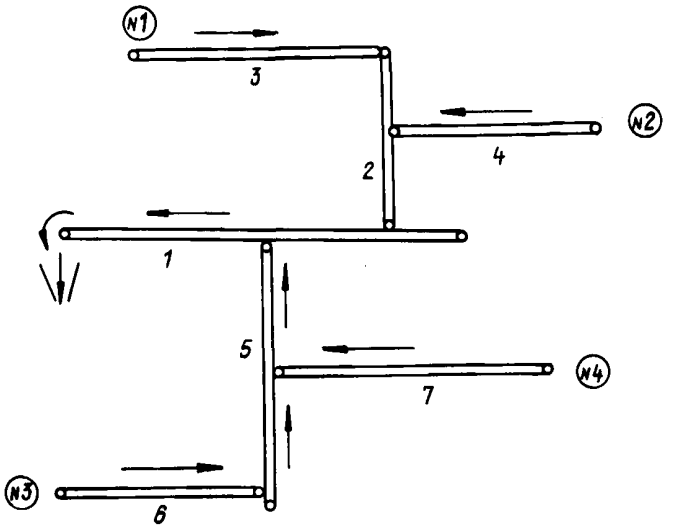


Рис. I4.3. Примерная схема системы подземного транспорта:

——→ - направление движения углепотоков;
I, 2, ..., 7 - номера конвейеров;
№ I, № 2, № 3, № 4 - номера маршрутов;
\/ - бункер

Пропускная способность конвейерной линии каждого маршрута определяется выражениями:

$$№\ I \quad Q_1 = min(Q_{11}, Q_{21}, Q_{31});$$
$$№\ 2 \quad Q_2 = min(Q_{12}, Q_{22}, Q_{42});$$
$$№\ 3 \quad Q_3 = min(Q_{13}, Q_{53}, Q_{63});$$
$$№\ 4 \quad Q_4 = min(Q_{14}, Q_{54}, Q_{74}).$$

Пропускная способность конвейера маршрута № I исходя из его приемной способности определяется по формуле

$$Q_{к1}^{пс} = 0{,}6\gamma_н v_{пс}^{(к)},$$

где $v_{пс}^{(к)}$ - приемная способность $к$ -го конвейера, м^3/мин.

Пропускная способность каждого конвейера маршрута № I исходя из его паспортной производительности определяется по формуле

$$Q_{к1}^{пр} = \frac{P_к}{60\left(1 + 4{,}66\sqrt{\frac{v_{л.к}}{l_{к1}}}\right)}, \qquad (I4.I9)$$

где $P_к$ - паспортная производительность $к$ -го конвейера при данной длине става и угле установки, т/мин; определяется по графикам, приведенным в "Основных положениях по проектированию подземного транспорта новых и действующих шахт" (М., ИГД им.А.А.Скочинского, I977);

$v_{л.к}$ - скорость движения ленты $к$ -го конвейера, м/с. Определяется по табл. I4.3;

$l_{к1}$ - расстояние от места выгрузки угля (маршрут № I) на $к$ -м ставе до разгрузочного конца этого става, м.

После определения пропускной способности сборной конвейерной линии маршрута № I рассчитывается (см. разделы I4.I.I и I4.I.3) по скорости подачи производительность выемочной машины, работающей в очистном забое, обслуживаемом конвейерами маршрута № I. Затем повторяются все расчеты для маршрутов № 2, 3 и т.д.

Расчет пропускной способности каждой конвейерной установки по приемной способности конвейерных линий всех маршрутов, начиная с маршрута № 2, определяется по формуле

$$Q_{км}^{пс} = \frac{\gamma_н v_{пс}^{(к)} - \bar{q}_{к,м-1}}{1 - 4к^2 v_м}\left\{1 - \sqrt{1 - (1 - 4к^2 v_м)\left[1 - \frac{4б^2_{к,м-1}}{(\gamma_н v_{пс}^{(к)} - \bar{q}_{к,м-1})^2}\right]}\right\}, \qquad (I4.20)$$

где $\bar{q}_{к,м-1}$ - рассчитанная по скорости подачи средняя производительность выемочных машин, работающих в очистных забоях, обслуживаемых конвейерными линиями маршрутов от I до $м$ I, т/мин;

$$\bar{q}_{к,м-1} = \sum_{l=1}^{м-1} q_{пl},$$

где $q_{пl}$ - рассчитанная по скорости подачи производительность выемочной машины, работающей в очистном забое l -го маршрута, т/мин. Определение см. в разделах I4.I.I и I4.I.3;

$k_{vм}$ – коэффициент вариации углепотока $м$ -го маршрута; при наличии между рассчитываемым конвейером и лавой $м$ -го маршрута бункера $k_{vм} = 0$, в противном случае $k_{vм} = 0{,}3$;

$\sigma^2_{к,м-1}$ – дисперсия углепотока, поступающего на став $к$ -го конвейера из очистных забоев маршрутов с номерами от I до $м - 1$, т/мин^2;

$$\sigma^2_{к,м-1} = \sum_{\ell=1}^{м-1} k^2_{ve}\, q^2_{пе}.$$

Расчет пропускной способности каждой конвейерной установки по ее паспортной производительности для всех маршрутов, начиная с маршрута № 2, производится по формуле

$$Q^{пр}_{км} = \frac{Д_к - \bar{Д}_{к,м-1}}{\frac{\ell_{км}}{60 v_{лк}} - 4k^2_v} \left\{ 1 - \sqrt{1 - \left(1 - 612\, \frac{k^2_v v_{лк}}{\ell_{км}}\right)\left[1 - \frac{в_{к,м-1}}{15 v_{лк} (Д_к - \bar{Д}_{к,м-1})^2}\right]} \right\}, \quad (I4.2I)$$

где $Д_к$ – максимально допустимое по производительности количество угля на ставе $к$ -го конвейера, т;

$$Д_к = \frac{P_к \ell_к}{3600 v_{лк}};$$

$\bar{Д}_{к,м-1}$ – среднее количество угля на ставе, т;

$$\bar{Д}_{к,м-1} = \frac{1}{60 v_{лк}} \sum_{\ell=1}^{м-1} q_{пе} \ell_{ке};$$

$\ell_{ке}$ – расстояние от места выгрузки угля на $к$ -й конвейер ℓ -го маршрута до разгрузочного конца этого конвейера, м;

$в_{к,м-1}$ – дисперсионный момент углепотоков маршрутов от I-го до $(м - 1)$-го по $к$ -му конвейеру;

$$в_{к,м-1} = \sum_{\ell=1}^{м-1} k^2_{ve} q^2_{пе} \ell_{ке}.$$

I4.I.5. Расчет производительности комбайна по скорости крепления

Расчет производительности комбайна по скорости крепления производится по формуле

$$q_{кр} = m \gamma z k_z v_{кр}, \quad (I4.22)$$

где $v_{кр}$ – скорость крепления, м/мин.

Скорость установки индивидуальной крепи зависит от устойчивости кровли, типоразмеров стоек и верхняков, состава комплектов крепи, расстояния между ними и определяется по табл. I4.6. Категория устойчивости кровли принимается по данным табл. I4.7. При установке крепи за комбайном через комплект с последующей установкой промежуточных комплектов скорость крепления увеличивается вдвое.

Для комплексно-механизированных очистных забоев скорость крепления определяется по формуле

$$v_{кр} = v'_{кр} k_{сх} k_{уп} k_{уст}, \quad (I4.23)$$

где $v'_{кр}$ – скорость крепления при последовательной схеме передвижки крепи и устойчивых боковых породах, м/мин; определяется по табл. I4.8;

$k_{сх}$ – коэффициент, учитывающий схему передвижки крепи. При последовательной схеме передвижки крепи $k_{сх} = I$. При применении схем передвижки крепи через I, 2, 3 секции $k_{сх}$ принимается на основании результатов хронометражных наблюдений или рекомендаций бассейновых институтов;

$k_{уп}$ – коэффициент снижения скорости крепления с увеличением угла падения пласта α;

при работе комплексов по простиранию

$$k_{уп} = \begin{cases} I \text{ при } \alpha \leq 9^0, \\ I - 0{,}0I3\ (\alpha - 9^0) \text{ при } 9 < \alpha < 35^0; \end{cases}$$

при работе по падению пласта

$$k_{уп} = \begin{cases} I \text{ при } \alpha \leq 6^0, \\ I - 0{,}0066\, \alpha - 0{,}00087\, \alpha \text{ при } 6 < \alpha < I5^0; \end{cases}$$

$k_{уст}$ – коэффициент снижения скорости крепления при неустойчивых породах,

$$k_{уст} = \frac{1}{\frac{1}{k_п} + \frac{1}{k_{кр}} + \frac{1}{k^*_{от}} - 2},$$

где $k_п$ – коэффициент снижения скорости крепления при недостаточной несущей способности почвы; для механизированной крепи типа ОМКТМ, ОКП, МКМ, МКЭ, МК98, IМК97Д $k_п = 0{,}5\,(I + k^*_п)$, для остальных типов крепи $k_п = k^*_п$. Величина $k^*_п$ определяется по графикам рис. I4.4 в зависимости от удельного давления опорной поверхности крепи на почву $H_{кр}$ (определяемого по табл. I4.8) и несущей способности почвы $H_п$. При применении индивидуальной крепи $k_п = I$;

Таблица I4.6

Тип стоек	Масса одной стойки, кг	Состав комплекта	Число рабочих при установке стоек под металлический верхняк	Скорость крепления лавы, м/мин						
				при устойчивой и средней устойчивости кровле				при неустойчивой и весьма неустойчивой кровле		
				при расстоянии между комплектами, м						
				0,8	0,9	I,0	I,2	0,8	I,0	I,2
		При вынимаемой мощности пласта I,0-2,0 м								
ГСУ2		Одна стойка под ранее уложенный верхняк	4		I,52			I,35		
ГСУ3		То же	4		I,44			I,28		
ГСУ4		" "	4		I,35			I,20		
ГСУ5		" "	4		I,35			I,20		
ГСУ6		" "	5		I,35			I,20		
		При вынимаемой мощности пласта до I,20 м								
ГВТ	До 40,0	Одна стойка под верхняк	2	0,70		0,87	I,04	0,59	0,74	0,89
ГВТ	40,I и более	То же	2	0,64		0,80	0,96	0,57	0,68	0,82
		При вынимаемой мощности пласта I,2I-I,80 м								
ГВТ	До 40,0	Одна стойка под верхняк	2	0,64		0,80	0,96	0,57	0,68	0,82
ГВТ	40,I-50,0	То же	2	0,58		0,73	0,87	0,49	0,62	0,74
		При вынимаемой мощности пласта I,8I м и более								
ГВС	До 50,0	Одна стойка под верхняк	2	0,50		0,62	0,74	0,42	0,52	0,63
ГВС	50,I-60,0	То же	2	0,45		0,59	0,68	0,39	0,48	0,57
ГВС	60,I-70,0	" "	2	0,42		0,52	0,63	0,36	0,44	0,53
ГВС	70,I-80,0	" "	2	0,38		0,48	0,57	0,33	0,4I	0,49
		При вынимаемой мощности пласта до I,20 м								
ГВТ	До 40,0	Две стойки под верхняк	2	0,40		0,50	0,60	0,34	0,42	0,50
ГВТ	40,I и более	То же	2	0,37		0,45	0,55	0,3I	0,39	0,47
		При вынимаемой мощности пласта I,2I-I,80 м								
ГВТ	До 40,0	Две стойки под верхняк	2	0,37		0,45	0,57	0,3I	0,39	0,47
ГВТ	40,I-50,0	То же	2	0,33		0,47	0,50	0,28	0,36	0,43
		При вынимаемой мощности пласта I,8I м и более								
ГВС	До 50,0	Две стойки под верхняк	2	0,28		0,34	0,47	0,23	0,29	0,35
ГВС	50,I-60,0	То же	2	0,25		0,3I	0,38	0,2I	0,26	0,32
	60,I-70,0	" "	2	0,23		0,28	0,34	0,I9	0,24	0,29
ГВС	70,I-80,0	" "	2	0,20		0,26	0,3I	0,I7	0,22	0,26

Примечание. Скорость крепления лав гидростойками при работе узкозахватных комбайнов рассчитана для пластов с углами падения до 20^0. Для пластов с углами падения свыше 20^0 следует вводить коэффициент уменьшения: для пластов с углами падения $2I-30^0$ и $3I^0$ и более он равен соответственно 0,9 и 0,8.

Таблица I4.7

Тип кровель по обрушаемости	Наименование пород, слагающих непосредственную кровлю очистного забоя	Основной состав и краткая характеристика пород непосредственной кровли	Цемент (состав и тип)	Расстояние (м) между		Предел прочности пород на сжатие в образце, кгс/см^2	Шаг обрушения непосредственной кровли, м	Минимальное время устойчивости нижних слоев пород кровли t_y, мин		Категория кровель по устойчивости
				плоскостями рассло-ения (ослабления)	трещинами			с естественной влажностью	обводненных	
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
I Обрушающиеся при выемке угольного пласта	I. Пески глинистые	Преимущественно кварцевые с примесью глинистого материала		-	-	-	-	-	-	I Совершенно неустойчивые
	2. Глины слабые, углистые, мощность слоя менее 0,5 м	Глинистый материал, породы пластичные		-	-	До 20	0	-	-	
	3. Аргиллиты раздробленные	Глинистый материал, породы свободно распадаются по плоскостям наслоения и трещинам		-	0,04-0,I0	До I00	0	-	-	
2 Весьма легко обрушающиеся	I. Угли весьма хрупкие, перемятые	Блестящие (витрен), неясно полосчатые		-	0,04-0,I5	До 280	0	2	0	
	2. Угли бурые, перекрытые песками или глинами, мощность слоя менее 0,5 м	Пачка угля, в кровле пласта пески		-	0,05-0,20	До I00	До I	2	2	2 Неустойчивые
	3. Аргиллиты углистые, слабые, мощность слоя 0,I-0,3 м (ложная кровля)	Глинистый материал с содержанием углистых веществ 20-50% и более, породы свободно отслаиваются		0,0I-0,05	0,04-0,I0	До 50	0	2	2	
	4. Угли бурые, перекрытые плотными глинами	Пачка угля, в кровле пласта глины		-	0,05-0,20	До I50	До I	5	5	
	5. Аргиллиты углистые, мощность слоя 0,3-I,0 м	Глинистый материал с примесью алевритистого, с тончайшими прослойками и линзочками угля		0,03-0,I5	0,05-0,30	До I00	До I	5	5	
	6. Глины плотные, мощность слоя более I,0 м	Глинистый материал с примесью песка и угля		-	-	До 50	До I	I0	0	

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
	7. Угли хрупкие	Содержат I0-35% компонентов группы фюзинита, полублестящие, полосчатые		-	0,05-0,20	До 200	До I	20	I0	3 Средней устойчивости
	8. Аргиллиты тонкослоистые слабые	Глинистый материал с примесью алеврита (до I0%) и слюды, с явно выраженными трещинами и плоскостями расслоения		0,03-0,I0	0,05-0,20	До I50	До I	30	I0	
	9. Аргиллиты среднеслоистые слабые			0,05-0,20	0,I0-0,30	До 200	До I	40	I5	
	I0. Угли вязкие	Содержат 35-60% компонентов фюзинита, полуматовые, полосчатые		-	0,05-0,20	До 300	До I	60	30	
3 Легкообрушающиеся	I. Угли весьма вязкие	Содержат более 60% компонентов группы фюзинита, матовые и полуматовые, однородные и штриховатые		-	0,I0-0,20	До 300	I-2	90	45	
	2. Аргиллиты тонкослоистые средней прочности	Глинистый материал с примесью алеврита (до I0%) и слюды, с ясно выраженными плоскостями расслоения и слабо выраженной трещиноватостью		0,03-0,I0	0,I0-0,30	До 400	I-2	I00	50	
	3. Аргиллиты среднеслоистые средней прочности			0,05-0,20	0,I5-0,40	До 400	I-2	I30	65	
	4. Аргиллиты толстослоистые средней прочности			0,I0-0,30	0,20-0,50	До 500	I-2	I60	80	
	5. Аргиллиты алевритистые средней прочности	Глинистый материал с примесью алеврита (до 25%). Плоскости расслоения проявляются чешуйками слюды, породы со слабо выраженной трещиноватостью		0,I0-0,30	0,20-0,40	До 700	I-2	I70	90	
	6. Алевропелиты средней прочности	Глинистый материал (более 50%) с прослоями алеврита, с ясно выраженными плоскостями расслоения, покрытыми глинистым и углистым материалом	Глинистый, базальный	0,I0-0,30	0,20-0,40	До 800	I-2	I80	I00	
	7. Алевролиты средней прочности	Алевритовый (более 50%) кварцевый материал с примесью полевого шпата и слюды с хорошо выраженными плоскостями расслоения, покрытыми глинистым материалом	Глинистый, базальный, поровый	0,05-0,20	0,20-0,50	До 900	I-2	I80	I20	

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
3.I Легко обрушающиеся с сильными вторичными осадками	Породы непосредственно кровли такие же, как породы кровель 3-го типа, а породы основной кровли такие же, как породы кровель 5 и 6-го типов							В период вторичных осадок уменьшается для каждой из указанных пород кровли 3-го типа примерно в 2 раза		3.I Средней устойчивости, переходящие в неустойчивые в период вторичных осадок
4 Средней обрушаемости	I. Аргиллиты толстослоистые прочные	Глинистый материал (50-70%), алеврит (I0-25%) и углистое вещество (до 5%)		0,30-0,70	0,20-0,50	До I000	2-6	240	I50	4 Устойчивые
	2. Аргиллиты алевритистые прочные	Глинистый материал с примесью алеврита (I0-I5%), микрозернистого сидерита и кальцита		0,20-0,50	0,25-0,50	До I000	2-6	240	I50	
	3. Аргиллиты алевритовые среднеслоистые прочные	Глинистый материал с примесью алеврита (до 50%), сидерита, кальцита		0,20-0,50	0,20-0,50	До I000	2-6	260	I70	
	4. Алевролиты мелкозернистые прочные	Преимущественно кварцевый, с примесью карбонатов	Глинистый, базальный	0,I0-0,50	0,25-0,60	До I200	2-6	280	I80	
	5. Алевролито-песчаники среднеслоистые прочные	Алевролито-песчаный (50%) и глинистый (50%) материал	Глинистый, базальный	0,I0-0,50	0,30-0,60	До I200	2-6	300	200	
	6. Песчаники алевритистые	Песчано-алевритовый материал с примесью глинистого (до 25%), с углисто-слюдистым налетом по наслоению	Глинистый, поровый, базальный	0,I0-0,30	0,20-0,80	До I200	2-6	330	220	
	7. Песчаники мелкозернистые	Песчаный материал, преимущественно кварцевый	Глинистый, карбонатный, поровый	0,I0-0,20	0,20-0,80	До I200	2-6	360	260	
	8. Известняки глинистые среднеслоистые	Карбонатно-глинистый материал с включениями углистого		0,05-0,30	0,30-I,00	До I200	2-6	360	240	
	9. Известняки песчанистые среднеслоистые	Карбонатный материал с примесью песчаного, а также обугленных растительных остатков и обломков фауны		0,I0-0,20	0,30-I,00	До I200	2-6	360	260	
4.I Средней обрушаемости с сильными вторичными осадками	Породы непосредственной кровли такие же, как породы кровли 4-го типа, а породы основной кровли такие же, как породы кровель 5 и 6-го типов							В период вторичных осадок уменьшается для каждой из указанных пород кровли 4-го типа примерно в 2 раза		4.I Устойчивые, переходящие в среднеустойчивые в период вторичных осадок

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
5 Труднообрушающиеся	I. Аргиллиты алевритовые толстослоистые	Глинистый материал с примесью алеврита (I0-I5%), сидерита, кальцита		0,30-0,70	0,30-I,20	До I000	6-I2	Практически не ограничено		5 Устойчивые
	2. Алевролиты	Алевритовый материал, преимущественно кварцевый	Глинисто-карбонатный, базальный	0,20-0,80	0,30-I,20	До I200	6-I2			
	3. Алевролиты карбонатные	Алевритовый материал с примесью глинисто-карбонатного	Глинисто-карбонатный, базальный	0,20-0,80	0,30-I,20	До I300	6-I2			
	4. Песчаники среднезернистые карбонатные	Песчаный материал с примесью глинисто-карбонатного	Глинисто-карбонатный, базально-поровый	0,20-0,80	0,30-I,50	До I800	6-I2			
	5. Известняки доломитовые толстослоистые	Карбонатный материал с примесью доломита		0,20-0,70	0,20-I,50	До I800	6-I2			
6 Весьма труднообрушающиеся	I. Аргиллиты алевритистые монолитные	Глинистый материал (50%), алеврит (20-25%), микрозернистый сидерит и вторичный кварц, не слоистые		2,00-5,00	2,00-I0,0	До I500	Более I2	Практически не ограничено		
	2. Аргиллиты окварцованные	Глинистый (до 50%) и кварцевый (до 30%) материал с сидеритом		I,50-3,00	I,00-5,00	До 2000	Более I2			
	3. Алевролиты окварцованные	Кварцево-алевритовый материал с незначительной примесью глинистого и слюды	Кварцевый, базальный	0,70-2,00	I,00-3,00	До 2000	Более I2			
	4. Песчаники окварцованные	Преимущественно кварцевый материал средне- и крупнозернистый	Кварцевый, базальный	0,80-2,00	I,00-3,50	До 2500	Более I2			
	5. Известняки окварцованные	Карбонатный материал с незначительной примесью равномерно распределенного обломочного, глинистого и углистого		0,70-I,30	I,30-2,00	До 2500	Более I2			
7 Плавно опускающиеся	Известняки, песчаники, алевролиты, реже аргиллиты (некоторые разности)	Состав, расслоение, трещиноватость как у пород 4, 5 и 6-го типов						Соответственно как у пород кровель 4, 5 или 6-го типа		

Таблица I4.6

Характеристика крепи	Тип крепи																
	"Донбасс"	МК97	М87Э	М87ДН	М87ДГА	М87А	М87П	2М81Э	ОМКТМ	ОКП	3ОКП	1МКМ	2МКЭ	АКЛ	ОКП70	МI30	МI20	КМВ
Вынимаемая мощность пласта, м:																		
минимальная	0,72	0,72	I,I8	I,25	I,3	I,5	I,I	2,0	I,85	I,85	2,5	I,5	I,7	0,9	I,8	2,5	3,7	2,5
максимальная	I,I	I,3	I,9	I,95	I,9	I,9	I,9	3,2	3,0	3,5	3,5	I,75	2,2	I,4	3,0	3,5	5,0	3,5
Сечение в свету, $м^2$	I,56[x]	I,4	2,7	2,5	2,5	2,3	2,7	3,54	2,7	2,7	5,2	3,0	2,9	I,6	2,7	5,6	6,5	5,6
	2,5	3,4	4,6	4,6	4,6	4,6	4,6	6,32	3,4	3,4	7,8	3,8	4,4	2,5	5,4	9,0	I0,5	I2,6
Скорость крепления при последовательной схеме передвижки крепи и устойчивых боковых породах, м/мин	2,30	2,40	2,55	2,55	2,75	2,85	2,55	I,25	2,44	2,58	2,58	2,I8	2,I6	3,50	2,00	2,I5	3,00	2,I5
Коэффициент готовности крепи	0,90	0,92	0,94	0,9I	0,90	0,90	0,95	0,94	0,85	0,92	0,83	0,88	0,89	0,90	0,85	0,95	0,85	0,95
Удельное давление опорной поверхности крепи на почву, $кгс/см^2$	I9,0	32,0	24,2	24,2	24,2	24,2	20,0	27,5	7,5	7,5	7,5	II,0	8,0	25,0	I2,0	24,8	I5,0	24,3
Длина крепи по перекрытию, мм	3365	2900	3255	3580	3580	3580	3580	2900	3200	3200	3500	4I00	2460		3200	3600	4000	3600

[x] В числителе – при минимальной, в знаменателе – при максимальной мощности пласта. При мощности пласта, не указанной в таблице, значение сечения в свету определяется интерполяцией.

$K_{кр}$ – коэффициент снижения скорости крепления в зависимости от площади кровли, подлежащей затяжке, n (указывается в процентах) и числа горнорабочих (включая машиниста крепи), занятых на креплении, $n_р$. Рассчитывается по формуле

$$K_{кр} = \frac{I}{I + 0{,}0036 \frac{v'_{кр}\, n}{n_р}};$$

при устойчивых и средней устойчивости породах кровли $K_{кр}$ принимается равным единице;

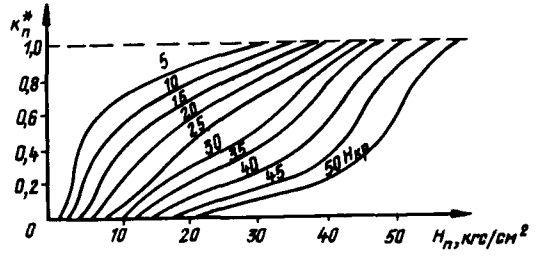


Рис. I4.4. Зависимость коэффициента снижения скорости крепления $K_п^*$ от несущей способности почвы $H_п$ и удельного давления опорной поверхности крепи на почву $H_{кр}$

$K_{от}^*$ – коэффициент снижения скорости крепления в связи с необходимостью крепления обнажаемой кровли из-за вывалов угля из верхних пачек пласта вследствие интенсивного отжима; определяется по табл. I4.9.

Таблица I4.9

Глубина отжима, м	Более 0,8	0,8–0,6	0,6–0,3	До 0,3
$K_{от}^*$	0,6	0,7	0,8	I,0

I4.I.6. Расчет коэффициента машинного времени

Сменный коэффициент машинного времени $k_м$ определяется по графику (рис. I4.5) или по формуле

$$k_м = \left[\frac{1}{\mu_I} + \left(\frac{1}{\mu_{II}} - 1\right)\left(1 + \frac{\frac{1}{\mu_I} - 1}{\frac{1}{K_{\mu_{II}}} + 1}\right)\right]^{-1}, \qquad (I4.24)$$

где μ_I – коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов (возникающих только при работе комбайна);

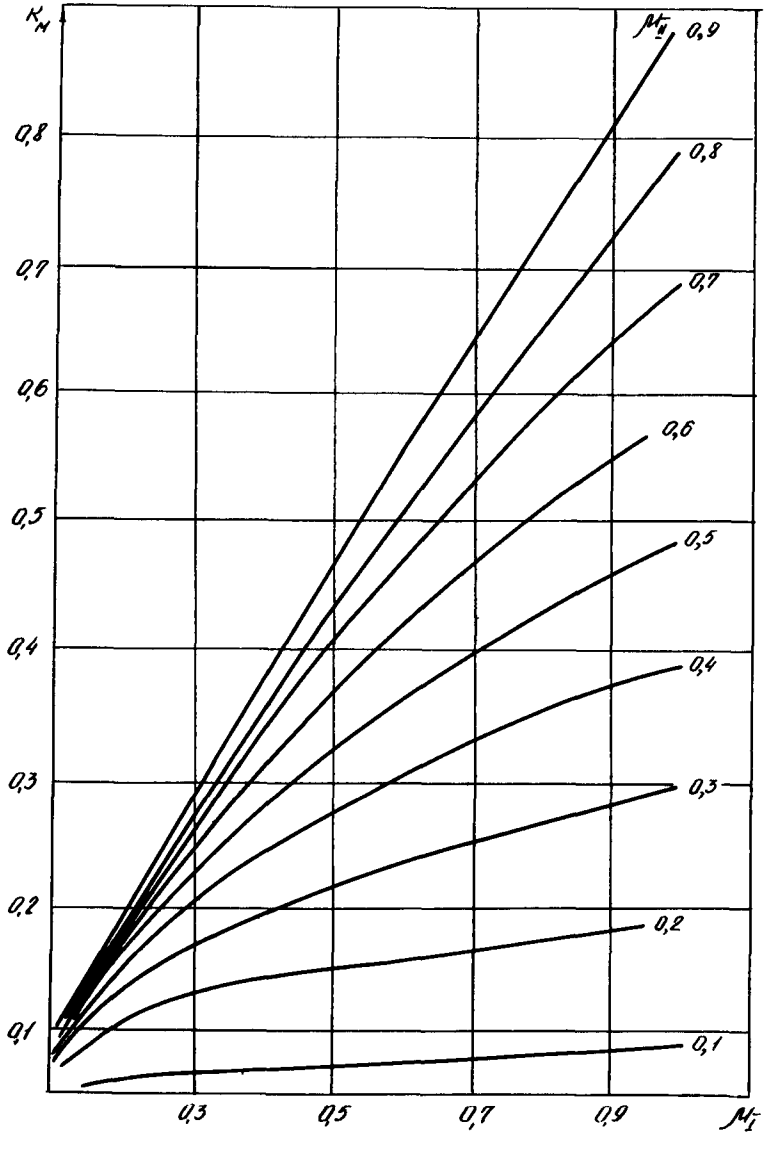


Рис. I4.5. График зависимости коэффициента машинного времени $K_м$ от коэффициентов готовности по группе последовательных (μ_I) и параллельных (μ_{II}) перерывов

μ_{II} – коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов (возникающих с одинаковой вероятностью как при работе комбайна, так и при его остановке);

$$k = \frac{\frac{1}{\mu_{II}} - 1}{\frac{1}{\mu_I} - 1}.$$

14.1.7. Расчет коэффициента готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов

Коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов μ_I определяется по формуле

$$\mu_I = \frac{1}{\left[1 + \frac{q\,T_{техн}}{m\gamma k_2 \ell_л} + \left(\frac{1}{\mu_к} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{кр}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{к.у}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{п.кр}} - 1\right) + \cdots \right.} \quad (14.25)$$

$$\left. \cdots + \left(\frac{1}{\mu_{уб}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{оп}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{пп}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{пр}} - 1\right)\right],$$

где $T_{техн}$ – суммарные нормативные затраты времени на неперекрываемые технологические перерывы, приходящиеся на 1 м длины лавы, мин/м. До утверждения нормативов затраты времени определяются бассейновыми институтами и нормативно-исследовательскими станциями по результатам хронометражных наблюдений;

$$T_{техн} = \left(t_{всп} + t_{обм}\right)^{\ell_л} + t_{взр} + \theta_{зач} + \theta_{пор} + t_{пр} + t_{пос} + \max\left\{\theta_{к.о}, \theta_{о.кр}\right\},$$

где $t_{всп}$ – нормативные затраты времени на вспомогательные операции, мин;

$t_{обм}$ – нормативные затраты времени на обмен партии вагонеток, мин;

$t_{взр}$ – нормативные затраты времени на заряжание и взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы, мин. Значения величин $t_{всп}$ и $t_{взр}$ ориентировочно можно определить по табл. 14.10–14.13 или на основании рекомендаций и зависимостей, изложенных в "Отраслевой методике определения экономической эффективности новой техники и совершенствования производства в угольной промышленности" (М., ЦНИЭИуголь, 1973);

$\theta_{зач}$ – затраты времени на зачистку лавы; при односторонней работе комбайна $\theta_{зач} = \ell_л / 0{,}85 v_{п.доп}$;

$\theta_{пор}$ – затраты времени на выемку породного прослойка (при селективной выемке), мин;

$t_{пр}$ – нормативные затраты времени на выполнение работ, прерывающих выемку угля и связанных с применением оборудования в сложных или изменяющихся горно-геологических условиях, мин (извлечение твердых включений с помощью БВР, доставка леса и др.);

$t_{пос}$ – средняя продолжительность неперекрываемых технологических перерывов из-за отставания переноски стоек посадочной крепи (тумб) при установке индивидуальной крепи, мин;

$\theta_{к.о}$ – средняя продолжительность подготовки комбайна к выемке следующей полосы, мин/цикл;

$\theta_{о.кр}$ – продолжительность ожидания окончания крепления лавы.

Таблица 14.10

Мощность пласта, м	Технологические перерывы при работе комбайнов КШ с индивидуальной крепью		
	Вспомогательные операции $t_{всп}$, мин/м	Ожидание обмена составов вагонеток на погрузочном пункте лавы $t_{обм}$, мин/м	Затраты времени на заряжание, взрывание и проветривание ниш лавы $t_{взр}$, мин
1,84–1,99	0,057	0,145	36,0: $t_{ц}$
2,00–2,20	0,057	0,160	36,0: $t_{ц}$
2,21–2,40	0,057	0,175	36,0: $t_{ц}$
2,41–2,60	0,057	0,190	36,0: $t_{ц}$
2,61–2,80	0,057	0,205	36,0: $t_{ц}$
2,81–3,00	0,057	0,221	36,0: $t_{ц}$
Свыше 3,00	0,057	0,236	36,0: $t_{ц}$

Среднюю продолжительность подготовки комбайна к выемке следующей полосы $\theta_{к.о}$ при применении механизированной крепи, согласно типовым проектам НОТ, рекомендуется принимать равной:

для очистных забоев, оборудованных комплексами типа КМ87, при челноковой схеме работы комбайнов типа 1ГШ68 – 26 мин; комбайнов типа 2К52 при устойчивой, средней устойчивости и неустойчивой кровле – соответственно 30, 35 и 45 мин; при односторонней схеме работы комбайнов типа 2К52 – 20–27 мин;

для очистных забоев, оборудованных комплексами типа ОмКТ и МК, при односторонней схеме работы комбайнов типа КШ1кг в зависимости от устойчивости кровли – 10, 15 и 18 мин;

Таблица I4.II

Мощность пласта, м	Технологические перерывы при работе комбайнов IKIOI, 2К52, МК67, БК52 с индивидуальной крепью						
	Вспомогательные операции $t_{всп}$, мин/м	Ожидание обмена составов вагонеток на погрузочном пункте лавы $t_{обм}$, мин/м	Подготовка комбайна к выемке следующей полосы $\theta_{к.о}$, мин				Затраты времени на заряжание, взрывание и проветривание ниш лавы $t_{взр}$, мин
			при челноковой схеме работы комбайна		при односторонней схеме работы комбайна		
			при длине лавы $\ell_л$, м				
			до 200	201-300	до 200	201-300	
До 0,78	$0,050 \cdot \ell_л$	$0,063 \cdot \ell_л$	$0,196 \cdot \ell_л$	$0,146 \cdot \ell_л$	$0,300 \cdot \ell_л$	$0,295 \cdot \ell_л$	36,0
0,79-0,85	0,050	0,076	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
0,86-0,95	0,050	0,084	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
0,96-1,04	0,050	0,092	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,05-1,14	0,050	0,101	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,15-1,25	0,050	0,111	0,146	0,146	0,300	0,295	36,0
1,26-1,38	0,050	0,123	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,39-1,52	0,050	0,135	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,53-1,66	0,050	0,149	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,67-1,83	0,050	0,163	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,84-1,99	0,050	0,178	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
2,00-2,20	0,050	0,196	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
2,21 и более	0,050	0,213	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0

Таблица I4.I2

Мощность пласта, м	Технологические перерывы при работе комбайнов УКР и "Темп" с индивидуальной крепью,			
	Вспомогательные операции $t_{всп}$, мин/м	Ожидание обмена составов вагонеток на погрузочном пункте лавы $t_{обм}$, мин/м	Затраты времени на заряжание и взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы $t_{взр}$, мин	Монтаж, демонтаж, перегон и разворот комбайна $\theta_{м.о}$, мин
До 0,50	$0,193 \cdot \ell_л$	$0,0482 \cdot \ell_л$	36,0	$0,745 \cdot \ell_л$
0,51-0,60	0,198	0,0582	36,0	0,745
0,61-0,68	0,204	0,0676	36,0	0,745
0,69-0,78	0,209	0,0776	36,0	0,745
0,79-0,85	0,214	0,0859	36,0	0,745
0,86-0,95	0,219	0,0949	36,0	0,745
0,96 и более	0,224	0,1050	36,0	0,745

Таблица I4.I3

Мощность пласта, м	Технологические перерывы при работе широкозахватных комбайнов (с фланговым расположением исполнительного органа) с индивидуальной крепью, мин/м			
	Вспомогательные операции $t_{всп}$, мин/м	Ожидание обмена составов вагонеток на погрузочном пункте лавы $t_{обм}$, мин/м	Затраты времени на заряжание и взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы $t_{взр}$, мин	Монтаж, демонтаж, перегон и разворот комбайна $\theta_{м.о}$, мин
0,60-0,70	$0,430 \cdot \ell_л$	$0,121 \ \ell_л$	36,0	$0,37 \cdot \ell_л$
0,71-0,78	0,444	0,138	36,0	0,37
0,79-0,89	0,461	0,156	36,0	0,37
0,90-1,00	0,479	0,177	36,0	0,37
1,01-1,15	0,500	0,201	36,0	0,37
1,16-1,29	0,525	0,227	36,0	0,37
1,30-1,45	0,548	0,255	36,0	0,37
1,46-1,64	0,577	0,289	36,0	0,37
1,65-1,85	0,610	0,326	36,0	0,37
1,86-2,09	0,646	0,367	36,0	0,37
2,10-2,35	0,689	0,450	36,0	0,37
2,36 и более	0,736	0,470	36,0	0,37

для очистных забоев, оборудованных комплексами КМК97, при челноковой схеме работы комбайна МК67 - 27 мин;

для очистных забоев, оборудованных комплексами КМ87Э, при челноковой схеме работы комбайна ГК58 - 40 мин.

При применении индивидуальной крепи с узкозахватными комбайнами $\theta_{к.о}$ определяется, в зависимости от типа комбайна, по табл. I4.II-I4.I3.

При широкозахватной выемке вместо $\theta_{к.о}$ учитываются затраты времени на монтаж, демонтаж, перегон и разворот комбайна, которые принимаются согласно табл. I4.I3.

Таблица I4.I4

Вид оборудования	Факторы, влияющие на надежность оборудования	Расчетные формулы
Угольные комбайны	Наличие в угольном пласте включений колчедана или пирита в количестве, большем I0 на I00 м, или суммарная мощность породных прослойков более I0% мощности пласта, или комбайнами IKI0I, 2KI0I, МК67 после капитального ремонта добыто свыше I00 тыс.т и остальными комбайнами свыше 200 тыс.т	$\mu_к = 0{,}9\,\mu_к^*$
	Пласты без включений колчедана или пирита, или суммарная мощность породных прослойков менее I0% мощности пласта, или комбайнами IKI0I, 2KI0I, МК67 добыто менее 60 тыс.т и остальными комбайнами до I00 тыс.т при трехсменном режиме работы, или двухсменный режим работы, или разработка ведется в Воркутинском угольном бассейне	$\mu_к = \dfrac{1}{1+0{,}06\left(\frac{1}{\mu_к^*}+1\right)}$
	Во всех остальных случаях	$\mu_к = \mu_к^*$
Механизированная крепь	Лава оборудована, или волнистая гипсометрия пласта, или длина лавы свыше I80 м, или работа крепи свыше I5 месяцев, или труднообрушаемая кровля	$\mu_{кр} = 0{,}9\,\mu_{кр}^*$
	Спокойная гипсометрия пласта с углом падения до I2°, или работа крепи до I0 месяцев, или двухсменный режим работы, или разработка ведется в Воркутинском угольном бассейне	$\mu_{кр} = \dfrac{1}{1+0{,}06\left(\frac{1}{\mu_{кр}^*}-1\right)}$
	Во всех остальных случаях	$\mu_{кр} = \mu_{кр}^*$
Скребковые конвейеры	Лава длиной более I50 м оборудована, или конвейером доставлено более 200 тыс.т угля	$\mu_{с.к} = 0{,}9\,\mu_{с.к}^*$
	Сухая лава длиной до I50 м со спокойной гипсометрией пласта, или конвейером доставлено менее I20 тыс.т угля, или конвейер установлен на штреке, просеке или печке, или двухсменный режим работы, или разработка ведется в Воркутинском угольном бассейне	$\mu_{с.к} = \dfrac{1}{1+0{,}06\left(\frac{1}{\mu_{с.к}^*}-1\right)}$
	Во всех остальных случаях	$\mu_{с.к} = \mu_{с.к}^*$

Коэффициенты готовности комбайна $\mu_к$, механизированной крепи и скребкового конвейера $\mu_{кр}$ определяются по формулам, приведенным в табл. I4.I4. При использовании индивидуальной крепи $\mu_{кр}$ равно единице.

В расчетные формулы, приведенные в табл. I4.I4, кроме $\mu_к$, $\mu_{кр}$ и $\mu_{с.к}$, входят следующие коэффициенты:

$\mu_к^*$ - среднеотраслевой коэффициент готовности комбайна (см. табл. I4.4). При применении широкозахватных комбайнов $\mu_к^* = 0{,}9$;

$\mu_{кр}^*$ - среднеотраслевой коэффициент готовности крепи (см.таблицу I4.8);

$\mu_{с.к}^*$ - среднеотраслевой коэффициент готовности скребкового конвейера (см. табл. I4.2).

Коэффициент готовности участковой конвейерной линии, начинающейся с лавного скребкового конвейера и включающей все конвейеры (ленточные и скребковые) на промштреках, печках, просеках, участковых транспортных выработках до первого сборного конвейера, на который углепоток поступает из нескольких очистных забоев, определяется по формуле

$$\mu_{к.у} = \frac{1}{1+\sum_{m=1}^{n_{л.к}}\left(\frac{1}{\mu_m}-1\right)+\sum_{\ell=1}^{n_{с.к}}\left(\frac{1}{\mu_\ell}-1\right)}, \qquad (I4.26)$$

где $n_{л.к}$ - число ленточных конвейеров в участковой транспортной цепи;

μ_m - коэффициент готовности ленточного конвейера, принимается равным 0,95;

$n_{с.к}$ - число скребковых конвейеров в участковой транспортной линии;

μ_ℓ - коэффициент готовности ℓ-го скребкового конвейера; определяется в зависимости от условий эксплуатации согласно табл. I4.I4.

Коэффициент готовности очистного забоя по процессу крепления за комбайном $\mu_{п.кр}$ учитывает перерывы в работе комбайна из-за отставания крепи на расстояние, большее, чем максимально допустимое по устойчивости обнажения незакрепленной непосредственной кровли (определение коэффициента $\mu_{п.кр}$ см. в разделе I4.I.8), рассчитывается только для средней устойчивости и неустойчивых кровель (см. табл. I4.7). Для устойчивых кровель или при паевой схеме расстановки рабочих по лаве $\mu_{п.кр}$ принимается равным единице.

Коэффициент готовности очистного забоя по фактору "переполнение участкового бункера" $\mu_{у.б}$ определяется с помощью графика (рис. I4.6). Значение коэффициента $\mu_{у.б}$ зависит от величины $\frac{M}{q}$ (отношения вместимости участкового бункера к величине среднего входящего в бункер углепотока в моменты работы выемочных машин) и коэффициента резерва разгрузки бункера относительно этого углепотока $K_p^{у.б}$. Участковым считается любой бункер вместимостью до I50 м^3, являющийся первым по счету на транспортном маршруте углепотока данной лавы. Участковые бункера сооружаются с целью уменьшения минутной неравномерности углепотоков из очистных забоев.

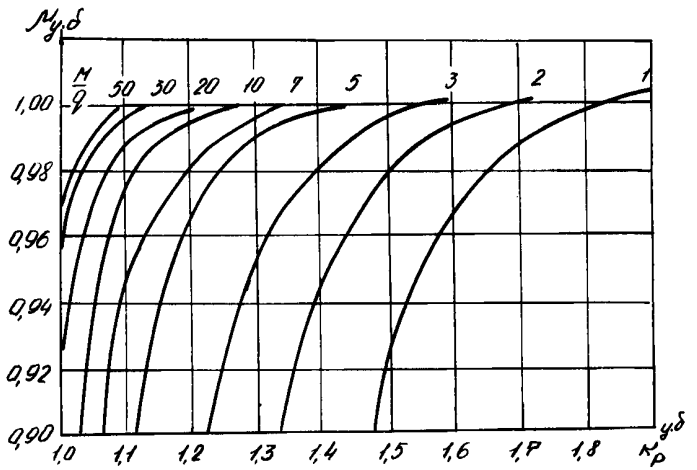


Рис. I4.6. График для определения коэффициентов готовности очистного забоя по фактору "переполнение участкового бункера"

Все остальные бункера считаются капитальными; расчет их коэффициентов готовности приводится в разделах I4.I.9 и I4.I.II. При отсутствии участкового бункера $\mu_{у.б}$ принимается равным единице.

Коэффициент резерва производительности разгрузки $k_p^{у.б}$ определяется отношением

$$k_p^{у.б} = \frac{U_p}{\sum_{\ell=1}^{n_{у.б}} q_\ell},$$

где $n_{у.б}$ – число очистных забоев, работающих на участковый бункер;

q_ℓ – производительность выемочной машины ℓ-го очистного забоя, т/мин;

U_p – производительность разгрузки участкового бункера, т/мин; принимается равной пропускной способности маршрута углепотока от данного бункера до ближайшего следующего бункера или пункта погрузки угля в вагоны. При отсутствии следующего бункера и полной конвейеризации шахты расчет производится до углевыдающего ствола.

Пропускная способность маршрута определяется как меньшая из величин, рассчитанных по приемной способности и паспортной производительности конвейера. Если транспортному подбункерному маршруту присвоен номер I, то расчет пропускной способности каждой конвейерной установки по ее производительности производится по формуле (I4.I9), а по приемной способности $Q^{п.с}$ – по формуле

$$Q^{п.с} = \gamma_н V^{п.с},$$

где $\gamma_н$ – насыпная плотность горной массы, т/м^3;
$V^{п.с}$ – приемная способность конвейера, м^3/мин.

Если транспортному подбункерному маршруту присвоен номер 2, 3 и т.д., расчет пропускной способности конвейера по его приемной способности производится по формуле (I4.20), а по производительности – по формуле (I4.2I). При этом коэффициент вариации углепотока по данному маршруту принимается равным нулю.

При доставке угля с погрузочного пункта очистного забоя (участка) до околоствольного двора шахты (горизонта) магистральным локомотивным транспортом коэффициент готовности системы магистрального транспорта по фактору "отсутствие порожних вагонов на погрузочном пункте" $\mu_{о.п}$ определяется по графику рис. I4.7 в зависимости от коэффициента вариации времени загрузки партии вагонеток $k_{v_{заг}}$, величины резервной емкости на погрузочном пункте E_p и коэффициента резерва локомотивной откатки $k_{р.л}$.

Коэффициент резерва локомотивной откатки определяется по формуле

$$k_{р.л} = \frac{t_{заг}}{t_{пор}},$$

где $t_{заг}$ – среднее время загрузки партии вагонеток, мин;
$t_{пор}$ – средний интервал между поступлениями партий порожних вагонеток на погрузочный пункт, мин;

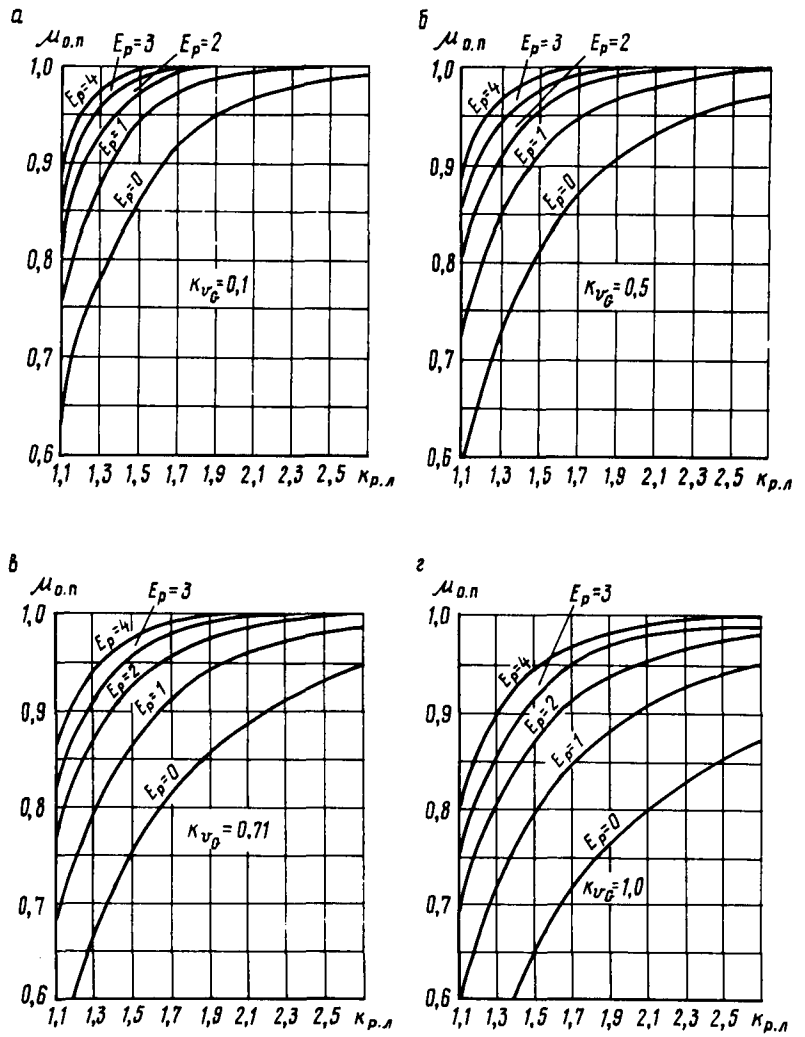


Рис. I4.7. Графики для определения коэффициента готовности системы магистрального локомотивного транспорта по фактору "отсутствие порожних вагонов на погрузочном пункте" при коэффициенте вариации времени загрузки состава K_{v_0}, равном 0,I (*а*), 0,5 (*б*), 0,7I (*в*) и I,0 (*г*)

$$t_{пор}=\frac{60L\left(\frac{1,25}{v_{гр}}+\frac{1,17}{v_{пор}}\right)+0,91\tau_{пр}+\tau_{м.п}+\tau_{м.о}}{0,91n_л\left(1-\frac{\theta^{\wedge}_{п.з}}{T^{т}_{см}}\right)},$$

где L – расстояние от погрузочного пункта до околоствольного двора, км;

$v_{гр}, v_{пор}$ – скорость движения соответственно груженого и порожнего состава, км/ч;

$\tau_{пр}$ – суммарная средняя продолжительность простоев состава в течение рейса, мин;

$\tau_{м.п}, \tau_{м.о}$ – средняя продолжительность маневровых операций соответственно на погрузочном пункте и в околоствольном дворе, мин;

$n_л$ – среднее число локомотивов, транспортирующих груз с данного погрузочного пункта;

$\theta^{\wedge}_{п.з}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин;

$T^{т}_{см}$ – продолжительность рабочей смены на транспорте, мин.

Коэффициент готовности погрузочного пункта при выгрузке угля в вагонетки $\mu_{п.п}$ принимается для стационарных погрузочных пунктов равным 0,98, для передвижных – 0,95.

Коэффициент готовности очистного забоя по процессу проветривания $\mu_{пр}$ для шахт сверхкатегорных и III категории по газу принимается равным 0,93, для остальных – единице.

I4.I.8. Расчет коэффициента готовности процесса крепления за комбайном

Коэффициент готовности процесса крепления за комбайном $\mu_{п.кр}$ определяется по графику зависимости его от коэффициента резерва скорости крепления $k_р^{кр}$ и коэффициента резерва обнажения кровли за комбайном $k_р^{об}$ (рис. I4.8).

В свою очередь коэффициент резерва скорости крепления очистного забоя $k_р^{кр}$ определяется по формуле

$$k_р^{кр}=\frac{v_{кр}}{v_р},$$

где $v_{кр}$ – расчетная скорость крепления, м/мин;

$v_р$ – расчетная скорость подачи комбайна, м/мин; определяется по формуле

$$v_р=\frac{q}{m\gamma z k_г}.$$

Коэффициент резерва обнажения кровли за комбайном $k_p^{об}$ определяется по формуле

$$k_p^{об} = \frac{\ell}{\left(\frac{1,09}{k_{уст}} - 1\right)},$$

где $\ell = \begin{cases} \ell_y, & \text{если разрабатываемый пласт не опасен по выбросам угля и газа;} \\ \ell_y - \ell_в & \text{в противоположном случае.} \end{cases}$

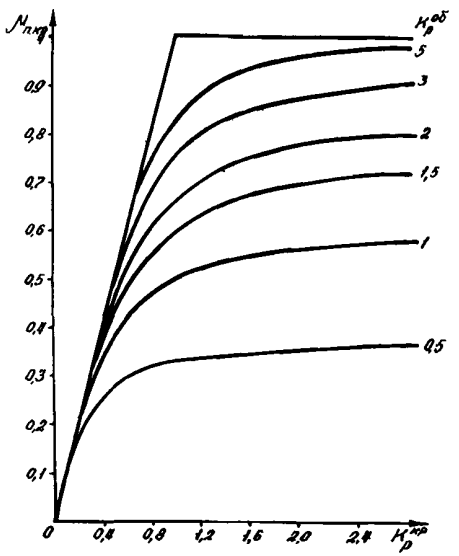


Рис. I4.8. Зависимость коэффициента готовности процесса крепления $\mu_{п.кр}$ от коэффициента резерва скорости крепления $k_p^{кр}$ и коэффициента резерва обнажения кровли за комбайном $k_p^{об}$

Минимально допустимое расстояние от места нахождения рабочих до работающего комбайна $\ell_в$ принимается равным I5 м при односторонней схеме и 22,5 м при челноковой схеме работы комбайна.

Максимально допустимое отставание крепи от комбайна по устойчивости обнажения кровли ℓ_y определяется по формуле

$$\ell_y = 0,5\, v_{кр}\, t_y\, K_{y.в},$$

где t_y – минимальное время устойчивости нижних слоев пород кровли, не закрепленной у забоя, мин; принимается согласно табл. I4.7. Если при выемке угольных пластов с кровлями I-го и 2-го типов проводятся специальные мероприятия по упрочнению нижних слоев пород, то при определении t_y их следует относить соответственно ко 2-му и 3-му типам кровли, в зависимости от эффективности мероприятий по упрочнению;

$K_{y.в}$ – коэффициент, учитывающий изменение устойчивости кровли в зависимости от угла встречи (угол между линией очистного забоя и направлением основной трещиноватости пород); определяется по формуле

$$K_{y.в} = \begin{cases} a + b\sin\beta & \text{при } 0 < \beta \leq 45^0; \\ c & \text{при } 45 < \beta \leq 70^0; \\ d + e\cos\beta & \text{при } 70 < \beta \leq 90^0. \end{cases} \qquad (I4.27)$$

Величины a, b, c, d, e определяются из табл. I4.I5.

Таблица I4.I5

Тип кровель по обрушаемости	a	b	c	d	e
2-й	0,II	2,II	I,60	0,20	4,I0
3-й и 3.I-й	0,2I	I,86	I,50	0,38	4,35
4, 4.I и 7-й при непосредственной кровле 4-го типа	0,42	I,36	I,40	0,66	2,I3

Если в результате расчетов окажется, что для выбросоопасных пластов $\ell_y < \ell_в + I$, то коэффициент готовности $\mu_{п.кр}$ определяется по формуле

$$\mu_{п.кр} = \frac{1}{1 + \frac{q}{m\gamma z k_г v_{дв.р}}\left(1 + 2\,\frac{\ell_в}{\ell_y}\right)}, \qquad (I4.28)$$

где $v_{дв.р}$ – скорость передвижения рабочих в очистном забое; $v_{дв.р}$ = = I0 м/мин.

I4.I.9. Расчет коэффициента готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов

Коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов $\mu_{\text{п}}$ рассчитывается по формуле

$$\mu_{\text{п}} = \left(0{,}88 - \frac{T_{\text{п.з}}}{T_{\text{см}}}\right) \mu_{\text{с.э}}\, \mu_{\text{с.к}}\, \mu_{\text{с.с}}\, \mu_{\text{с.в}}\, \mu_{\text{с.б}}\, \mu_{\text{к.б}}, \qquad (I4.29)$$

где 0,88 – коэффициент, учитывающий время на отдых (I2% времени смены);

$T_{\text{п.з}}$ – суммарные нормативные затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин. Принимаются согласно табл. I4.I6;

Таблица I4.I6

Тип крепи в очистном забое	Единица, на которую установлен норматив	Норматив времени $T_{\text{п.з}}$, мин
МК97, М87	Смена	20
М8I, МК, ОКП, ОМКТ	Смена	I7
Индивидуальная крепь с узкозахватными комбайнами:		
КШ	Смена	27
IKIOI, 2К52, МК67, БК52	Смена	24
УКР, "Темп"	Смена	2I

$\mu_{\text{с.э}}$ – коэффициент готовности системы электроснабжения, $\mu_{\text{с.э}} = 0{,}965$;

$\mu_{\text{с.к}}; \mu_{\text{с.с}}; \mu_{\text{с.в}}$ – коэффициент готовности сопряжений очистной выработки соответственно с транспортной, средней и вентиляционной выработками (см. раздел I4.I.I0);

$\mu_{\text{с.б}}$ – коэффициент готовности очистного забоя по фактору "отказы на сборных транспортных линиях" (см. раздел I4.I.II);

$\mu_{\text{к.б}}$ – коэффициент готовности по фактору "переполнение капитального бункера"; определяется по графикам (рис. I4.9) зависимости $\mu_{\text{к.б}}$ от вместимости капитального бункера $M_{\text{к.б}}$ и коэффициента резерва производительности питателя $K^{\text{к.б}}_{\text{р.п}}$;

$$K^{\text{к.б}}_{\text{р.п}} = \frac{q^{\text{к.б}}_{\text{п}}}{\sum_{\ell=1}^{n} q_\ell\, k_{\text{м}\ell}},$$

$q^{\text{к.б}}_{\text{п}}$ – производительность питателя капитального бункера, т/мин; определяется так же, как скорость разгрузки участкового бункера (см. раздел I4.I.7);

q_ℓ – расчетная производительность выемочной машины ℓ-го очистного забоя, работающего на данный бункер, т/мин;

$k_{\text{м}\ell}$ – коэффициент машинного времени ℓ-го очистного забоя.

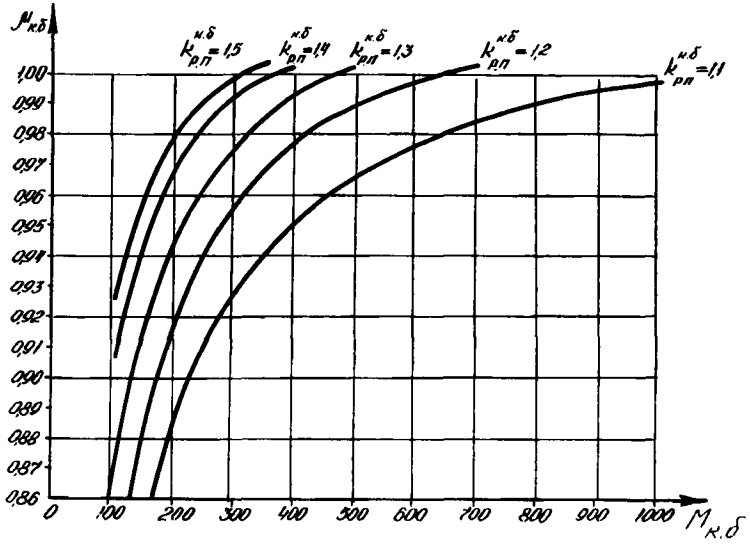


Рис. I4.9. Графики зависимости коэффициента готовности по фактору "переполнение капитального бункера" от его вместимости $M_{\text{к.б}}$ и коэффициента резерва производительности питателя $K_{\text{р.п}}$

При отсутствии капитального бункера $\mu_{\text{к.б}} = I$.

I4.I.I0. Расчет коэффициента готовности сопряжения очистной и прилегающих выработок

Коэффициент готовности сопряжения очистной и прилегающих (транспортной, средней и вентиляционной) выработок $\mu_{\text{с}}$ определяется по формуле

$$\mu_{\text{с}} = \mu_{\text{з.с}}\left[1 - (1 - \mu_{\text{с.э}}) \sum_{\ell=1}^{g} k_\ell\right], \qquad (I4.30)$$

где $\mu_{э.с}$ – коэффициент готовности эталонного сопряжения. Под эталонным понимается такое сопряжение, при поддержании которого отсутствует действие осложняющих технологических факторов. Коэффициент $\mu_{э.с}$ принимается равным для неустойчивых кровель 0,97, средней устойчивости 0,98 и устойчивых 1,0;

k_ℓ – коэффициент увеличения времени простоев очистного забоя при действии ℓ-го технологического фактора, осложняющего поддержание сопряжения; определяется по табл. I4.I7.

Таблица I4.I7

Порядковый номер	Технологические факторы, осложняющие поддержание сопряжений	Коэффициент увеличения времени простоев k_ℓ
I	Проведение выработки буровзрывным способом	I,2
2	Проведение выработки с подрывкой пород кровли или с оставлением пачки угля в кровле	I,2
3	Повторная эксплуатация выработки при охране впереди лавы:	
	целиком угля	
	искусственным ограждением (бутовая полоса, костры, органная крепь, железобетонные тумбы и т.д.)	I,2
4	Проведение выработки позади очистного забоя	I,0
5	Проведение выработки вприсечку	0,6
6	Сопряжение разделенной лавы со средней выработкой	0,8
7	Отсутствие механизированной крепи сопряжения	I,2
8	Отсутствие механизированной крепи лавы на концевом участке	0,4
9	Длина ниши 0 м, до 4 м, свыше 4 м	0; 0,6; I,0

I4.I.II. Расчет коэффициента готовности очистного забоя по фактору "отказы на сборных конвейерных линиях"

Коэффициент готовности по фактору "отказы на сборных конвейерных линиях" $\mu_{с.б}$ учитывает все виды отказов, возникающих на сборных конвейерных линиях от первого сборного конвейера, на который производится погрузка угля из лавы, до углевыдающего ствола.

При отсутствии в сборной конвейерной линии капитального бункера (под капитальным бункером следует понимать любой горный или механизированный бункер вместимостью более 200 м^3) коэффициент готовности сборной конвейерной линии определяется по формуле

$$\mu_{с.б} = \frac{1}{1 + n_{л.к}\left(\frac{1}{\mu_{л.к}} - 1\right)}, \qquad (I4.3I)$$

где $n_{л.к}$ – число конвейерных установок в сборной конвейерной линии;

$\mu_{л.к}$ – коэффициент готовности ленточного конвейера; $\mu_{л.к} = 0{,}98$:

При наличии капитального бункера

$$\mu_{с.б} = \frac{1}{1 + n_{н.б.л}\left(\frac{1}{\mu_{л.к}} - 1\right) + n_{п.б.л}\left(\frac{1}{\mu_{л.к}} - 1\right)\psi e^{\frac{-\bar{\gamma}_н M_{к.б}}{\bar{\theta} D}}}, \qquad (I4.32)$$

где $n_{н.б.л}, n_{п.б.л}$ – число конвейеров соответственно в надбункерной и подбункерной конвейерных линиях;

$$\psi = \begin{cases} \varphi & \text{при сквозном бункере;} \\ 1 & \text{при обходном бункере;} \end{cases}$$

$$\varphi = \frac{\frac{50}{D\bar{\theta}} - K_p^{к.б} + \left(\frac{50}{D\bar{\theta}} + 1\right) e^{\left(\frac{50}{D\bar{\theta}} + 1 - K_p^{к.б}\right)\frac{\bar{\gamma}_н M_{к.б}}{50}}}{\left(\frac{50}{D\bar{\theta}} + 1 - K_p^{к.б}\right)\left(K_p^{к.б} - \frac{1}{K_p^{к.б}}\right) e^{-\left(K_p^{к.б} - 1\right)\frac{\bar{\gamma}_н \mu_{к.б}}{50}}},$$

$k_p^{к.б}$ – коэффициент резерва производительности питателя бункера;

$M_{к.б}$ – вместимость капитального бункера, защищающего данную лаву от отказов на подбункерной линии, м^3;

$\bar{\theta}$ – средняя продолжительность ликвидации одного отказа подбункерной линии; принимается равной I5 мин;

D – суммарная нагрузка очистных забоев, работающих на данный бункер, т/мин.

I4.I.I2. Пример расчета нагрузки на очистной забой при однокомбайновой выемке

Исходные данные

I. Горно-геологические факторы

Бассейн	Донецкий
Вынимаемая мощность пласта (с учетом прослойков породы), м	I,6
Суммарная мощность породных прослойков, м	0,3I
Породы прослойка	Алевролиты с сопротивляемостью резанию 350 кгс/см и плотностью в массиве 2,8 т/м^3
Сопротивляемость угля резанию, кгс/см	240
Плотность угля, т/м^3:	
в массиве	I,35
насыпная	0,9
Угол встречи, град	40
Коэффициент отжима угля	0,73
Глубина отжима пласта (не более), м	0,3
Угол падения пласта, град	I2
Несущая способность почвы, кгс/см^2	60
Породы кровли	Аргиллиты тонкослоистые, слабые
Наличие осложняющих факторов и их параметры (дизъюнктивные нарушения, утонение пласта, размывы, карсты, сложная гипсометрия)	Нет
Опасность пласта по внезапным выбросам угля и газа	Не опасен
Обводненность	Не обводнен
Категория шахты по газу	I

II. Горнотехнические факторы

Тип крепи в очистном забое	М87Э
Тип комоайна	IIШ68
Ширина захвата, м	0,63
Тип транспортного оборудования, параметры его установки и схема транспортирования угля из очистного забоя	См. рис. I4.I0
Количество угля, добытого комбайном за время эксплуатации, тыс.т	I50
Длительность эксплуатации крепи, мес	I8
Количество угля, доставленного скребковым конвейером лавы за время эксплуатации, тыс.т	50

Ш. Технологические факторы

Система разработки	Длинными столбами по простиранию
Длина лавы, м	I80
Схема работы комбайна	Челноковая
Схема передвижения крепи	Последовательная
Наличие средней выработки в лаве	Отсутствует
Номера (табл. I4.I7) факторов, осложняющих поддержание сопряжений очистного забоя:	
с конвейерным штреком	I, 2
с вентиляционным штреком	I, 2, 3
Мощность присекаемых боковых пород, м:	
почвы	0
кровли	0
Мощность пачки угля, м, оставляемой:	
у кровли	0
у почвы	0
Площадь затяжки кровли, %	0
Наличие ниш	Отсутствуют

IУ. Организационные факторы

Число смен по добыче угля в сутки	3
Длительность смены по добыче угля, мин	360
Суммарные затраты времени на неперекрываемые технологические перерывы, м/мин	0,I44
Организация работы	С перемещением рабочих вслед за выемкой угля комбайном

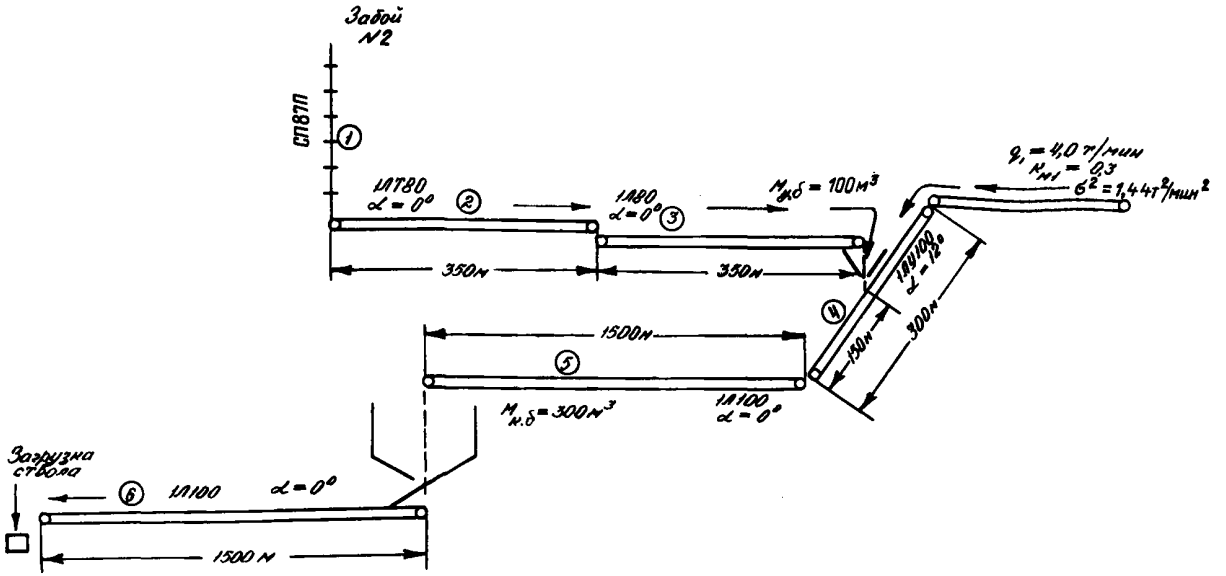


Рис. I4.I0. Тип транспортного оборудования, параметры его установки и схема транспортирования угля из очистного забоя, рассматриваемого в примере

Р а с ч е т

В соответствии с разделом I4.I.I определяются:

I. Производительность комбайна q. Для определения q предварительно рассчитываются:

I.I. Возможная скорость подачи комбайна $v_п$.

Для условий рассматриваемого примера определение возможной скорости подачи комбайна произведено в примере раздела I4.I.3:

$$v_п = 4{,}83 \text{ м/мин.}$$

2. Плотность горной массы $\gamma_{г.м}$.

Плотность алевролита $\gamma_п$, согласно табл. I4.I, равна 2,8 т/м³. Тогда плотность горной массы

$$\gamma_{г.м} = \frac{1{,}35(1{,}6-0{,}31) + 2{,}8 \cdot 0{,}31}{1{,}6} = 1{,}63 \text{ т/м}^3.$$

3. Производительность комбайна, рассчитанная по скорости подачи, $q_п$:

$$q_п = m\gamma_г K_г v_п = 1{,}6 \cdot 1{,}63 \cdot 0{,}63 \cdot 1{,}0 \cdot 4{,}83 = 8{,}0 \text{ т/мин.}$$

4. Коэффициент снижения производительности комбайна из-за недостаточного резерва приемной способности участковой конвейерной линии $K_{п.с}$. Предварительно определяются:

4.I. Насыпная плотность горной массы $\gamma_н$:

$$\gamma_н = \gamma_{н.у} \cdot \frac{\gamma_{г.м}}{\gamma_у} = 0{,}9 \frac{1{,}63}{1{,}35} = 1{,}09 \text{ т/м}^3.$$

4.2. Приемная способность $q_{п.с}$ участковой конвейерной линии, состоящей из одного конвейера типа СП87П с паспортной производительностью 600 т/ч в лаве, одного ленточного конвейера типа 1ЛТ80 со скоростью движения ленты 2 м/с и приемной способностью

8,4 м^3/мин и одного конвейера типа 1ЛТ80 со скоростью движения ленты 2 м/с и приемной способностью 8,4 м^3/мин (см. табл. I4.2, I4.3):

$$q_{п.с} = min\left\{\frac{600}{60};\ 1{,}09 \cdot 8{,}4\right\} = 9{,}15 \text{ т/мин.}$$

4.3. Коэффициент резерва приемной способности участковой конвейерной линии $K_p^{п.с}$:

$$K_p^{п.с} = \frac{q_{п.с}}{q_п} = \frac{9{,}15}{8{,}0} = 1{,}15.$$

Коэффициент $K_p^{п.с}$, в соответствии с рис. I4.I, равен 0,92.

5. Пропускная способность сборной конвейерной линии по маршруту углепотока $Q_м$.

В данном случае в связи с тем, что участковая конвейерная линия (конвейеры I-3) сопрягается со сборной линией через участковый бункер, участка сборной линии, подлежащего расчету по пропускной способности, нет (см. раздел I4.I.4). Поэтому данного вида ограничения на производительность комбайна нет, и принимается $Q_м = \infty$.

6. Пропускная способность участковой конвейерной линии по производительности конвейерных установок.

Паспортная производительность конвейеров 1ЛТ80 и 1Л80 при длине каждого 350 м и угле установки 0^0 составляет 420 т/ч. Тогда

$$q_{к.л}^{пр} = \frac{420\ \frac{1}{60}}{1 + 4{,}66\sqrt{\frac{2}{350}}} = 5{,}2 \text{ т/мин.}$$

7. Производительность комбайна.

Поскольку породы кровли представлены тонкослоистыми, слабыми аргиллитами, то кровля, в соответствии с табл. I4.7, относится к кровлям средней устойчивости. В соответствии с формулой (I4.4)

$$q = min\left\{q_п K_{п.с};\ Q_м;\ q_{к.л}^{пр}\right\} =$$

$$= min\left\{8{,}0 \cdot 0{,}92;\ \infty\ 5{,}2\right\} = 5{,}2 \text{ т/мин.}$$

8. Расчет производительности комбайна по скорости крепления.

Коэффициент снижения скорости крепления из-за недостаточной несущей способности почвы определяется по графику рис. I4.4.

Удельное давление крепи М87Э на почву (см. табл. I4.8) $H_{кр}$ = = 24,2 кгс/см^2.

Тогда, согласно рис. I4.4, $K_п^* = 1$. Для крепи М87Э $K_п = K_п^* = 1$ и $K_{уст} = 1$.

Коэффициент $K_{сх}$ при последовательной схеме передвижки крепи равен единице; $K_{уп} = 1 - 0{,}013 \cdot 3 = 0{,}961$.

Тогда скорость крепления составит

$$v_{кр} = v_{кр}^{т} \cdot K_{уст} \cdot K_{сх} \cdot K_{уп} = 2{,}55 \cdot 1 \cdot 1{,}0 \cdot 0{,}961 = 2{,}44 \text{ м/мин.}$$

Производительность комбайна, рассчитанная по скорости крепления, составляет

$$q_{кр} = m\gamma\gamma k_ч v_{кр} = 1{,}6 \cdot 1{,}63 \cdot 0{,}63 \cdot 1{,}0 \cdot 2{,}44 = 4{,}04 \text{ т/мин.}$$

II. Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов μ_1.

Предварительно необходимо определить:

I. Коэффициент готовности процесса крепления за комбайном $\mu_{п.кр}$. С этой целью определяем:

I.I. Коэффициент резерва скорости крепления:

$$K_p^{кр} = \frac{q_{кр}}{q} = \frac{4{,}04}{5{,}2} = 0{,}78.$$

I.2. Максимально допустимое отставание крепи от комбайна $l_у$. Согласно табл. I4.7, время устойчивого обнажения необводненных пород кровли, представленных тонкослоистыми, слабыми аргиллитами, $t_у$ равно 30 мин. Коэффициент изменения времени устойчивого обнажения по углу встречи $K_{уб} = 0{,}11 + 2{,}11 sin\,40^0 \approx 1{,}0$. Тогда

$$l_у = \frac{30 \cdot 2{,}44 \cdot 1{,}0}{2} = 36{,}6 \text{ м.}$$

I.3. Коэффициент резерва обнажения кровли:

$$K_p^{об} = \frac{36{,}6}{10\ (\frac{1{,}09}{1} - 1)} = 40{,}8.$$

Согласно рис. I4.8, коэффициент готовности процесса крепления за комбайном $\mu_{п.кр}$ при $K_p^{к.р} = 0{,}93$ и $K_p^{об} = 14$ равен 0,80.

2. Коэффициент готовности по фактору "переполнение участкового бункера". Для этого предварительно произведем следующие расчеты:

2.I. Определим пропускную способность маршрута углепотока из участкового бункера по конвейеру 4. В связи с тем,что выгрузка угля из участкового бункера производится на середину става конвейера 4 (см. рис.I4.I0), данный маршрут уступает по загрузке маршруту углепотока с q = 4 т/мин и дисперсией σ^2= I,44 т^2/мин^2, поступающего на начало става конвейера 4. Поэтому маршруту углепотока из данного бункера присваивается номер 2.

Определим пропускную способность конвейера 4 по маршруту № 2.

Пропускная способность конвейера 4 исходя из его приемной способности определяется по формуле (I4.20).

Насыпная плотность горной массы была определена ранее (пункт I.2): $\gamma_н$ = I,09 т/м^3.

Приемная способность конвейера ЛУI00 $v^{(к)}_{п.с}$= I0,6 м^3/мин (см. табл. I4.3).

В связи с тем, что выгрузка угля по маршруту № 2 на конвейер 4 производится из бункера, коэффициент вариации K_{v2} равен нулю.

Тогда пропускная способность конвейера 4 исходя из приемной способности маршрута № 2 составляет

$$Q^{пс}_{4,2}=\frac{I,09\cdot I0^6-4,0}{I-4,0}\left\{I-\sqrt{I-(I-4,0)\left[I-\frac{4\cdot I,44}{(I,09\cdot I0,6-4,0)^2}\right]}\right.=$$

$$= 5,2 \text{ т/мин.}$$

Пропускная способность конвейера 4 исходя из паспортной производительности маршрута № 2 определяется выражением (I4.2I). Паспортная производительность конвейера ЛУI00 с углом установки I2^0, длиной става 300 м и скоростью движения ленты $v_{л.п}$ = I,6 м/с составляет P_4 = 545 т/ч. Тогда максимальное количество угля на ставе конвейера 4

$$D_4 = \frac{545\cdot300}{3600\cdot I,6} = 28,4 \text{ т.}$$

Среднее количество угля на ставе конвейера маршрута № I:

$$\bar{D}_{4,1} = \frac{I}{60\cdot I,6}\cdot4\cdot300 = I3,8 \text{ т.}$$

Дисперсионный момент углепотока маршрута № I $b_{4,1}$ составляет

$$b_{4,1}=K^2_{v1}q^2_{пI}l_{4,1} = 0,3^2\cdot4^2\cdot300 = 430 \text{ т}^2\text{м/мин}^2.$$

Тогда пропускная способность конвейера 4 исходя из производительности конвейеров маршрута № 2 составит

$$Q^{пр}_{4,2}=\frac{28,4-I3,8}{\frac{I50}{60\cdot I,6}-4,0}\left\{I-\sqrt{I-(I-6I2\,\frac{0\cdot I,6}{I50})\times\right.\cdots\rightarrow$$

$$\leftarrow\cdots\times\left.\left[I-\frac{430}{I5\cdot I,6\ (28,4-I3,8)^2}\right]\right\}= 6,6 \text{ т/мин.}$$

Тогда в целом пропускная способность конвейера 4 маршрута № 2 составит:

$$Q_{4,2}=min\left\{Q^{п.с}_{4,2}, Q^{пр}_{4,2}\right\}=min\left\{5,2;\ 6,6\right\} = 5,2 \text{ т/мин.}$$

2.2. Определим пропускную способность конвейера 5 маршрута № 2.

Пропускную способность конвейера 5 исходя из приемной способности конвейеров маршрута № 2 определим по формуле (I4.20).

Приемная способность конвейера ЛП00 (см. табл. I4.3) $V^{(5)}_{п.с}$ = = II,2 м^3/мин.

Остальные величины, входящие в выражение (I4.20), аналогичны величинам, использованным в расчете приемной способности конвейера 4. Тогда

$$Q^{п.с}_{5,2}=\frac{I,09\cdot II,2-4,0}{I-4\cdot0}\left\{I-\sqrt{I-(I-4\cdot0)\left[I-\frac{4\cdot I,44}{(I,09\cdot II,2-4,0)^2}\right]}\right\}=$$

$$= 6,0 \text{ т/мин.}$$

Пропускная способность конвейера 5, рассчитываемая по паспортной производительности конвейеров маршрута № 2, определяется выражением (I4.2I).Паспортная производительность конвейера ЛП00 с углом установки 0^0, длиной става l_5 = I500 м и скоростью движения ленты $v_{л5}$ = I,6 м/с составляет P_5 = 530 т/ч.Тогда максимально допустимое количество угля на ставе конвейера 5

$$D_5 = \frac{P_5\cdot l_5}{3600\cdot I,6} = \frac{530\ I500}{3600\cdot I,6} = I40 \text{ т.}$$

Среднее количество угля на ставе конвейера 5, создаваемое углепотоком маршрута № I, составляет

$$\bar{D}_{5,1} = \frac{I}{60\cdot I,6}\ 4\cdot I500 = 62,5 \text{ т.}$$

Дисперсионный момент углепотока конвейера 5 маршрута № I составляет

$$b_{5,1} = 0,3^2\cdot4^2\cdot I500 = 2I60 \text{ т}^2\text{м/мин}^2.$$

Пропускная способность конвейера 5 исходя из производительности конвейеров маршрута № 2 составит

$$Q_{5,2}^{пр} = \frac{140-62,5}{\frac{1500}{60\cdot1,6} - 4,0}\left\{1 - \sqrt{1 - (1-612\,\frac{0\cdot1,6}{1500}} \times \right.$$

$$\left. \times \left[1 - \frac{2160}{15\cdot1,6(140-62,5)2}\right]\right\} = 5,9 \text{ т/мин.}$$

Тогда пропускная способность конвейера 5 маршрута № 2 составит

$$Q_{5,2} = min\left\{Q_{5,2}^{пс},\ Q_{5,2}^{пр}\right\} = min\left\{6,0;\ 5,9\right\} = 5,9 \text{ т/мин.}$$

2.3. Расчетный участок сборной конвейерной линии маршрута № 2 углепотока из участкового бункера в соответствии с указаниями раздела 14.1.7 заканчивается перед капитальным бункером (см. рис. 14.7). В связи с этим пропускная способность этого участка определяется пропускной способностью конвейеров 4 и 5. Тогда

$$Q_2 = min\left\{Q_{5,2},\ Q_{4,2}\right\} = min\left\{5,9;\ 5,15\right\} = 5,15 \text{ т/мин.}$$

2.4. Принимаем производительность разгрузки участкового бункера равной пропускной способности сборной конвейерной линии маршрута углепотока из бункера. Тогда

$$a_p^{у.б} = Q_2 = 5,2 \text{ т/мин.}$$

2.5. Коэффициент резерва производительности разгрузки бункера

$$K_p^{у.б} = \frac{a_p^{у.б}}{q} = \frac{5,2}{5,2} = 1,0.$$

Отношение $\frac{M_{у.б}}{q} = \frac{100}{5,2} = 9,6$ мин.

При $K_p^{у.б} = 1,0$ и $\frac{M_{у.б}}{q} = 9,6$, согласно рис. 14.6, коэффициент готовности $\mu_{у.б}$ равен 0,92.

3. Суммарная длительность технологических перерывов (см. раздел 14.1.7) определяется по формуле

$$T_{техн} = (t_{всп} + t_{обм})\ell_л + t_{взр} + \theta_{зач} + \theta_{пор} + t_{пр} + t_{пос} + max\left\{\theta_{к.о}, \theta_{о.кр}\right\}.$$

Уголь транспортируется конвейерами до ствола, поэтому $t_{обм} = 0$. Выемка угля производится без ниш, поэтому $t_{взр}$ равняется нулю, $\theta_{зач}$ и $\theta_{пор}$ также равны нулю.

Работы ведутся не в особо сложных или изменяющихся горно-геологических условиях, следовательно, $t_{пр} = 0$.

В связи с тем, что в лаве применяется механизированная крепь, дополнительное время на переноску посадочных стоек $t_{пос} = 0$.

В соответствии с рекомендациями раздела 14.1.7, для данных условий среднее время выполнения концевых операций $\theta_{к.о}$ принимаем равным 26 мин. Продолжительность ожидания окончания крепления меньше 26 мин. Тогда

$$T_{техн} = 26 \text{ мин.}$$

4. Коэффициент готовности комбайна и скребкового конвейера определяется по табл. 14.14.

По условию при выемке пласта одновременно производится разрушение породного прослойка мощностью более 10% мощности пласта. В связи с этим коэффициент готовности комбайна определяется выражением

$$\mu_к = 0,9\mu_к^*.$$

Согласно табл. 14.4, коэффициент готовности комбайна 1ПК68 $\mu_к^*$ в среднем по отрасли равен 0,87. Тогда

$$\mu_к = 0,9\cdot0,87 = 0,78.$$

5. По условию срок службы крепи составляет 18 месяцев, что превышает 15 месяцев. Поэтому коэффициент готовности крепи, в соответствии с табл. 14.14, определяется выражением

$$\mu_{кр} = 0,9\mu_{кр}^* .$$

Согласно табл. 14.8, коэффициент готовности крепи М87Э $\mu_{кр}^*$ в среднем по отрасли равен 0,94;

$$\mu_{кр} = 0,9\cdot0,94 = 0,85.$$

6. По условию скребковый конвейер работает в сухой лаве со спокойной гипсометрией. Конвейером доставлено с начала эксплуатации 50 тыс.т угля, что меньше 120 тыс.т. В связи с этим, в соответствии с табл. 14.14, его коэффициент готовности определяется выражением

$$\mu_{с.к} = \frac{1}{1 + 0,6\,(\frac{1}{\mu_{с.к}^*} - 1)}.$$

Согласно табл. 14.2, коэффициент готовности конвейера СП87П $\mu_{с.к}^*$ в среднем по отрасли равен 0,94. Тогда

$$\mu_{с.к} = \frac{1}{1 + 0,6(\frac{1}{0,94} - 1)} = 0,96.$$

7. Коэффициент готовности участковой транспортной цепи, состоящей из одного скребкового конвейера в лаве и двух ленточных конвейеров на штреке, равен

$$\mu_{ку} = \frac{1}{1 + (\frac{1}{0,96} - 1) + 2\,(\frac{1}{0,95} - 1)} = 0,87.$$

8. В системе общешахтного транспорта применяются конвейеры, поэтому $\mu_{в.п} = 1$ и $\mu_{п.п} = 1$.

9. В связи с тем, что шахта относится к I категории по газу, $\mu_{пр} = 1$.

10. Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов равен

$$\mu_I = \frac{1}{1 + \frac{5,2\ 26}{1,6 \cdot 1,63 \cdot 0,63 \cdot 180} + (\frac{1}{0,78} 1) + (\frac{1}{0,85} 1) + (\frac{1}{0,87} 1) + \cdots \rightarrow}$$

$$\cdots \rightarrow \frac{1}{+ (\frac{1}{0,80} - 1) + (\frac{1}{1} - 1) + (\frac{1}{1} - 1) + (\frac{1}{1} - 1)} = 0,43.$$

11. Коэффициент готовности по группе параллельных перерывов μ_{II}.

1. Определение коэффициентов готовности сопряжений.

При кровле средней устойчивости коэффициент готовности эталонного сопряжения $\mu_{с.э}$, в соответствии с табл. 14.16, принимается равным 0,98.

Произведем расчет коэффициентов готовности сопряжений с учетом осложняющих поддержание технологических факторов.

По условию при поддержании сопряжения очистного забоя с транспортной выработкой имеют место осложняющие факторы (см. номера 1 и 2 в табл. 14.17). Тогда в соответствии с формулой (14.30)

$$\mu_{с.к} = 0,98\ [1 - (1 - 0,98)\ (1,2 + 1,2)] = 0,935.$$

При поддержании сопряжения с вентиляционной выработкой осложняющими являются факторы с номерами 1, 2, 3.

Коэффициент готовности равен

$$\mu_{с.б} = 0,98\ [1 - (1 - 0,98)\ (1,2+1,2+1,2)] = 0,91.$$

2. Определение коэффициента готовности по фактору "переполнение капитального бункера".

Предварительно определим пропускную способность подбункерной конвейерной линии в соответствии с методом, изложенным в разделе 14.1.4.

На подбункерную линию поступает углепоток только из капитального бункера. Поэтому маршрут данного углепотока имеет номер 1.

Пропускная способность конвейера 6 исходя из его приемной способности составляет

$$Q^{п.с}_{б,1} = \gamma_н \cdot V^{п.с}_б = 1,09 \cdot 11,2 = 12,2 \text{ т/мин}.$$

Паспортная производительность конвейера 1ЛЛ00 с углом установки 0^0, длиной става $l_б = 1500$ м и скоростью движения ленты $v_{п.в} = 1,6$ м/с составляет $P_ч = 530$ т/ч. Тогда пропускная способность конвейера 6, рассчитанная по его производительности, в соответствии с формулой (14.19) равна

$$Q^{пр}_{б,1} = \frac{530}{60\ (1+4,66)\sqrt{\frac{1,6}{1500}}} = \frac{530}{60 \cdot 1,15} = 7,7 \text{ т/мин}.$$

Пропускная способность подбункерной линии

$$Q_{п.б.л} = Q_{б,1} = Q_б = min\ (12,2;\ 7,7) = 7,7 \text{ т/мин}.$$

Производительность питателя бункера $V_п$ принимаем равной 7,7 т/мин.

Коэффициент резерва производительности разгрузки бункера равен

$$K^{к.б}_р = \frac{7,7}{4,0 \cdot 0,3 + 5,2 \cdot 0,43} = 2,24.$$

Вместимость капитального бункера

$$\gamma_н M_{к.б} = 1,09 \cdot 300 = 327 \text{ т}.$$

В соответствии с рис. 14.9, коэффициент готовности по фактору "переполнение капитального бункера" $\mu_{к.б}$ равен единице.

3. Определение коэффициента готовности по фактору "отказы на сборных конвейерных линиях".

В связи с наличием капитального бункера необходимо произвести расчет надежности надбункерной и подбункерной транспортных линий. Надбункерная сборная конвейерная линия состоит из двух конвейеров: 1ЛУ100 в наклонной транспортной выработке и 1ЛЛ00 в магистральной выработке.

Подбункерная линия состоит из одного конвейера. Коэффициент готовности каждого конвейера составляет 0,98.

Для сквозного бункера, согласно формуле (I4.32), получим

$$\mu_{с.б} = 0{,}96.$$

Коэффициент готовности по группе параллельных перерывов равен

$$\mu_{II} = (0{,}88 - \frac{20}{360})\ 0{,}965 \cdot 0{,}90 \cdot 0{,}87 \cdot 0{,}96 \cdot I{,}0 = 0{,}6.$$

IУ. Определение коэффициента машинного времени.

При $\mu_I = 0{,}43$ и $\mu_{II} = 0{,}60$ коэффициент машинного времени $K_м$, в соответствии с рис. I4.5, составит 0,33.

Среднесменная нагрузка на очистной забой при неустойчивой кровле определяется как

$$A_{см} = 360\ min\ (5{,}2 \cdot 0{,}33;\ I{,}6 \cdot I{,}63 \cdot 0{,}94 \cdot 2{,}55) =$$
$$= 360\ min\ (I{,}72;\ 3{,}96) = 620.$$

У. Среднесуточная нагрузка на очистной забой составит:

$$A_{сут} = 620 \cdot 3 \cdot I{,}0 = I860\ т/сут.$$

I4.2. Расчет нагрузки на очистной забой при работе двух комбайнов на одну конвейерную линию

Среднесменная нагрузка на очистной забой при работе двух комбайнов на одну конвейерную линию при устойчивой и средней устойчивости кровле очистного забоя вне зависимости от организации крепления за комбайнами, а также при неустойчивой кровле в случае применения поточно-паевой организации труда, исключающей передвижение рабочих по креплению за комбайном, определяется по формуле

$$A_{см} = T_{см}\ min\ (K_м q,\ 2m\gamma_1 K_т c v_{кр} \mu_{кр}), \qquad (I4.33)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены по добыче угля в сутки, мин;

$K_м$ – коэффициент машинного времени работы комбайна (без учета простоев из-за невозможности начать новый цикл, пока другой комбайн не закончит выемку угля на своем участке);

q – средний минутный углепоток из очистного забоя, т/мин.

Коэффициент машинного времени работы комбайна $K_м$ определяется по графику, изображенному на рис.I4.5; при этом коэффициент готовности по группе параллельных перерывов μ_{II} определяется так же, как и при однокомбайновой выемке (см. раздел I4.I.9).

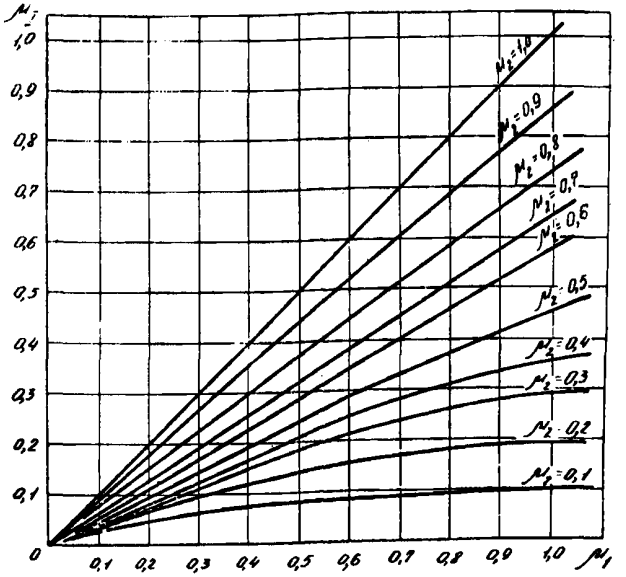


Рис. I4.II. Графики зависимости коэффициента готовности по группе последовательных перерывов μ_I от μ_1 и μ_2 при неустойчивых кровлях

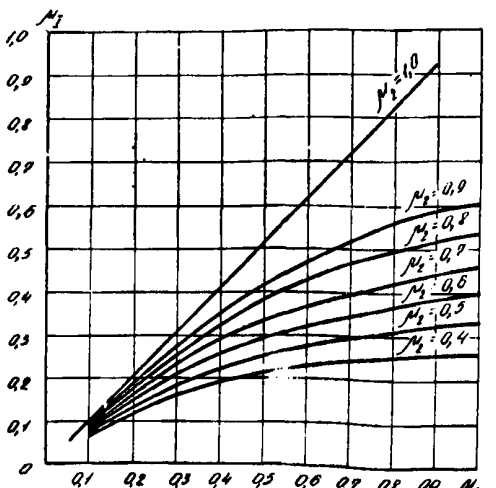


Рис. I4.I2. Графики зависимости коэффициента готовности по группе последовательных перерывов μ_I от μ_1 и μ_2 при устойчивых и средней устойчивости кровлях

Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов μ_I определяется по графикам зависимости его от устойчивости кровли и коэффициентов готовности μ_1 и μ_2 (рис. I4.II и I4.I2).

При неустойчивых кровлях очистного забоя и креплении с передвижением рабочих за комбайнами среднесменная нагрузка на очистной забой определяется выражением

$$A_{см} = T_{см}\, K_м\, q\,. \qquad (I4.34)$$

Коэффициент готовности процесса выемки угля первым комбайном μ_1 определяется по формуле

$$\mu_1 = \frac{1}{1 + \frac{q_1}{m\gamma\tau} T_{техн} + \left(\frac{1}{\mu_к} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{п.кр}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{пр}} - 1\right)}\,. \qquad (I4.35)$$

Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов технологических звеньев, общих для обоих комбайнов, μ_2 находится по формуле

$$\mu_2 = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{\mu_{кр}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{ку}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{у.б}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{а.п}} - 1\right)}\,. \qquad (I4.36)$$

Величины, входящие в выражения (I4.34) и (I4.35), определяются так же, как и при однокомбайновой выемке (см. разделы I4.I.7 и I4.I.8).

Средний минутный углепоток из очистного забоя q (т/мин) определяется по формуле

$$q = \frac{1}{\frac{\Delta_1}{q_1} + \left(\frac{1-\Delta_1}{q_2} - \frac{\Delta_1}{q_1}\right)\varphi}\,, \qquad (I4.37)$$

где Δ_1 – доля длины лавы, обрабатываемая первым комбайном, работающим со стороны разгрузочного конца конвейера в лаве;

q_1 – средняя производительность первого комбайна, т/мин;

$$q_1 = \frac{q_1^{(1)} K_м'' + q_0^{(1)}(K_м - K_м'')}{K_м}\,, \qquad (I4.38)$$

$q_1^{(1)}$ – производительность первого комбайна при работающем втором, т/мин;

$q_0^{(1)}$ – производительность первого комбайна при неработающем втором, т/мин;

$K_м''$ – доля машинного времени смены, когда оба комбайна ведут одновременно выемку угля; определяется по графикам зависимости от коэффициента готовности по группе параллельных перерывов μ_{II} и коэффициента готовности процесса выемки угля двумя комбайнами по группе последовательных перерывов μ_I^* (см. рис. I4.5);

при неустойчивых кровлях
$$\mu_I^* = \frac{\mu_I}{1+\psi}\,;\quad \psi = \frac{\frac{1}{\mu_2} - 1}{\frac{0{,}2}{\mu_1} - 0{,}8}\,; \qquad (I4.39)$$

при устойчивых и средней устойчивости кровлях
$$\psi = \frac{1}{1 + 0{,}5\,\frac{\frac{1}{\mu_1} - 1}{\frac{1}{\mu_2} - 1}}\,, \qquad (I4.40)$$

q_2 – производительность второго комбайна, т/мин;

φ – коэффициент увеличения длительности цикла в лаве из-за неодновременности окончания циклов выемки каждым комбайном; определяется по графику зависимости от коэффициента вариации времени задержки из-за неодновременности окончания циклов выемки каждого комбайна $K_{v.ц}$ (рис. I4.I3).

Коэффициент вариации определяется по формуле

$$K_{v.ц} = \frac{K_м \sqrt{2\,\frac{\theta_0}{A_п}\left(\frac{1}{K_м} - 1\right)\left(\frac{1-\Delta_1}{q_2} + \frac{\Delta_1}{q_1}\right)}}{\frac{1-\Delta_1}{q_2} - \frac{\Delta_1}{q_1}}\,, \qquad (I4.41)$$

где θ_0 – средняя продолжительность одного простоя комбайна; принимается равной I5 мин;

$A_п$ – добыча угля с одной полосы, т;

$$A_п = m\gamma_т K_т \ell_л\,. \qquad (I4.42)$$

Значения производительности комбайнов $q_1^{(1)}$, $q_0^{(1)}$ и q_2 определяются так же, как и при работе одного комбайна. Разница состоит только в расчете производительности комбайнов по средствам доставки (соответственно $Q_{g1}^{(1)}$, $Q_{g0}^{(1)}$, $Q_g^{(2)}$):

при расчете q_2

$$Q_g^{(2)} = min\left\{3600\gamma_н v_{ц.к}\left[6h-(h-a)^2\right];\ Q_g\right\}; \qquad (I4.43)$$

при расчете $q_o^{(1)}$

$$Q_{g.o}^{(1)} = Q_g$$

(определение Q_g см. в разделе I4.I.I);

при расчете $q_1^{(1)}$

$$Q_{g.1}^{(1)} = max\left\{0, Q_{g.o}^{(1)} - 78\ q_2\right\}, \qquad (I4.44)$$

где $v_{ц.к}$ - скорость движения цепей конвейера лавы, м/с;

$\gamma_н$ - насыпная плотность угля, т/м^3;

$$h = min\left(h_{кл}, \frac{b}{2}\right), \qquad (I4.45)$$

$h_{кл}$ - клиренс комбайна, м.

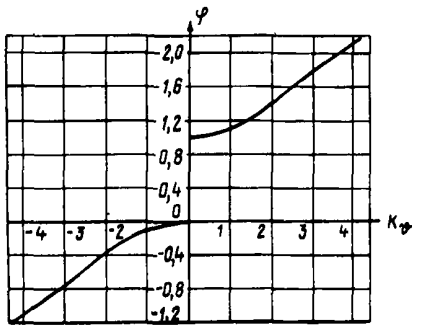


Рис. I4.I3. График для определения зависимости φ от коэффициента вариации времени задержки из-за неодновременности окончания циклов выемки каждого комбайна K_v

Геометрические размеры a, b и $h_{кл}$ определяются согласно технической характеристике оборудования в соответствии с рис. I4.I4.

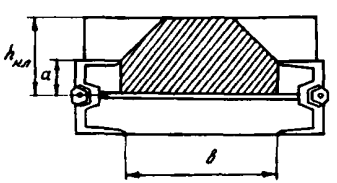


Рис. I4.I4. Пояснительная схема к расчету производительности второго комбайна по клиренсу первого

I4.3. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный струговой установкой

Среднесменная нагрузка на очистной забой, оборудованный струговой установкой, определяется по формуле

$$A_{см} = T_{см}\, q\, K_м, \qquad (I4.46)$$

где $T_{см}$ - длительность рабочей смены, мин;

q - производительность струговой установки, т/мин (определение q см. в разделе I4.3.I);

$K_м$ - сменный коэффициент машинного времени (определение $K_м$ см. в разделе I4.3.I0).

I4.3.I. Определение производительности струговой установки

При челноковой работе струга в режимах $v_c < v_к$ и $2\,v_к < v_c \leq 3\,v_к$ ($v_c \cong 3\,v_к$), где v_c - скорость движения струга, а $v_к$ - скорость движения скребковой цепи конвейера, производительность струговой установки определяется по формуле

$$q = 60\, m\, \gamma\, h\, v_c, \qquad (I4.47)$$

где m - вынимаемая мощность пласта, м;

γ - плотность горной массы вынимаемого пласта в массиве, т/м^3; для действующих очистных забоев принимается согласно данным ОТК шахты; при подготовке новых забоев и при проектировании определяется как средневзвешенная по вынимаемой мощности пласта;

h - толщина стружки, м.

Таблица I4.I8

Струговая установка	v_c, м/с	$v_к$, м/с
УСТ2А	0,48	0,88
IУСБ67	0,65	I,I2
УСВ	0,92	I,00
С075	0,77	I,22
СН75	0,77	I,22
УСТ2М	0,62	I,08

Струговые установки, работающие в режимах $v_c < v_к$ и $v_c \cong 3\,v_к$, а также значения их v_c и $v_к$ указаны в табл. I4.I8 и I4.I9.

При челноковой работе струга в режиме $v_к \le v_c < 2v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера производительность струговой установки определяется по формуле

$$q = 60 m \gamma v_c^{ср}, \qquad (I4.48)$$

где $v_c^{ср}$ – средняя скорость челнокового хода струга, м/с; с учетом паузы перед реверсом $v_c^{ср} = v_к$.

Таблица I4.I9

Струговая установка	v_c, м/с	$v_к$, м/с
УСВ	I,5I	0,53
С075	I,52	0,62
СН75	I,52	0,62
УСТ2М	I,48	0,54

Продолжительность паузы $t_п$ для частичной разгрузки конвейера перед реверсом струга определяется по формуле

$$t_п = \frac{l_л (v_c - v_к)}{n_у v_c v_к},$$

где $l_л$ – длина лавы, м;

$n_у$ – число участков забоя, последовательно обрабатываемых стругом; при работе струга по всей длине забоя $n_у = I$.

Струговые установки, работающие в этом режиме, и значения их v_c и $v_к$ указаны в табл. I4.20.

Таблица I4.20

Струговая установка	v_c, м/с	$v_к$, м/с
УСВ	I,5I	I,00
С075	I,52	I,22
СН75	I,52	I,22
УСТ2М	I,48	I,08

При односторонней работе струга формулы (I4.47) и (I4.48) принимают следующий вид:

$$q = 30 m \gamma h v_c \quad \text{и} \quad q = 30 m \gamma h v_c^{ср}.$$

При определении производительности струговой установки в конкретных условиях толщина стружки h, а также соответствующие ей высота струга и режим работы системы струг – конвейер определяются по формулам, приведенным в разделах I4.3.4–I4.3.9. Оптимальное значение толщины стружки h выбирается из числа возможных значений, рассчитанных по сопротивляемости пласта резанию h_c и приемной способности конвейера $h_к$. Первая (минимальная) высота струга обозначается H_c', вторая и третья соответственно H_c'' и H_c'''. Соответственно высоте струга толщина стружки, рассчитанная по сопротивляемости пласта резанию, обозначается h_c', h_c'' и h_c'''. Формулы для расчета возможных величин толщины стружки по сопротивляемости пласта резанию h_c и приемной способности конвейера $h_к$ приведены в разделах I4.3.2 и I4.3.3.

I4.3.2. Определение толщины стружки по сопротивляемости пласта резанию

Толщина стружки h_c определяется по эмпирической формуле ШахтНИУИ

$$h_c = \frac{1}{100}\left(a_1 - a_2 A_p - a_3 H_c\right), \qquad (I4.49)$$

где a_1, a_2, a_3 – коэффициенты, приведенные в табл. I4.2I;

A_p – сопротивляемость пласта резанию, кгс/см;

H_c – высота струга, м.

Таблица I4.2I

Струговая установка	Значения коэффициентов		
	a_1	a_2	a_3
УСТ2А	II,2	0,033	6,80
IУСБ67	I3,2	0,030	7,00
УСВ	I4,4	0,024	8,I0
С075; УСТ2М	I3,0x)	0,02Ix)	6,93x)
СН75	I3,3	0,023	5,62

x) Указанные коэффициенты a_1, a_2, a_3 для струговой установки УСТ2М приняты ориентировочно.

Формула (I4.49) при указанных в табл. I4.2I коэффициентах a_1, a_2, a_3 позволяет при любой высоте струга и сопротивляемости пласта резанию определить оптимальное значение толщины стружки h_c, удовлетворяющее требованиям устойчивости струга и его базы, а также нагрузки на привод, не превышающей установочную.

Значения высоты струга, вынимаемой мощности пласта и высоты линейной части струговой установки от почвы до верхнего края борта конвейера приведены в табл. I4.22.

Таблица I4.22

Струговая установка	Вынимаемая мощность пласта m, м	Высота линейной части струговой установки $H_Б$, м	Высота струга, м		
			H_c'	H_c''	H_c'''
УСТ2А	0,55-I,00	0,400	0,365	0,465	-
УСТ2М	0,55-I,00	0,400	0,330	0,4I0	0,490
IУСБ67	0,90-2,00	0,535	0,600	-	-
УСВ	0,80-I,95	0,620	0,665	0,835	I,005
СО75	0,60-0,85	0,400	0,4I0	0,490	-
	0,85-I,50	0,560	0,4I0	0,490	0,570
СН75	0,65-0,85	0,400	0,570	0,6I5	-
	0,85-I,50	0,560	0,570	0,6I5	0,660

I4.3.3. Определение толщины стружки по приемной способности конвейера

При определении толщины стружки по приемной способности конвейера струговой установки $h_к$ в расчет принимаются возможная площадь поперечного сечения потока доставляемого угля $S_к$, скорость движения струга и скребковой цепи конвейера и режим работы струга.

Площадь поперечного сечения потока угля, доставляемого конвейером струговой установки, $S_к$ зависит от размеров рабочего желоба конвейера и погрузочной способности струга. Расчет производится по схеме, принятой в РТМ I2.47.003-74 ("Машины очистные. Струговые установки. Расчет параметров системы струг - конвейер. Методика". М., Минуглепром СССР, I974).

Значения $S_к$ различных струговых установок, соответствующие указанным в табл.I4.22 значениям H_c и $H_Б$, приведены в табл.I4.23.

При челноковой работе струга в режиме $v_c < v_к$ определение $h_к$ производится по формуле

$$h_к = 0{,}5\left(h_{к.в} + h_{к.п}\right), \qquad (I4.50)$$

где $h_{к.в}$ - толщина стружки, рассчитанная по приемной способности конвейера при встречном ходе струга, м;

$$h_{к.в} = \frac{S_к\left(v_к + v_c\right)}{m\,\psi\,v_c}, \qquad (I4.5I)$$

ψ - коэффициент разрыхления вынимаемого пласта;

$$\psi = \frac{\gamma}{\gamma_н},$$

$\gamma_н$ - насыпная плотность горной массы, т/м^3;

$h_{к.п}$ - толщина стружки, рассчитанная по приемной способности конвейера при попутном ходе струга, м;

$$h_{к.п} = \frac{S_к\left(v_к - v_c\right)}{m\,\psi\,v_c}. \qquad (I4.52)$$

При односторонней работе струга в режиме $v_c < v_к$ $h_к$ равно $h_{к.в}$.

Обозначения величин $h_к$, рассчитываемых по формуле (I4.50) при работе струга в режиме $v_c < v_к$, и соответствующие им обозначения и численные значения величин $S_к$ приведены в табл. I4.23. Значения v_c и $v_к$ для этого расчета берутся из табл. I4.I8.

При челноковой работе струга в режиме $v_c \simeq 3\,v_к$ определение $h_к$ производится по формуле

$$h_к = \frac{S_к\left(v_c^2 - v_к^2\right)}{m\,\psi\,v_c\left(3v_c - v_к\right)}. \qquad (I4.53)$$

При односторонней работе струга в режиме $v_c \simeq 3\,v_к$ формула (I4.53) принимает вид

$$h_к = \frac{2S_к\left(v_c^2 - v_к^2\right)}{m\,\psi\,v_c\left(3v_c - v_к\right)}.$$

Обозначения величин $h_к$, рассчитываемых по формуле (I4.53), и соответствующие им обозначения и численные значения величин $S_к$ приведены в табл. I4.23. Значения v_c и $v_к$ для этого расчета берутся из табл. I4.I9.

При челноковой работе струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера $h_к$ определяется по формуле (I4.50). Входящая в нее величина $h_{к.в}$ определяется по формуле (I4.5I), а $h_{к.п}$ - по формуле

$$h_{к.п} = \frac{S_к\left(v_c - v_к\right)}{m\,\psi\,v_c}. \qquad (I4.54)$$

При односторонней работе струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом $h_к$ равно $h_{к.в}$.

Таблица I4.23

Струговая установка	Высота струга		Высота линейной части струговой установки		Площадь загрузочного сечения конвейера		Обозначения рассчитываемых величин при работе струга в режиме				
							$v_c < v_к$		$v_c \approx v_к$	$v_к \leq v_c < 2v_к$	
	обозначение	величина, м	обозначение	величина, м	обозначение	величина, $м^2$	при встречном ходе	при попутном ходе		при встречном ходе	при попутном ходе
УСТ2А	H_c'	0,365	$H_б'$	0,400	$S_к'$	0,070	$h_{к.в}'$	$h_{к.п}'$	–	–	–
	H_c''	0,465	$H_б''$	0,400	$S_к''$	0,100	$h_{к.в}''$	$h_{к.п}''$	–	–	–
УСТ2М	H_c'	0,330	$H_б'$	0,400	$S_к'$	0,060	$h_{к.в}'$	$h_{к.п}'$	$h_к'$	$h_{к.в}'$	$h_{к.п}'$
	H_c''	0,410	$H_б''$	0,400	$S_к''$	0,085	$h_{к.в}''$	$h_{к.п}''$	$h_к''$	$h_{к.в}''$	$h_{к.п}''$
	H_c'''	0,490	$H_б'$	0,400	$S_к'''$	0,100	$h_{к.в}'''$	$h_{к.п}'''$	$h_к'''$	$h_{к.в}'''$	$h_{к.п}'''$
УСБ67		0,600	$H_б'$	0,535	$S_к'$	0,200	$h_{к.в}'$	$h_{к.п}'$	–	–	–
УСВ	H_c'	0,665	$H_б'$	0,620	$S_к'$	0,150	$h_{к.в}'$	$h_{к.п}'$	$h_к'$	$h_{к.в}'$	$h_{к.п}'$
	H_c''	0,835	$H_б''$	0,620	$S_к''$	0,210	$h_{к.в}''$	$h_{к.п}''$	$h_к''$	$h_{к.в}''$	$h_{к.п}''$
	H_c'''	1,005	$H_б'$	0,620	$S_к'''$	0,250	$h_{к.в}'''$	$h_{к.п}'''$	$h_к'''$	$h_{к.в}'''$	$h_{к.п}'''$
С075	H_c'	0,410	$H_б'$	0,400	$S_к^{o'}$	0,100	$h_{к.в}^{o'}$	$h_{к.п}^{o'}$	$h_к^{o'}$	$h_{к.в}^{o'}$	$h_{к.п}^{o'}$
	H_c''	0,490	$H_б''$	0,400	$S_к^{o''}$	0,115	$h_{к.в}^{o''}$	$h_{к.п}^{o''}$	$h_к^{o''}$	$h_{к.в}^{o''}$	$h_{к.п}^{o''}$
	H_c'	0,410	$H_б''$	0,560	$S_к'$	0,110	$h_{к.в}'$	$h_{к.п}'$	$h_к'$	$h_{к.в}'$	$h_{к.п}'$
	H_c''	0,490	$H_б''$	0,560	$S_к''$	0,150	$h_{к.в}''$	$h_{к.п}''$	$h_к''$	$h_{к.в}''$	$h_{к.п}''$
	H_c'''	0,570	$H_б''$	0,560	$S_к'''$	0,195	$h_{к.в}'''$	$h_{к.п}'''$	$h_к'''$	$h_{к.в}'''$	$h_{к.п}'''$
СН75	H_c'	0,570	$H_б'$	0,400	$S_к^{o'}$	0,115	$h_{к.в}^{o'}$	$h_{к.п}^{o'}$	$h_к^{o'}$	$h_{к.в}^{o'}$	$h_{к.п}^{o'}$
	H_c''	0,615	$H_б'$	0,400	$S_к^{o''}$	0,120	$h_{к.в}^{o''}$	$h_{к.п}^{o''}$	$h_к^{o''}$	$h_{к.в}^{o''}$	$h_{к.п}^{o''}$
	H_c'	0,570	$H_б''$	0,560	$S_к'$	0,160	$h_{к.в}'$	$h_{к.п}'$	$h_к'$	$h_{к.в}'$	$h_{к.п}'$
	H_c''	0,615	$H_б''$	0,560	$S_к''$	0,180	$h_{к.в}''$	$h_{к.п}''$	$h_к''$	$h_{к.в}''$	$h_{к.п}''$
	H_c'''	0,660	$H_б''$	0,560	$S_к'''$	0,210	$h_{к.в}'''$	$h_{к.п}'''$	$h_к'''$	$h_{к.в}'''$	$h_{к.п}'''$

Обозначения величин $h_к$, рассчитанных по формуле (I4.50) при работе струга в режиме $v_к \le v_c < 2v_к$ с паузами перед реверсом, и соответствующие им обозначения и численные значения величин $S_к$ приведены в табл. I4.23. Значения v_c и $v_к$ для этого расчета берутся из табл. I4.20.

I4.3.4. Определение толщины стружки для расчета производительности струговой установки УСТ2А при $v_c < v_к$

При челноковой работе струга толщина стружки h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h'_c, \text{если } \varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5(h'_{к.в} + h'_{к.п}); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'^{*}_н}(h'_{к.в} + h'_{к.п}), \text{если } H''_c \ge (m - 0{,}2) \text{ и } \varphi'^{*}_н h'_c > 0{,}5(h'_{к.в} + h'_{к.п}); \\ h''_c, \text{если } H''_c < (m - 0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c \le 0{,}5(h''_{к.в} + h''_{к.п}); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi''^{*}_н}(h''_{к.в} + h'_{к.п}), \text{если } H''_c < (m - 0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c > 0{,}5(h''_{к.в} + h''_{к.п}). \end{cases}$$

В этой формуле $\varphi_н$ – коэффициент неравномерности отделения угля от забоя при работе струга; обозначается соответственно высоте струга: $\varphi'_н$ при H'_c, $\varphi''_н$ при H''_c и т.д.; определяется по формуле

$$\varphi_н = 1 + \frac{(m - H_c)k_р}{m}, \qquad (I4.55)$$

где $k_р$ – коэффициент, учитывающий влияние режима работы струга; для режимов $v_c < v_к$ и $v_к \le v_c < 2v_к$ с паузой перед реверсом $k_р = 1$ и $\varphi_н$ обозначается $\varphi'^{*}_н$, $\varphi''^{*}_н$ и $\varphi'''^{*}_н$; для режима $v_c \simeq 3v_к$ $k_р = 0{,}66$ и $\varphi_н$ обозначается $\varphi'_н$, $\varphi''_н$ и $\varphi'''_н$.

При односторонней работе струга $h'_{к.п}$ и $h''_{к.п}$ принимаются равными соответственно $h'_{к.в}$ и $h''_{к.в}$.

Производительность струговой установки q при челноковой работе струга рассчитывается по формуле (I4.47).

I4.3.5. Определение толщины стружки для расчета производительности струговой установки 1УСБ67 при $v_c < v_к$

При челноковой работе струга толщина стружки h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h'_c, \text{ если } \varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5(h'_{к.в} + h'_{к.п}); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'^{*}_н}(h'_{к.в} + h'_{к.п}), \text{ если } \varphi'^{*}_н h'_c > 0{,}5(h'_{к.в} + h'_{к.п}). \end{cases}$$

При односторонней работе струга $h'_{к.п}$ принимается равным $h'_{к.в}$.

Производительность струговой установки q при челноковой работе струга рассчитывается по формуле (I4.47).

I4.3.6. Определение толщины стружки для расчета производительности струговых установок СО75 и СН75 при вынимаемой мощности пласта $m \le 0{,}85$ м и $v_c < v_к$

При челноковой работе струга, $m \le 0{,}85$ м и $v_c < v_к$ толщина стружки h струговых установок СО75 и СН75 определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h'_c, \text{ если } \varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5(h^{o'}_{к.в} + h^{o'}_{к.п}); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'^{*}_н}(h^{o'}_{к.в} + h^{o'}_{к.п}), \text{если } H''_c \ge (m - 0{,}2) \text{ и } \varphi'^{*}_н h'_c > 0{,}5(h^{o'}_{к.в} + h^{o'}_{к.п}); \\ h''_c, \text{ если } H''_c < (m - 0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c \le 0{,}5(h^{o''}_{к.в} + h^{o''}_{к.п}); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi''^{*}_н}(h^{o''}_{к.в} + h^{o''}_{к.п}), \text{если } H''_c < (m - 0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c > 0{,}5(h^{o''}_{к.в} + h^{o''}_{к.п}). \end{cases} \qquad (I4.56)$$

При односторонней работе струга $h^{o'}_{к.п}$ и $h^{o''}_{к.п}$ принимаются равными соответственно $h^{o'}_{к.в}$ и $h^{o''}_{к.в}$.

После определения h по формуле (I4.56) при $v_c < v_к$ и расчета производительности струговой установки q по формуле (I4.47) производится определение h, режима работы и производительности струговой установки q при $v_c > v_к$ согласно указаниям в разделе I4.3.9. Затем производительность струговой установки q, рассчитанная при $v_c > v_к$, сравнивается с производительностью q, рассчитанной при $v_c < v_к$. По бóльшему значению q устанавливаются оптимальные h, H_c и режим работы струговой установки.

I4.3.7. Определение толщины стружки для расчета производительности струговых установок УСВ, УСТ2М, СО75 и СН75 при $v_c < v_к$

Толщина стружки h при $v_c < v_к$ струговых установок УСВ и УСТ2М для всей области их применения по вынимаемой мощности пласта m и струговых установок СО75 и СН75 для области $m > 0{,}85$ м при челноковой работе струга определяется по формуле

$$h=\begin{cases} h'_c, \text{ если } \varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5\left(h'_{к.в}+h'_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'^{*}_н}\left(h'_{к.в}+h'_{к.п}\right), \text{если } H''_c \ge (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'^{*}_н h'_c > 0{,}5\left(h'_{к.в}+h'_{к.п}\right); \\ h''_c, \text{ если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c \le 0{,}5\left(h''_{к.в}+h''_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi''^{*}_н}\left(h''_{к.в}+h''_{к.п}\right), \text{если } H''_c < (m-0{,}2),\ H'''_c \ge (m-0{,}2) \\ \qquad \text{и } \varphi''^{*}_н h''_c > 0{,}5\left(h''_{к.в}+h''_{к.п}\right); \\ h'''_c, \text{ если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'''^{*}_н h'''_c \le 0{,}5\left(h'''_{к.в}+h'''_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'''^{*}_н}\left(h'''_{к.в}+h'''_{к.п}\right), \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'''^{*}_н h'''_c > 0{,}5\left(h'''_{к.в}+h'''_{к.п}\right). \end{cases} \qquad (I4.57)$$

Для определения h по формуле (I4.57) при односторонней работе струга $h'_{к.п}$, $h''_{к.п}$ и $h'''_{к.п}$ принимаются равными соответственно $h'_{к.в}$, $h''_{к.в}$ и $h'''_{к.в}$.

После определения h по формуле (I4.57) при $v_c < v_к$ и расчета производительности струговой установки q по формуле (I4.47) производится определение h, режима работы и производительности струговой установки q при $v_c > v_к$ согласно указаниям в разделе I4.3.8 при струговой установке УСВ или УСТ2М или разделе I4.3.9 при струговой установке СО75 и СН75. Затем производительность струговой установки q, рассчитанная при $v_c > v_к$, сравнивается с производительностью q, рассчитанной при $v_c < v_к$. По бóльшему значению q устанавливаются оптимальные h, H_c и режим работы струговой установки.

I4.3.8. Определение толщины стружки и режима работы для расчета производительности струговых установок УСВ и УСТ2М при $v_c > v_к$

Если $\varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5\left(h'_{к.в}+h'_{к.п}\right)$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_c \simeq 3\,v_к$, то расчетная толщина стружки h определяется по формуле

$$h=\begin{cases} h'_c, \text{если } \varphi'_н h'_c \le h'_к; \\ h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н}, \text{если } \varphi'_н h'_c > h'_к \text{ и } H''_c \ge (m-0{,}2), 0{,}66h'_c < h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н} \\ \qquad \text{или } H''_c < (m-0{,}2), \max(h''_c; 0{,}66h'_c) < h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н}; \\ h''_c, \text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''_н h''_c \le h''_к; \\ h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н}, \text{если } \varphi''_н h''_c > h''_к \text{ и } H''_c < (m-0{,}2), H'''_c \ge (m-0{,}2),\ 0{,}66h''_c < h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н} \\ \qquad \text{или } H''_c < (m-0{,}2), \max(h'''_c; 0{,}66h'_c) < h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н}; \\ h'''_c, \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'''_н h'''_c \le h'''_к; \\ h'''_к \dfrac{1}{\varphi'''_н} \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}66h'_c < h'''_к \dfrac{1}{\varphi'''_н} < h'''_c. \end{cases} \qquad (I4.58)$$

Если при односторонней работе струга $\varphi'^{*}_н h'_c \le h'_{к.в}$ и целесообразен режим $v_c \simeq 3\,v_к$, то h определяется по формуле (I4.58), так же как при челноковой работе струга.

Если $\varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5\left(h'_{к.в}+h'_{к.п}\right)$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера, то h определяется по формуле

$$h=\begin{cases} h'_c, \text{если } H''_c \ge (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}66h'_c \ge h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н}; \\ \text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } h''_c < h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н} \le 0{,}66h'_c \text{ или } h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н} < h''_c < 0{,}66h'_c; \\ \text{если } H''_c < (m-0{,}2),\ H'''_c \ge (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}66h'_c \ge h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н}; \\ \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } h'''_c < h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н} \le 0{,}66h'_c \text{ или } h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н} < h'''_c < 0{,}66h'_c; \\ \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}66h'_c \ge h'''_к \dfrac{1}{\varphi'''_н} > h'''_c \\ \qquad \text{или } 0{,}66h'_c \ge h'''_c > h'''_к \dfrac{1}{\varphi'''_н}, \\ \qquad \text{или } h'''_c > 0{,}66h'_c \ge h'''_к \dfrac{1}{\varphi'''_н}. \end{cases} \qquad (I4.59)$$

Если при односторонней работе струга $\varphi'^{*}_н h'_c \le h'_{к.в}$ и целесообразен режим $v_к \le v_c < 2\,v_к$, то h определяется по формуле (I4.59), так же как при челноковой работе струга.

Определение толщины стружки h и режима работы струговой установки по формулам (I4.58) и (I4.59) должно производиться в следующем порядке.

Если неравенству первой строки формулы (I4.58) величины h_c и $h_к$ не соответствуют, то проверяется, соответствуют ли они, а также величина H_c неравенствам второй строки этой формулы. Если да, то определение закончено. Если нет, то возможны два пути определения. Первый путь: если величины H_c, h_c и $h_к$ соответствуют только первому и второму неравенствам второй строки формулы (I4.58), то определение производится по неравенствам первой строки формулы (I4.59); второй: если несоответствие имеет место во втором неравенстве второй строки формулы (I4.58), то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ второму неравенству третьей строки формулы (I4.58). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ неравенствам второй строки формулы (I4.59). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ второму неравенству четвертой строки формулы (I4.58). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли они неравенствам пятой строки формулы (I4.58). Если да, то определение закончено. Если нет, то возмож-

ны два пути определения. Первый путь: если величины H_c, h_c и $h_к$ соответствуют только первому, второму и третьему неравенствам пятой строки формулы (I4.58), то определение производится по неравенствам третьей строки формулы (I4.59). Второй путь: если несоответствие имеет место в третьем неравенстве пятой строки формулы (I4.58), то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ второму неравенству шестой строки формулы (I4.58). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ неравенствам четвертой строки формулы (I4.59). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ второму неравенству седьмой строки формулы (I4.58). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли они второму неравенству восьмой строки формулы (I4.58). Если да, то определение закончено. Если нет, то определение производится по неравенствам пятой, шестой или седьмой строки формулы (I4.59).

Если $\varphi'^{*}_н h'_c > 0{,}5(h'_{к.в} + h'_{к.п})$, то целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера, и h определяется по формуле

$$h=\begin{cases} \frac{0{,}5}{\varphi'^{*}_н}(h'_{к.в}+h'_{к.п}), & \text{если } H''_c \ge (m-0{,}2);\\ h''_c, & \text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c \le 0{,}5(h''_{к.в}+h''_{к.п});\\ \frac{0{,}5}{\varphi''^{*}_н}(h''_{к.в}+h''_{к.п}), & \text{если } H''_c < (m-0{,}2), H'''_c \ge (m-0{,}2)\\ & \text{и } \varphi''^{*}_н h''_c > 0{,}5(h''_{к.в}+h''_{к.п});\\ h'''_c, & \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'''^{*}_н h'''_c \le 0{,}5(h'''_{к.в}+h'''_{к.п});\\ \frac{0{,}5}{\varphi'''^{*}_н}(h'''_{к.в}+h'''_{к.п}), & \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'''^{*}_н h'''_c > 0{,}5(h'''_{к.в}+h'''_{к.п}). \end{cases} \qquad (I4.60)$$

Если при односторонней работе струга $\varphi'^{*}_н h'_c > h'_{к.в}$, то целесообразен режим $v_к \le v_c < 2\,v_к$, и h определяется по формуле (I4.60), в которой $h'_{к.п}$, $h''_{к.п}$, $h'''_{к.п}$ принимаются равными соответственно $h'_{к.в}$, $h''_{к.в}$, $h'''_{к.в}$.

В формулах (I4.58) и (I4.59) коэффициент 0,66 дан для случая применения струговой установки УСВ. При эксплуатации струговой установки УСТ2М вместо коэффициента 0,66 принимается коэффициент 0,7I.

При челноковой работе струга h определяется по формуле (I4.58), при этом q рассчитывается по формуле (I4.47); при определении h по формуле (I4.59) или (I4.60) q рассчитывается по формуле (I4.48).

I4.3.9. Определение толщины стружки и режима работы для расчета производительности струговых установок С075 и СН75 при $v_c > v_к$

Если $m \le 0{,}85$ м, $\varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5(h^{o'}_{к.в} + h^{o'}_{к.п})$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_c \approx 3\,v_к$, то толщина стружки h определяется по формуле

$$h=\begin{cases} h'_c, \text{ если } \varphi'_н h'_c \le h^{o'}_к;\\ h^{o'}_к \frac{1}{\varphi'_н}, \text{ если } \varphi'_н h'_c > h^{o'}_к \text{ и } H''_c \ge (m-0{,}2), 0{,}8h'_c < h^{o'}_к \frac{1}{\varphi'_н}\\ \quad \text{или } H''_c < (m-0{,}2), \max(h''_c; 0{,}8h'_c) < h^{o'}_к \frac{1}{\varphi'_н};\\ h''_c, \text{ если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''_н h''_c \le h^{o''}_к,\\ h^{o''}_к \frac{1}{\varphi''_н}, \text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}8h'_c < h^{o''}_к \frac{1}{\varphi''_н} < h''_c. \end{cases} \qquad (I4.6I)$$

Если при односторонней работе струга $m \le 0{,}85$ м, $\varphi'^{*}_н h'_c \le h^{o'}_{к.в}$ и целесообразен режим $v_c \approx 3\,v_к$, то h определяется по формуле (I4.6I), так же как при челноковой работе струга.

Если $m \le 0{,}85$ м, $\varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5(h^{o'}_{к.в} + h^{o'}_{к.п})$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера, то h определяется по формуле

$h = h'_c$, если $H''_c \ge (m-0{,}2)$ и $0{,}8h'_c \ge h^{o'}_к \frac{1}{\varphi'_н}$; (I4.62)

если $H''_c < (m-0{,}2)$ и $h''_c < h^{o'}_к \frac{1}{\varphi'_н} \le 0{,}8h'_c$ или $h^{o'}_к \frac{1}{\varphi'_н} < h''_c < 0{,}8h'_c$;

если $H''_c < (m-0{,}2)$ и $0{,}8h'_c \ge h^{o''}_к \frac{1}{\varphi''_н} > h''_c$

или $0{,}8h'_c \ge h''_c > h^{o''}_к \frac{1}{\varphi''_н}$,

или $h''_c > 0{,}8h'_c \ge h^{o''}_к \frac{1}{\varphi''_н}$.

Если при односторонней работе струга $m \le 0{,}85$ м, $\varphi'^{*}_н h'_c \le h^{o'}_{к.в}$ и целесообразен режим $v_к \le v_c < 2\,v_к$, то h определяется по формуле (I4.62), так же как при челноковой работе.

Определение толщины стружки h и режима работы струговой установки по формулам (I4.6I) и (I4.62) должно производиться в следующем порядке.

Если неравенству первой строки формулы (I4.6I) величины h_c и $h_к$ не соответствуют, то проверяется, соответствуют ли они, а также величина H_c неравенствам второй строки формулы (I4.6I). Если да, то определение закончено. Если нет, то возможны два пути определения. Первый путь: если величины H_c, h_c и $h_к$ соответствуют только первому и второму неравенствам второй строки формулы (I4.6I), то определение производится по неравенствам первой строки формулы (I4.62). Второй путь: если несоответствие имеет

место во втором неравенстве второй строки формулы (I4.6I), то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ второму неравенству третьей строки формулы (I4.6I). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ неравенствам второй строки формулы (I4.62). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ второму неравенству четвертой строки формулы (I4.6I). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ неравенствам пятой строки формулы (I4.6I). Если да, то определение закончено. Если нет, то определение производится по неравенствам третьей, четвертой или пятой строки формулы (I4.62).

Если $m \le 0{,}85$ м и $\varphi_н'^{*} h_c' > 0{,}5\,(h_{к.в}^{o'} + h_{к.п}^{o'})$, то целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера. В этом случае h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} \dfrac{0{,}5}{\varphi_н'^{*}}(h_{к.в}^{o'} + h_{к.п}^{o'}), & \text{если } H_c'' \ge (m-0{,}2); \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н''^{*} h_c'' \le 0{,}5(h_{к.в}^{o''} + h_{к.п}^{o''}); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi_н''^{*}}(h_{к.в}^{o''} + h_{к.п}^{o''}), & \text{если } H_c'' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н''^{*} h_c'' > 0{,}5(h_{к.в}^{o''} + h_{к.п}^{o''}). \end{cases} \quad \text{(I4.63)}$$

Если при односторонней работе струга $m \le 0{,}85$ м и $\varphi_н'^{*} h_c' > h_{к.в}^{o'}$, то целесообразен режим $v_к \le v_c < 2\,v_к$, и h определяется по формуле (I4.63), в которой $h_{к.п}^{o'}$ и $h_{к.п}^{o''}$ принимаются равными соответственно $h_{к.в}^{o'}$ и $h_{к.в}^{o''}$.

Если $m > 0{,}85$ м, $\varphi_н'^{*} h_c' \le 0{,}5(h_{к.в}' + h_{к.п}')$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_c \simeq 3\,v_к$, то h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h_c', & \text{если } \varphi_н' h_c' \le h_к'; \\ h_к' \dfrac{1}{\varphi_н'}, & \text{если } \varphi_н' h_c' > h_к' \text{ и } H_c'' \ge (m-0{,}2), 0{,}8 h_c' < h_к' \dfrac{1}{\varphi_н'} \\ & \text{или } H_c'' < (m-0{,}2), \max(h_c''; 0{,}8 h_c') < h_к' \dfrac{1}{\varphi_н'}; \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н'' h_c'' \le h_к''; \\ h_к'' \dfrac{1}{\varphi_н''}, & \text{если } \varphi_н'' h_c'' > h_к'' \text{ и } H_c'' < (m-0{,}2); H_c''' \ge (m-0{,}2); 0{,}8 h_c' < h_к'' \dfrac{1}{\varphi_н''} \\ & \text{или } H_c''' < (m-0{,}2); \max(h_c'''; 0{,}8 h_c') < h_к'' \dfrac{1}{\varphi_н''}; \\ h_c''', & \text{если } H_c''' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н''' h_c''' \le h_к'''; \\ h_к''' \dfrac{1}{\varphi_н'''}, & \text{если } H_c''' < (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}8 h_c' < h_к''' \dfrac{1}{\varphi_н'''} < h_c'''. \end{cases} \quad \text{(I4.64)}$$

Если при односторонней работе струга $m > 0{,}85$ м, $\varphi_н'^{*} h_c' \le h_{к.в}'$ и целесообразен режим $v_c \simeq 3\,v_к$, то h определяется по формуле (I4.64), так же как при челноковой работе струга.

Если $m > 0{,}85$ м, $\varphi_н'^{*} h_c' \le 0{,}5(h_{к.в}' + h_{к.п}')$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера, то h определяется по формуле

$$h = h', \text{ если } H_c'' \ge (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}8 h_c' \ge h_к' \frac{1}{\varphi_н'}; \quad \text{(I4.65)}$$

если $H_c'' < (m-0{,}2)$ и $h_c'' < h_к' \frac{1}{\varphi_н'} \le 0{,}8 h_c'$ или $h_к' \frac{1}{\varphi_н'} < h_c'' < 0{,}8 h_c'$;

если $H_c'' < (m-0{,}2)$, $H_c''' \ge (m-0{,}2)$ и $0{,}8 h_c' \ge h_к'' \frac{1}{\varphi_н''}$;

если $H_c''' < (m-0{,}2)$ и $h_c''' < h_к'' \frac{1}{\varphi_н''} \le 0{,}8 h_c'$ или $h_к'' \frac{1}{\varphi_н''} < h_c''' < 0{,}8 h_c'$;

если $H_c''' < (m-0{,}2)$ и $0{,}8 h_c' \ge h_к''' \frac{1}{\varphi_н'''} > h_c'''$

или $0{,}8 h_c' \ge h_c''' > h_к''' \frac{1}{\varphi_н'''}$,

или $h_c''' > 0{,}8 h_c' \ge h_к''' \frac{1}{\varphi_н'''}$.

Если при односторонней работе струга $m > 0{,}85$ м, $\varphi_н'^{*} h_c' \le h_{к.в}'$ и целесообразен режим $v_к \le v_c < 2\,v_к$, то h определяется по формуле (I4.65), так же как при челноковой работе струга.

Определение толщины стружки h и режима работы струговой установки по формулам (I4.64) и (I4.65) должно производиться в таком же порядке, как определение по формулам (I4.58) и (I4.59) (см. раздел I4.3.8).

Если $m > 0{,}85$ м и $\varphi_н'^{*} h_c' > 0{,}5(h_{к.в}' + h_{к.п}')$, то целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера. При этом h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} 0{,}5(h_{к.в}' + h_{к.п}') \dfrac{1}{\varphi_н'^{*}}, & \text{если } H_c'' \ge (m-0{,}2); \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н''^{*} h_c'' \le 0{,}5(h_{к.в}'' + h_{к.п}''); \\ 0{,}5(h_{к.в}'' + h_{к.п}'') \dfrac{1}{\varphi_н''^{*}}, & \text{если } H_c'' < (m-0{,}2), H_c''' \ge (m-0{,}2) \text{ и} \\ & \varphi_н''^{*} h_c'' > 0{,}5\,(h_{к.в}'' + h_{к.п}'')\,; \\ h_c''', & \text{если } H_c''' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н'''^{*} h_c''' \le 0{,}5(h_{к.в}''' + h_{к.п}'''); \\ 0{,}5(h_{к.в}''' + h_{к.п}''') \dfrac{1}{\varphi_н'''^{*}}, & \text{если } H''' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н'''^{*} h_c''' > 0{,}5(h_{к.в}''' + h_{к.п}'''). \end{cases} \quad \text{(I4.66)}$$

Если при односторонней работе струга $m > 0{,}85$ м и $\varphi_н'^{*} h_c' > h_{к.в}'$, то целесообразен режим $v_к \le v_c < 2\,v_к$. В этом случае h определяется по формуле (I4.66), в которой $h_{к.п}'$, $h_{к.п}''$ и $h_{к.п}'''$ принимаются равными соответственно $h_{к.в}'$, $h_{к.в}''$ и $h_{к.в}'''$.

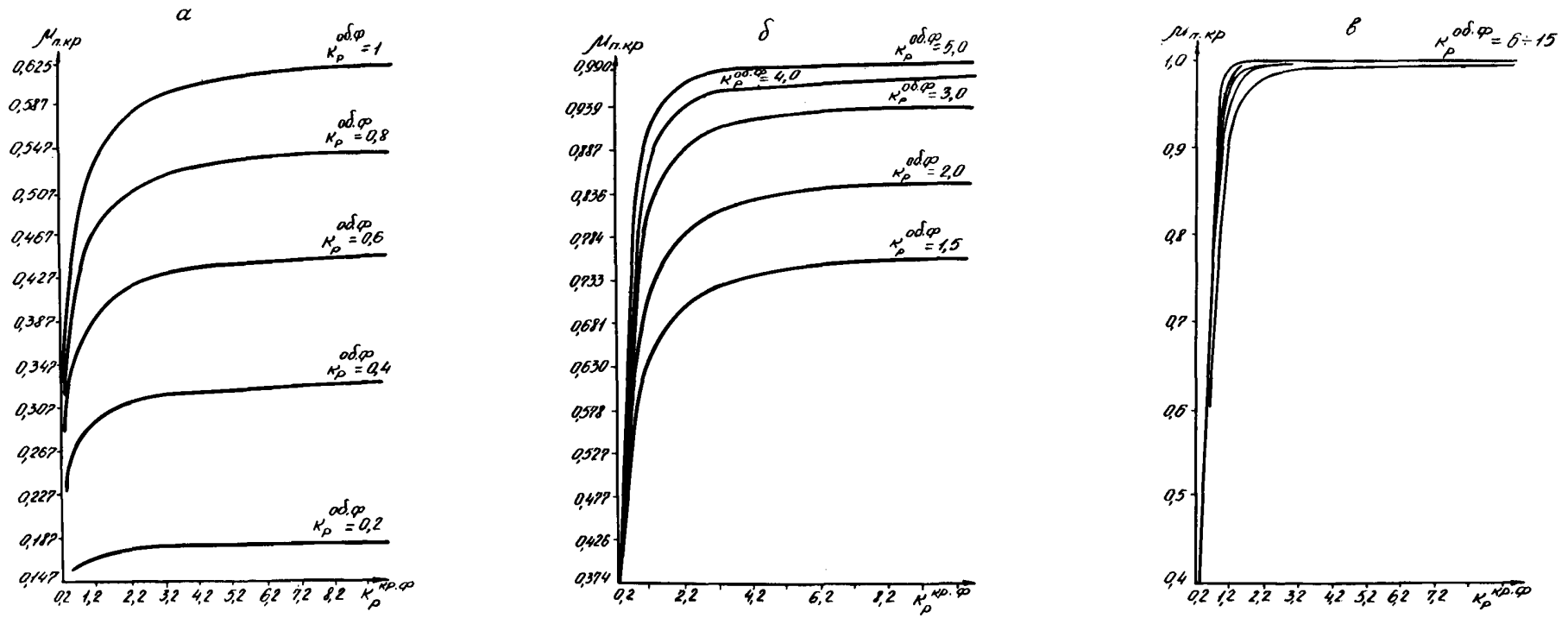


Рис. I4.I5. Зависимость коэффициента готовности очистного забоя по процессу крепления кровли $\mu_{п.кр}$ от коэффициента резерва скорости передвижки фронта крепи за подвиганием забоя $K_р^{кр.ф}$ и коэффициента резерва фронтального обнажения кровли $K_р^{об.ф}$:

а – при $K_р^{об.ф}$, равном 0,2; 0,4; 0,6; 0,8; I,0; *б* – при $K_р^{об.ф}$, равном I,5; 2,0; 3,0; 4,0; 5,0; *в* – при $K_р^{об.ф}$, равном 6,0÷I5,0

При челноковой работе струга h определяется по формуле (I4.6I) или (I4.64); при этом q рассчитывается по формуле (I4.47), а при определении h по формуле (I4.62), (I4.63), (I4.65) или (I4.66) – по формуле (I4.48).

I4.3.I0. Расчет сменного коэффициента машинного времени

Сменный коэффициент машинного времени $K_м$ определяется, как и при комбайновой выемке, по формуле (I4.24) или по графику рис. I4.5.

Входящий в формулу (I4.24) коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов μ_I рассчитывается по формуле

$$\mu_I = \frac{1}{\frac{1}{\mu_I^*} + \frac{1}{\mu_{п.кр}} - 1}, \qquad (I4.67)$$

где μ_I^* – коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов без учета ограничений, обусловленных процессом крепления кровли, совмещенным с очистной выемкой;

$\mu_{п.кр}$ – коэффициент готовности очистного забоя по процессу крепления кровли, совмещенному с очистной выемкой.

Коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов $\mu_{\text{п}}$, так же, как при комбайновой выемке (см. раздел I4.I.9), рассчитывается по формуле (I4.29) с учетом норматива времени на подготовительно-заключительные операции $T_{п.з}$ = 25 мин.

Коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов без учета ограничений, обусловленных процессом крепления кровли, совмещенным с очистной выемкой, определяется по формуле

$$\mu_I^* = \frac{1}{1+q\frac{T_{т.п}}{A_п}+\left(\frac{1}{\mu_{с.у}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{кр}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{к.у}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{у.б}}-1\right)+\cdots} \longrightarrow$$
$$\longleftarrow \cdots + \left(\frac{1}{\mu_{о.п}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{л.п}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{пр}}-1\right)+q\left(1-\frac{H_c}{m}\right)t_{др}+(n_у-1)\frac{20}{h\,V_c}} \quad (I4.68)$$

Входящая в формулу (I4.68) суммарная длительность всех периодически повторяющихся технологических перерывов $T_{т.п}$ (минут на I м подвигания очистного забоя) определяется по формуле

$$T_{т.п} = \frac{t_{р.с}\,n_у}{h} + T'_{т.п} + T''_{т.п} + T'''_{т.п}, \quad (I4.69)$$

где $t_{р.с}$ – затраты времени на реверс струга, мин; при челноковой работе струга в режимах $v_c < v_к$ и $v_c \simeq 3\,v_к$ $t_{р.с}$ = 0,07 мин; при челноковой работе струга в режиме $v_к \leq v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера $t_{р.с}$ принимается равным нулю, так как реверс производится в период паузы, длительность которой, учтенная формулой (I4.48), больше $t_{р.с}$;

$T'_{т.п}$ – удельная суммарная длительность технологических перерывов, зависящих от конструкции струговой установки, горнотехнических и организационно-технических факторов, за исключением перерывов для крепления и посадки кровли, мин/м; указывается в исходных данных для расчета, определяется по формуле

$$T'_{т.п} = \sum_1^n \frac{T}{\ell} = \frac{T_1}{\ell_1} + \frac{T_2}{\ell_2} + \cdots + \frac{T_n}{\ell_n},$$

$T_1, T_2, \ldots, T_n$ – длительность отдельных технологических перерывов, мин;

$\ell_1, \ell_2, \ldots, \ell_n$ – подвигание очистного забоя, после которого повторяется соответствующий технологический перерыв, м.

Пределы величин $T_1, T_2, \ldots, T_n$ и $\ell_1, \ell_2, \ldots, \ell_n$ при эксплуатации различных струговых установок принимаются по данным табл. I4.24 или по результатам хронометражных наблюдений;

$T''_{т.п}$ – технологический перерыв, связанный с креплением кровли (передвижкой механизированной крепи, установкой индивидуальной призабойной крепи), мин/м. При совмещении процесса крепления кровли с работой струговой установки $T''_{т.п} = 0$, при несовмещении

$$T''_{т.п} = \frac{1}{v_{кр.ф}},$$

$v_{кр.ф}$ – средняя скорость передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя, м/мин; определяется для забоев с механизированной крепью по формуле (I4.76), для забоев с индивидуальной крепью – по формуле (I4.77);

$T'''_{т.п}$ – технологический перерыв, связанный с посадкой кровли, м/мин; при механизированной крепи $T'''_{т.п} = 0$; при индивидуальной крепи определяется по формуле

$$T'''_{т.п} = \frac{T_{п.кр}}{\ell_{п.кр}},$$

$T_{п.кр}$ – затраты времени на посадку кровли, не совмещенную с работой струговой установки, мин; определяются согласно графику организации труда и планограмме работ и указываются в исходных данных к расчету;

$\ell_{п.кр}$ – шаг посадки (шаг подвигания забоя, после которого производится передвижка посадочных стоек), м; указывается в исходных данных.

Добыча из очистного забоя при его подвигании на I м (в тоннах) определяется по формуле

$$A_п = m\,\gamma\,\ell_л.$$

Входящие в формулу (I4.68) коэффициенты готовности струговой установки $\mu_{с.у}$ и механизированной крепи $\mu_{кр}$ в конкретных условиях эксплуатации определяются по формулам

$$\mu_{с.у} = \mu^*_{с.у}\left(1+0{,}01\,i_0^{с.у}\right)\left(1+0{,}01\sum_{j=1}^{5} i_j^{с.у}\right); \quad (I4.70)$$

$$\mu_{кр} = \mu^*_{кр}\left(1+0{,}01\,i_0^{кр}\right)\left(1+0{,}01\sum_{j=1}^{5} i_j^{кр}\right). \quad (I4.7I)$$

Таблица I4.24

Периодически повторяющиеся технологические перерывы	Обозначение	Отношение длительности технологического перерыва к шагу его повторения за подвиганием забоя, мин/м								
		Численное значение для струговой установки								
		УСТ2А	IУСБ67	С075	СН75	УСВ в исполнении				УСТ2М
						УСВ.00.000.00	УСВ.00.000.0I	УСВ.00.000.02	УСВ.00.000.03	
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
Передвижка приводной станции:										
натяжной	$\frac{T_1}{\ell_1}$	0-5,0 / 0,60	0-2,5 / 0,60	0-2,0 / 0,60	0-2,0 / 0,60	0-2,0 / 0,60	0-2,5 / 0,47	0-2,5 / 0,47	0-2,5 / 0,47	0-5,0 / 0,60
разгрузочной	$\frac{T_2}{\ell_2}$	0-5,0 / 0,60	0-2,5 / 0,60	0-2,0 / 0,60	0-2,0 / 0,60	0-2,0 / 0,60	0-2,5 / 0,47	0-2,0 / 0,60	0-2,5 / 0,47	0-2,0 / 0,60
Передвижка опорной балки или крепи приводной станции:										
натяжной	$\frac{T_3}{\ell_3}$	-	II,0 / I,75	3,5 / I,20	3,5 / I,20	3,5 / I,20	2,5 / 0,47	2,5 / 0,47	2,5 / 0,47	-
разгрузочной	$\frac{T_4}{\ell_4}$	II,0 / 2,40	II,0 / I,75	3,5 / I,20	3,5 / I,20	3,5 / I,20	2,5 / 0,47	3,5 / I,20	2,5 / 0,47	3,5 / I,20
Передвижка удерживающего устройства в лаве	$\frac{T_5}{\ell_5}$	II,0 / I,80	-	-	-	-	-	-	5,0 / 0,47	II,0 / I,80
Перемещение крепи сопряжения:										
механизированной										
в конвейерной выработке	$\frac{T_6}{\ell_6}$	-	-	0-8,0 / 0,80	0-8,0 / 0,80	0-8,0 / 0,80	-	0-8,0 / 0,80	-	0-8,0 / 0,80
в вентиляционной "	$\frac{T_7}{\ell_7}$	-	-	0-I0,0 / 0,80	0-I0,0 / 0,80	0-I0,0 / 0,80	-	-	-	-
индивидуальной										
в конвейерной выработке	$\frac{T_8}{\ell_8}$	8,0-I2,0 / 0,80-I,20	8,0-I2,0 / 0,80-I,20	8,0-I2,0 / 0,80-I,20	8,0-I2,0 / 0,80-I,20	8,0-I2,0 / 0,80-I,20	8,0-I2,0 / 0,80-I,20	8,0-I2,0 / 0,80-I,20	8,0-I2,0 / 0,80-I,20	8,0-I2,0 / 0,80-I,20
в вентиляционной "	$\frac{T_9}{\ell_9}$	-	-	2,5-I2,5 / 0,80-I,00	2,5-I2,5 / 0,80-I,00	2,5-I2,5 / 0,80-I,00	-	-	-	-
Зарядение и взрывание в лаве:										
у конвейерной выработки	$\frac{T_{10}}{\ell_{10}}$	I5,0 / I,80	I5,0 / I,80	0-I2,0 / I,80	0-I2,0 / I,80	0-I2,0 / I,80	I5,0 / I,80	0-I2,0 / I,80	I5,0 / I,80	0-I2,0 / I,80
у вентиляционной "	$\frac{T_{11}}{\ell_{11}}$	I5,0 / I,80	I5,0 / I,80	0-I2,0 / I,80	0-I2,0 / I,80	0-I2,0 / I,80	I5,0 / I,80	I5,0 / I,80	I5,0 / I,80	I5,0 / I,80

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
Все периодически повторяющиеся перерывы:										
при механизированной крепи сопряжений	$max\sum_1^n \frac{T}{\ell}$	-	-	48,40	48,40	48,40	-	4I,90	-	45,60
	$min\sum_1^n \frac{T}{\ell}$	-	-	5,80	5,80	5,80	-	I6,60	-	I7,30
при индивидуальной крепи сопряжений	$max\sum_1^n \frac{T}{\ell}$	56,50	50,I0	54,00	54,00	54,00	50,40	44,40	62,60	50,60
	$min\sum_1^n \frac{T}{\ell}$	22,00	22,00	I6,30	I6,30	I6,30	2I,70	24,60	39,20	27,30

Примечания. I. Если при передвижках разгрузочной приводной станции струговой установки, расположенной в очистной выработке, производится перестановка перегрузочного желоба или стоек крепи транспортной выработки, то продолжительность перерыва и шаг его повторения ориентировочно можно принимать такими же, как при перемещении индивидуальной крепи сопряжения.

2. При определении $min\sum_1^n \frac{T}{\ell}$ - минимальной суммарной длительности всех процессов, прерывающих работу струговых установок УСТ2А, УСТ2М, IУСБ67 и УСВ в исполнении УСВ.00.000.0I и УСВ.00.000.03, процессы заряжания и взрывания в нишах у конвейерной и вентиляционной выработок учтены как взаимно совмещенные; как совмещенные учтены также процессы передвижки опорной балки приводных станций струговых установок УСТ2А, УСТ2М, IУСБ67 и УСВ в исполнении УСВ.00.000.0I.

Коэффициент готовности индивидуальной крепи принимается равным единице.

При односторонней работе струга коэффициент готовности струговой установки $\mu^0_{с.у}$ в конкретных условиях эксплуатации определяется по формуле

$$\mu^0_{с.у} = \frac{1}{1+0,6\left(\frac{1}{\mu_{с.у}}-1\right)}.$$

Входящий в формулу (I4.70) проектный коэффициент готовности струговой установки $\mu^*_{с.у}$ определяется по табл. I4.25, а входящий в формулу (I4.7I) проектный коэффициент готовности каждой указанной в табл. I4.25 механизированной крепи $\mu^*_{кр}$ принимается условно равным 0,98 в соответствии с базовым коэффициентом готовности механизированной крепи, принятым в "Отраслевой методике оценки уровня качества механизированных крепей для очистных забоев на пластах с углами падения до 35^{0}п" (М., ИГД им. А. А. Скочинского, I976).

Изменение проектных коэффициентов готовности струговой установки и механизированной крепи под влиянием отдельных факторов, обозначенных $i_0^{с.у}, \ldots, i_5^{с.у}$; $i_0^{кр}, \ldots, i_5^{кр}$, определяется по формулам, приведенным в табл. I4.26.

Для определения влияния факторов $i_0^{с.у}$ и $i_0^{кр}$ значения $\alpha_{ур}^{с.у}$ и $\alpha_{ур}^{кр}$ каждой струговой установки и механизированной крепи стругового комплекса на I980 и каждый следующий год выпуска устанавливаются ШахтНИУИ совместно с организацией-разработчиком и заводом-изготовителем и сообщаются заинтересованным организациям. До определения значений $\alpha_{ур}^{с.у}$ и $\alpha_{ур}^{кр}$ в исходных данных для расчета указываются следующие их значения: для струговых установок IУСБ67, УСТ2А и УСТ2М $\alpha_{ур}^{с.у} = 0$; для струговых установок СН75, С075, УСВ и УС2У $\alpha_{ур}^{с.у} = -5\%$; для механизированной крепи IМКС, МКСУ и ЗМКС и $\alpha_{ур}^{кр} = -I\%$; для механизированной крепи IМК97Д и МК98С $\alpha_{ур}^{кр} = -2\%$.

При определении влияния факторов $i_4^{с.у}$ и $i_4^{кр}$ степень заштыбованности струговых установок и механизированной крепи в очистных забоях различных шахтопластов устанавливается главным технологом шахты и бассейновым научно-исследовательским институтом на основе опыта их работы. Заштыбованность считается легкой, если она не вызывает существенных отказов в работе струговой установки

Таблица I4.25

Струговый комплекс	Крепь комплекса	Схема расположения секций в комплектах крепи	Схема передвижки секций крепи	Отношение шага подвигания очистного забоя $\ell_{ш.з}$, после которого повторяется передвижка крепи (м), к шагу передвижки секций крепи $\ell_{ш.с}$, м	Струговая установка комплекса	Коэффициент готовности струговой установки $\mu^{*}_{с.у}$ x)	Минимальное расстояние от забоя до перекрытия $a_п$, м	Максимальная ширина призабойного пространства, поддерживаемого крепью, $в_{max}$, м (в числителе - при шахматной, в знаменателе - при линейной схеме передвижки секций крепи)
КIМКС	IМКС	Шахматная	Шахматная	0,65/I,30	IУСБ67	0,75	0,260	4,530/3,880
		Линейная	Линейная	0,65/0,65	С075	0,75	0,200	4,470/3,820
					СН75	0,75	0,380	4,650/4,000
					УСВ	0,80	0,290	4,560/3,9I0
КIМКС	МКСУ	Шахматная	Шахматная	0,65/I,30	IУСБ67	0,75	0,260	4,8I0/4,I60
		Линейная	Линейная	0,65/0,65	С075	0,75	0,200	4,750/4,I00
					СН75	0,75	0,380	4,930/4,280
					УСВ	0,80	0,290	4,840/4,I90
IКМ97Д	IМК97Д	Линейная	Шахматная	0,40/0,80	УСТ2А	0,70	0,200/0,200 xx)	4,I60/4,I60
		Линейная	Линейная	0,80/0,80	УСТ2М	0,70	0,200/0,200	4,I60/4,I60
					IУСБ67	0,75	0,270/0,200	4,230/4,I60
					С075	0,75	0,2I0/0,200	4,I70/4,I60
					СН75	0,75	0,400/0,200	4,360/4,I60
					УСВ	0,80	0,270/0,200	4,230/4,I60
КМ98С	МК98С	Линейная	Шахматная	0,40/0,80	УСТ2М	0,70	0,200	4,420/4,420
		Линейная	Линейная	0,80/0,80	IУСБ67	0,75	0,200	4,430/4,420
					С075	0,75	0,200	4,420/4,420
					СН75	0,75	0,200	4,560/4,420
					УСВ	0,80	0,200	4,430/4,420
КТСЧ	ЗМКС	Шахматная	Шахматная	0,50/I,00	С075	0,75	0,200	4,I50/3,650
		Линейная	Линейная	0,50/0,50	СН75	0,75	0,400	4,350/3,850
					УСВ	0,80	0,3I0	4,260/3,760
					УСТ2М	0,70	0,200	4,I50/3,650

x) Проектный коэффициент готовности струговых установок указан в соответствии с техническими заданиями на эти установки.

xx) В числителе - при шахматной, в знаменателе - при линейной схеме передвижки секций механизированной крепи.

Таблица I4.26

Порядковый номер фактора	Фактор, влияющий на надежность струговой установки или механизированной крепи	Пределы влияния факторов	Формулы для определения изменения коэффициентов готовности струговой установки $\mu^*_{c.y}$ и механизированной крепи $\mu^*_{кр}$ под влиянием факторов $i^{c.y}$ и $i^{кр}$, ± %
I	2	3	4
0	Отклонение от проектного уровня коэффициента готовности, %:		
	струговой установки	$\mu^*_{c.y} \pm 0{,}01\, \alpha^{c.y}_{ур}$	$i^{c.y}_0 = \pm\, \alpha^{c.y}_{ур}$
	механизированной крепи	$\mu^*_{кр} \pm 0{,}01 \alpha^{кр}_{ур}$	$i^{кр}_0 = \pm\, \alpha^{кр}_{ур}$
I	Длина очистного забоя, м	50-300	$i^{c.y}_1 = -0{,}04\ (\ell_л - 150)$
			$i^{кр}_1 = -0{,}02\ (\ell_л - 150)$
2	Угол падения пласта, град:		
	при работе по простиранию	0-35	$i^{c.y}_2 = + \frac{\alpha\, \ell_л}{1500}$
		При применении крепи 1МКС, 1МК97Д, МК98С	
		0-6	$i^{кр}_2 = 0$
		6-20	$i^{кр}_2 = \frac{m\,(\alpha - 6)}{6{,}0}$
		При применении крепи МКСУ, ЗМКС	
		0-20	$i^{кр}_2 = 0$
		20-35	$i^{кр}_2 = -\frac{m\,(\alpha - 20)}{8{,}4}$
	при работе по восстанию (падению)	-	$i^{c.y}_2 = 0$
		-	$i^{кр}_2 = 0$
3	Гипсометрия пласта:		
	волнистая при длине очистного забоя, м	50-300	$i^{c.y}_3 = -0{,}032\ (\ell_л - 50)$
	волнистая при мощности пласта, м	0,6-1,8	$i^{кр}_3 = -\ 0{,}012\ \frac{\ell_л}{m}$
		$\geqslant$ 1,8	$i^{кр}_3 = -0{,}066\, \ell_л$
	спокойная		$i^{c.y}_3 = 0$
	"		$i^{кр}_3 = 0$

I	2	3	4
4	Затыбованность тяговых органов, направляющих и других узлов, обусловленная физико-механическими свойствами штыба, образующегося при выемке угольного пласта:		
	струговой установки:		
	легкая при длине очистного забоя, м	До 200	$i_4^{с.у} = 0$
		200-300	$i_4^{с.у} = -0,I66\ (\ell_л - 200)$
	средняя при длине очистного забоя, м	До I50	$i_4^{с.у} = 0$
		I50-300	$i_4^{с.у} = -0,02\ (\ell_л - I50)$
	тяжелая при длине очистного забоя, м	До 50	$i_4^{с.у} = 0$
		50-300	$i_4^{с.у} = -0,03\ (\ell_л - I50)$
	механизированной крепи:		
	IМКС, МКСУ, ЗМКС		
	легкая		$i_4^{кр} = 0$
	средняя		$i_4^{кр} = -0,005\,\ell_л$
	тяжелая		$i_4^{кр} = -0,0I\ell_л$
	IМК97Д и МК98С		
	легкая, средняя, тяжелая		$i_4^{кр} = 0$
5	Добыча или продолжительность эксплуатации:		
	добыча струговой установкой, тыс.т	Сверх $\alpha_р^{с.у} Д_р^{с.у}$, где $\alpha_р^{с.у}$ - коэффициент, характеризующий ресурс работы струговой установки без отказов по причине износа; $Д_р^{с.у}$ - ресурс струговой установки до капитального ремонта	Если $(Д_э^{с.у} - \alpha_р^{с.у} Д_р^{с.у}) > 0$, $i_5 = -\alpha_{гр}^{с.у}(Д_э^{с.у} - \alpha_р^{с.у} Д_р^{с.у})\frac{\ell_л}{300}$; если $(Д_э^{с.у} - \alpha_р^{с.у} Д_р^{с.у}) \le 0$, $i_5 = 0$, где $Д_э^{с.у}$ - добыча с начала эксплуатации струговой установки новой или после капитального ремонта, тыс.т; $\alpha_{гр}^{с.у}$ - коэффициент, учитывающий влияние условий применения выемочных машин на снижение готовности струговой установки пропорционально увеличению добычи (табл. I4.27); для I, 2 и 3 групп типовых условий значения $\alpha_{гр}^{с.у}$ приняты соответственно 0,04; 0,05; 0,06.
	продолжительность эксплуатации механизированной крепи, мес	Сверх $\alpha_р^{кр} Т_р^{кр}$, где $\alpha_р^{кр}$ - коэффициент, характеризующий ресурс работы крепи без отказов по причине износа; $Т_р^{кр}$ - ресурс механизированной крепи до капитального ремонта	Если $(Т_э^{кр} - \alpha_р^{кр} Т_р^{кр}) > 0$, $i_5^{кр} = -\alpha_у^{кр}(Т_э^{кр} - \alpha_р^{кр} Т_р^{кр})\frac{\ell_л}{200}$; если $(Т_э^{кр} - \alpha_р^{кр} Т_р^{кр}) \le 0$, $i_5^{кр} = 0$, где $Т_э^{кр}$ - продолжительность эксплуатации механизированной крепи новой или после капитального ремонта, мес; $\alpha_у^{кр}$ - коэффициент, характеризующий условия эксплуатации крепи, влияющие на снижение ее готовности с увеличением продолжительности эксплуатации; для неосложненных и осложненных условий принят соответственно 0,3 и 0,5

при длине очистного забоя до 200 м, средней, если не вызывает существенных отказов в работе струговой установки при длине очистного забоя до I50 м, тяжелой, если существенные отказы струговой установки могут быть при длине очистного забоя I00 м и менее. Заштыбованность, обусловленная неправильной эксплуатацией струговой установки, здесь не учитывается.

Таблица I4.27

Группа типовых условий применения выемочных машин	Возможные средства выемки	Характеристика пластов по категориям разрушаемости, содержанию прослойков и твердых включений (S^*, %) и абразивности ρ, мг/см	Класс по расходу резцов
I	Все виды выемочных машин, включая струги, с высокой производительностью	Категории ВС и С со слабыми глинистыми прослойками и микровключениями, $\rho<100$	I
	Преимущественно узкозахватные комбайны без ограничения производительности, струговые установки	Категория СК с прослойками углисто-глинистых сланцев или раздробленными включениями при $S^*<0,5$ и $\rho<200$	I-2
		Категория ВСК без прослойков и включений при $\rho<100$ или категория СК с раздробленными включениями при $S^*<1$ и $\rho<200$	2-3
2	Комбайны с ограничением производительности по динамической нагруженности и устойчивости и струговые установки	Категории СК и ВСК, но содержащие более крепкие прослойки или нераздробленные включения при S^* до 2,5 и $\rho<200$	3
		Категория К без прослойков и включений при $\rho<200$ или категория ВСК, содержащая крепкие прослойки или нераздробленные включения при S^* до 2,5 и $\rho<300$	2-4
3	Комбайны со значительным ограничением производительности по динамической нагруженности, устойчивости и стойкости инструмента и струговые установки	Категория ВК без прослойков и включений при $\rho<100$ или пласты категорий ВСК и К, содержащие прослойки песчанистого сланца, песчаника, известняка или консолидированные включения при $S^*<2,5$, $\rho<400$	3-5

Примечание. Настоящая классификация принята в работе "Методика оценки и классификация показателей разрушаемости угольных пластов основных бассейнов СССР", утвержденной Техническим управлением Минуглепрома СССР (М., НГИ им. А.А.Скочинского, 1978).

При определении влияния фактора $i_5^{кр.}$ условия эксплуатации механизированной крепи относятся к осложненным при труднообрушающейся непосредственной или основной кровле, обусловливающей повышенные динамические нагрузки на крепь; кровле, образующей в призабойном пространстве заколы со ступенчатым опусканием или местные вывалы нижних слоев пород, при волнистой гипсометрии пласта.

При определении влияния факторов $i_5^{с.у}$ и $i_5^{кр}$ значения $\alpha_p^{с.у}$ и $\alpha_p^{кр}$ при вводе в эксплуатацию новой струговой установки или механизированной крепи и после капитального ремонта приняты соответственно 0,33 и 0,25; значение $Д_p^{с.у}$ согласно техническому заданию на струговые установки УСВ, СН75, С075, IУСБ67, УСТ2А, УСТ2М и УС2У составляет соответственно 500, 360, 300, 250, I50, I80 и I80 тыс.т; значение $T_p^{кр}$ согласно техническому заданию на механизированную крепь IМКС, МКСУ, ЗМКС, IМК97Д и МК98С составляет соответственно 24, 28, 28, 24 и 28 мес.

Кроме рассмотренных, в формулу (I4.68) входят следующие величины:

$\mu_{к.у}$ – коэффициент готовности участковой конвейерной линии (без конвейера струговой установки); определение см. в разделе I4.I.7;

$\mu_{у.б}$ – коэффициент готовности очистного забоя по фактору "переполнение участкового бункера"; определяется, как указано в разделе I4.I.7, с учетом того, что средний входящий углепоток равен производительности струговой установки q;

$\mu_{о.п}$ – коэффициент готовности участкового локомотивного транспорта по фактору "отсутствие порожняка"; определение см. в разделе I4.I.7;

$\mu_{п.п}$ – коэффициент готовности погрузочного пункта при выгрузке угля в вагонетки; для стационарных и передвижных погрузочных пунктов принимается равным соответственно 0,98 и 0,95;

$\mu_{пр}$ – коэффициент готовности очистного забоя по процессу проветривания; при прямоточной схеме проветривания $\mu_{пр} = 0,98$;

H_c – высота струга, м;

$t_{др}$ – затраты времени на дробление нетранспортабельных плит, отнесенные к I т угля из верхней части пласта, не обрабатываемой струго м, мин/т; указаны в табл. I4.28.

При промежуточных значениях A_p значение $t_{др}$ определяется по формуле

$$t_{др} = t_{дp_1} + \frac{t_{дp_2} - t_{дp_1}}{A_{p_2} - A_{p_1}} (A_p - A_{p_1}),$$

где A_{p_1} и A_{p_2} – предельное табличное значение A_p, соответственно меньшее и большее данного значения A_p;

$t_{дp_1}$ и $t_{дp_2}$ – значения $t_{др}$ соответственно при A_{p_1} и A_{p_2}.

Средства дробления указываются в исходных данных для расчета.

При несовмещении процесса крепления кровли с работой струговой установки коэффициент готовности очистного забоя по процессу крепления кровли $\mu_{п.кр}$ равен единице, если $a_п + \ell_{ш.з.} < \ell_{уст}$, и равен нулю, если $a_п + \ell_{ш.з} \geq \ell_{уст}$.

Таблица I4.28

Сопротивляемость пласта резанию A_p, кгс/см	Затраты времени $t_{др}$ на дробление нетранспортабельных плит с помощью ручного инструмента, отнесенные к I т угля из верхней части забоя, не обрабатываемой стругом, мин/т, по данным ШахтНИУИ
50-I00	0,I0-0,25
I00-I50	0,25-0,40
I50-200	0,40-0,55
200-250	0,55-0,70
250-300	0,70-0,85

Примечания:

I. По данным ШахтНИУИ, при использовании дробилки УРН4 длительность перерывов в работе струговой установки для дробления нетранспортабельных плит сокращается в два раза.

2. Применение дробилок Д10 и Д20 позволит сократить длительность перерывов соответственно в четыре и восемь раз.

При совмещении процесса крепления кровли с работой струговой установки при расчете вручную $\mu_{п.кр}$ определяется по графику рис. I4.I5, если $a_п + \ell_{ш.з} < \ell_{уст}$, и принимается равным нулю, если $a_п + \ell_{ш.з} \geq \ell_{уст}$; при расчетах с помощью ЭВМ $\mu_{п.кр}$ определяется по формуле

$$\mu_{п.кр} = \frac{K}{1 + \dfrac{1 - 1/K_p^{кр.ф}}{e^{(1-1/K_p^{кр.ф})K_p^{об.ф}} - 1}},$$

где

$$K = \begin{cases} 1, \text{ если } a_п + \ell_{ш.з} < \ell_{уст}; \\ 0, \text{ если } a_п + \ell_{ш.з} \geq \ell_{уст}; \end{cases}$$

$a_п$ – минимальное расстояние от забоя до перекрытия секции механизированной крепи (см.табл.I4.25) или до верхняка индивидуальной крепи (табл. I4.29);

$\ell_{ш.з}$ – шаг подвигания забоя, после которого повторяется передвижка механизированной крепи или установка индивидуальной призабойной крепи; для механизированной крепи $\ell_{ш.з}$ определяется по табл. I4.25, для индивидуальной указывается в исходных данных для расчета;

$\ell_{уст}$, $K_p^{кр.ф}$ и $K_p^{об.ф}$ – см. формулы (I4.72), (I4.74) и (I4.78).

Максимальная ширина незакрепленной призабойной полосы кровли, при которой сохраняется ее устойчивость, $\ell_{уст}$ определяется по формуле

$$\ell_{уст} = \frac{2,72}{1 + \ell_п K_т} \sqrt{\frac{1,2 q \mu_I^* t_y K_{у.в}}{m \gamma \ell_л}}, \qquad (I4.72)$$

где $K_т$ – коэффициент "топтания" кровли;

Таблица I4.29

Струговая установка	Численное значение $a_п$, м, при применении индивидуальной призабойной крепи					$S_{с.у}$, м²
	с металлическими шарнирными верхняками длиной $\ell_в$, м			с деревянными верхняками, располагаемыми относительно забоя		
	I,26	I,00	0,80	перпендикулярно с консолью 0,3 м и более	перпендикулярно без консоли и параллельно x)	
УСТ2А, УСТ2М, УС2У	0,26	0,43	0,56	0,80	I,I0	0,40
IУСБ67	0,5I	0,68	0,80	I,05	I,35	0,50
С075	0,45	0,63	0,76	I,00	I,30	0,46
СН75	0,66	0,83	0,96	I,20	I,50	0,52
УСВ	0,56	0,73	0,86	I,I0	I,40	0,60

x) Такие же значения $a_п$ принимаются при использовании крепи с деревянными подлепками или насадками для упора в кровлю.

при механизированной крепи, передвигаемой без подпора кровли;

$$K_т = \frac{B_{max}}{\ell_{ш.с}} - 1, \qquad (I4.73)$$

B_{max} – максимальная ширина призабойного пространства, поддерживаемого крепью, м; указана в табл. I4.25;

$\ell_{ш.с}$ – шаг передвижки секций механизированной крепи после подвигания забоя на величину $\ell_{ш.з}$, м; указан в табл. I4.25;

при индивидуальной крепи $K_т = I$, если после каждого подвигания забоя на величину $\ell_{ш.з}$ устанавливается постоянная призабойная крепь, и $K_т = I,2$, если после каждого подвигания забоя на величину $\ell_{ш.з}$ поочередно устанавливается временная и постоянная крепь;

t_y – минимальное время устойчивости нижних слоев пород кровли, не закрепленной у забоя, мин; определяется по табл. I4.7;

$K_{у.в}$ – коэффициент, учитывающий изменение минимального времени устойчивости нижних слоев пород кровли в зависимости от угла встречи (угла между линией очистного забоя и направлением основной трещиноватости пород); определяется по формуле (I4.27) и табл. I4.I5.

Значение $\ell_{уст}$ ограничивается максимальной среднесуточной скоростью подвигания забоя $v_{п.з}^{max}$, при превышении которой $\ell_{уст}$ практически не увеличивается ($v_{п.з}^{max}$ = 4–5 м/сут). Если $\frac{q\mu_I^*}{m\gamma\ell_л} > \frac{4}{T_{см} n_{см}}$, $\ell_{уст}$ достигнет максимальной величины при $\frac{q\mu_I^*}{m\gamma\ell_л} = \frac{4}{T_{см} n_{см}}$.

Значение $\ell_{уст}$ в случае применения крепи МК98С принимается равным I,2 значения $\ell_{уст}$, рассчитанного по формуле (I4.72).

Если $\ell_{уст} < a_п + \ell_{ш.з}$, $\beta < 45^0$ и имеется возможность производить отработку участка при угле встречи $\beta' > \beta$, то определение $\ell_{уст}$ повторяется при угле встречи β'.

Для определения $\mu_{п.кр}$ по графикам рис. I4.I5 предварительно определяются величины $K_p^{кр.ф}$ и $K_p^{об.ф}$.

Коэффициент резерва скорости передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя $K_p^{кр.ф}$ определяется по формуле

$$K_p^{кр.ф} = \frac{v_{кр.ф}}{v_{п.з}}, \qquad (I4.74)$$

где $v_{п.з}$ – средняя скорость подвигания очистного забоя, м/мин; определяется по формуле

$$v_{п.з} = \frac{q \mu_т^*}{m \gamma \ell_п}; \qquad (I4.75)$$

$v_{кр.ф}$ – средняя скорость передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя, м/мин; при применении струговых установок с механизированной крепью определяется по формуле

$$v_{кр.ф} = \frac{\ell_{ш.з} K_п K_{у.п} k_{в.о}^{ср}}{T_р^{г.п} + T_{р.с} + T_{п.р} n_{к.гр} + \frac{t_{кр}^{уд}}{60} n_{с.гр}}, \qquad (I4.76)$$

где $k_п$ – коэффициент снижения скорости передвижки фронта крепи при недостаточной несущей способности почвы; определяется по графикам зависимости удельного давления опорной поверхности крепи на почву $H_{кр}$ от несущей способности почвы $H_п$ (рис. I4.4). Для крепи IМК97Д и МК98С $k_п = 0,5\ (1+k_п^*)$; для крепи IМКС, МКСУ и ЗМКС $k_п = k_п^*$. Удельное давление опорной поверхности крепи IМК97Д и МК98С, IМКС и МКСУ, ЗМКС на почву соответственно составляет 32, 30, 27 кгс/см^2. Для индивидуальной крепи $k_п$ равно единице;

$k_{у.п}$ – коэффициент снижения скорости передвижки фронта крепи с увеличением угла наклона пласта α;

при работе струтового комплекса по простиранию пласта

$$k_{у.п} = \begin{cases} I \text{ при } \alpha \le 9^0; \\ I - 0,0I3\ (\alpha - 9^0) \text{ при } 9 < \alpha \le 35^0; \end{cases}$$

при работе струтового комплекса по падению

$$k_{у.п} = \begin{cases} I \text{ при } \alpha \le 6^0; \\ I - 0,0066\alpha - 0,00087 \text{ при } 6 < \alpha < I5^0; \end{cases}$$

$k_{в.о}^{ср}$ – средневзвешенный коэффициент снижения скорости передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя при сильных вторичных осадках кровли (кровли 3.I и 4.I типов в табл. I4.7);

$$k_{в.о}^{ср} = \frac{1}{1 + B_{max}\left(\frac{1}{6} - \frac{1}{K_0 \ell_{о.кр}}\right)},$$

K_0 – коэффициент предварительного ослабления пород основной кровли, характеризующий уменьшение естественного шага и динамичности обрушения; принимается на основе опыта шахты или исследований бассейнового института и указывается в исходных данных для расчета; при работе без предварительного ослабления пород основной кровли $K_0 = I$;

$\ell_{о.кр}$ – естественный шаг обрушения основной кровли; указывается в исходных данных для расчета, если кровля относится к 3.I и 4.I типу.

Если $K_0 \ell_{о.кр} \le 6$, то $k_{в.о}^{ср} = I$;

$T_р^{г.п}$ – чистое время работы гидроцилиндров передвижки секций крепи в течение периода подвигания или после подвигания забоя на величину $\ell_{ш.з}$, мин;

$$T_р^{г.п} = \frac{Q_{г.п} \ell_л}{100 Q_н K_н},$$

$Q_{г.п}$ – средний суммарный расход рабочей жидкости гидроцилиндрами передвижки секций крепи, отнесенный к числу передвигаемых секций на I00 м длины очистного забоя, л. Значения $Q_{г.п}$ механизированной крепи струговых комплексов приведены в табл. I4.30;

$Q_н$ – суммарная производительность одновременно работающих насосов насосных станций механизированной крепи, л/мин; приводится в исходных данных для расчета;

$k_н$ – коэффициент использования производительности работающих насосов насосных станций механизированной крепи; при работе механизированной крепи IМКС и IМК97Д $k_н$ = = 0,66, при работе крепи МКСУ, ЗМКС и МК98С $k_н$ = I,0;

$T_{р.с}$ – чистое время разгрузки и распора секций крепи в течение периода подвигания или после подвигания забоя на величину $\ell_{ш.з}$, мин;

$$T_{р.с} = \frac{Q_{р.с} \ell_л}{100 Q_н K_н},$$

Таблица I4.30

Крепь струтового комплекса	Шаг установки комплектов крепи вдоль забоя $l_{ш.к}$, м	Число секций, подлежащих передвижке при подвигании на величину $l_{ш.з}$, приходящееся на I00 м длины забоя	$Q_{г.п}$, л	$Q_{р.с}$, л	$S_{кр}$, м^2	$K_с$
I	2	3	4	5	6	7
IMKC	2,0	50/I00	490/490	200/400	I,47	0,9
МКСУ	2,0	50/I00	490/490	I00/200	I,36	0,9
IMK97Д	I,5	67/I34	335/670	200/400	0,86	I,0
МК98С	I,5	67/I34	335/670	200/400	0,80	I,I
ЗМКС	I,7	59/II8	3I9/3I9	I76/352	0,86	0,9

Примечание. В графах 3, 4 и 5 числитель соответствует шахматной схеме передвижки секций крепи, знаменатель – линейной.

$Q_{р.с}$ – суммарный расход рабочей жидкости гидроцилиндрами стоек при разгрузке и распоре секций крепи, отнесенный к числу передвигаемых секций на I00 м длины забоя, л; указан в табл. I4.30;

$T_{п.р}$ – время, затрачиваемое рабочим на передвижение от одного комплекта крепи к другому и осмотр условий передвижки секций, мин;

$$T_{п.р} = 0{,}32\,\frac{l_{ш.к}}{m \cdot k_с},$$

$l_{ш.к}$ – шаг установки комплектов крепи вдоль забоя, м; указан в табл. I4.30;

$K_с$ – коэффициент изменения скорости передвижения рабочего от одного комплекта крепи к другому в зависимости от типа крепи струтового комплекса; указан в табл. I4.30;

$n_{к.гр}$ – число комплектов крепи, обособленно передвигаемых одним рабочим; $n_{к.гр}$ приводится в исходных данных к расчету; определяется с учетом трудоемкости работ по оформлению забоя и передвижке крепи по ЕНВ, результатам хронометражных наблюдений или фактической численности рабочих очистного забоя;

$t^{уд}_{кр}$ – средние удельные затраты времени на работы, обусловленные местными обрушениями нижних слоев кровли, отнесенные к одной передвигаемой секции, с. В пределах области применения струтовых установок с механизированной крепью, передвигаемой без подпора кровли, $t^{уд}_{кр}$ можно определять по $t_у$, указанному в табл. I4.7;

$$t^{уд}_{кр} = \begin{cases} \text{I, если } t_у\, k_{у.в} \geq 360 \text{ мин;} \\ \dfrac{3600}{t_у\, k_{у.в}} - \text{I0, если } t_у\, k_{у.в} < 360 \text{ мин;} \end{cases}$$

$n_{с.гр}$ – число секций в каждой группе обособленно перемещаемых комплектов крепи, подлежащих передвижке после подвигания забоя на величину $l_{ш.з}$; для механизированной крепи, указанной в табл. I4.30, значение $n_{с.гр}$ при шахматной и линейной схемах передвижки секций соответственно равно $n_{к.гр}$ и $2\,n_{к.гр}$.

При применении струтовых установок с индивидуальной крепью средняя скорость установки фронта крепи за подвиганием очистного забоя (метров в минуту) определяется по формуле

$$v_{кр.ф} = \frac{l_{ш.з}\; K^{ср}_{в.о}}{T^{и}_{у.к}\; n^{и}_{к}}, \qquad (I4.77)$$

где $T^{и}_{у.к}$ – затраты времени на оформление забоя и установку комплекта индивидуальной призабойной крепи, мин; определяются по ЕНВ и указываются в исходных данных к расчету;

$n^{и}_{к}$ – число комплектов индивидуальной призабойной крепи, устанавливаемых одним рабочим на каждом участке очистного забоя при его подвигании на величину $l_{ш.з}$; определяется с учетом трудоемкости работ по оформлению забоя и установке комплекта призабойной крепи и фактической численности рабочих очистного забоя на этих работах; указывается в исходных данных для расчета.

Коэффициент резерва фронтального обнажения кровли $K^{об.ф}_{р}$ при применении струтовых установок с механизированной и индивидуальной крепью определяется по формуле

$$K^{об.ф}_{р} = \frac{l_{уст} - a_п - l_{ш.з}}{3\sigma\; K^{2}_{v_{кр.ф}}}, \qquad (I4.78)$$

где $K_{v_{кр.ф}}$ – коэффициент вариации скорости передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя;

$$K_{v_{кр.ф}} = \sqrt{\frac{\left(\dfrac{1{,}09}{k_{о.сн}} - 1\right) 0{,}5\,K_т}{n_{с.гр}}},$$

$k_{о.сн}$ – коэффициент общего снижения скорости передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя при недостаточной несущей способности почвы и вследствие местных обрушений нижних слоев пород кровли;

$$K_{о.сн} = \frac{1}{\dfrac{1}{k_п} + \dfrac{1}{k_{кр}} + \dfrac{1}{K^{ср}_{в.о}} - 2},$$

$k_{кр}$ – коэффициент снижения скорости передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя вследствие местных обрушений нижних слоев пород кровли; при $t_у K_{у.в} \geqslant 360$ мин $K_{кр}$ равен единице; при $t_у K_{у.в} < 360$ мин $K_{кр}$ определяется по формуле

$$K_{кр} = \frac{t_у K_{у.в}}{600} + 0,4 .$$

Определение $t_у$ и $k_{у.в}$ указано выше.

Если устанавливается индивидуальная крепь, то при определении $K_{v_{кр.ф}}$ вместо $n_{с.гр}$ подставляется указанная в исходных данных для расчета величина $n_к^и$, входящая в формулу (I4.77).

При проверке нагрузки на очистной забой по газовому фактору площадь поперечного сечения очистной выработки в свету $S_{оч}$ определяется по следующим формулам:

при струговой установке с механизированной крепью

$$S_{оч} = m\,(B_{max} - \ell_{ш.з} - 0,2) - S_{с.у} - S_{кр};$$

при струговой установке с индивидуальной крепью

$$S_{оч} = (m - h_в)(B_{max} - \ell_{ш.з} - 0,6) - S_{с.у},$$

где $S_{с.у}, S_{кр}$ – минимальная площадь поперечного сечения очистной выработки, занятая соответственно струговой установкой (см. табл.I4.29) и механизированной крепью (см. табл. I4.30), м²;

$h_в$ – высота верхняка, м; при верхняках шарнирных, деревянных и без верхняков или при их расположении параллельно забою $h_в$ принимается равным соответственно 0,08; 0,03 и нулю.

I4.4. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный скреперострутотаранной установкой

Среднесменная нагрузка на очистной забой, оборудованный скреперострутотаранной установкой, определяется по формуле (I4.46). При этом расчетная производительность скреперострутотаранной установки q и сменный коэффициент машинного времени $k_м$ определяются как указано ниже.

Производительность скреперострутотаранной установки q определяется по формуле (I4.47), толщина стружки h – по формуле ДонУГИ

$$h = \frac{0,807\ B_с\ H_с\ d_а}{m\gamma\left[\frac{2\ell_л}{n_с} + \frac{d_а(d_а - 1)}{2} + d_м(n_с - 3)\right]}.$$

Для скреперострутотаранной установки УС2У при полезной ширине скрепероструга $B_с = 0,8$ м и его высоте $H_с = 0,33$ м формула ДонУГИ приводится к виду

$$h = \frac{0,213 d_а}{m\gamma\left[\frac{2\ell_л}{n_с} + \frac{d_а(d_а - 1)}{2} + d_м(n_с - 3)\right]}, \qquad (I4.79)$$

где $d_а$ – длина аккумулирующей группы скрепероструга, м (согласно рекомендации ДонУГИ, $d_а$ = 6 м); указывается в исходных данных для расчета;

$\ell_л$ – длина лавы, м;

$n_с$ – число групп скреперострутов в лаве (согласно рекомендации ДонУГИ $n_с$ = 3); указывается в исходных данных для расчета;

$d_м$ – длина меньшей группы скрепероструга, м (согласно рекомендации ДонУГИ $d_м$ = 2 м); указывается в исходных данных для расчета.

Скорость движения скреперострутов при применении скреперострутотаранной установки УС2У в зависимости от конкретных условий принимается равной I,33; I,62; 2,07; 2,44; 2,77; 3,37 м/с и указывается в исходных данных для расчета.

Сменный коэффициент машинного времени $K_м$ определяется, так же как при комбайновой выемке, по формуле (I4.24) или по графику (рис. I4.5).

Входящий в формулу (I4.24) коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов μ_I рассчитывается, так же как при струговой выемке, по формуле (I4.67), а коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов μ_{II} – по формуле (I4.29), как при комбайновой выемке (см. раздел I4.I.9); $T_{п.з} = 20$ мин.

Коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов без учета ограничений, обусловленных процессом крепления кровли, μ_I^* определяется по формуле (I4.68). Суммарная

длительность всех периодически повторяющихся технологических перерывов $T_{т.п}$, отнесенная к I м подвигания очистного забоя, определяется по формуле (I4.69). Затраты времени на реверс $t_{р.с}$ принимаются равными 0,07 мин; n определяется по формуле (I4.79); удельная суммарная длительность технологических перерывов, зависящих от конструкции скреперострутотаранной установки, горнотехнических и организационно-технических условий, за исключением перерыва на время выполнения процесса крепления и посадки кровли $T'_{т.п}$, указываемая в исходных данных для расчета, соответствует величинам T_1, ..., T_n и l_1, ..., l_n, установленным на основании хронометражных наблюдений или рекомендаций бассейнового института. Переменные $T''_{т.п}$ – технологический перерыв на время выполнения процесса крепления кровли – и $T'''_{т.п}$ – технологический перерыв на время выполнения процесса посадки кровли – определяются так же, как при работе струговой установки с индивидуальной крепью.

Коэффициент готовности скреперострутотаранной установки УС2У $\mu^*_{с.у}$ равен 0,85. Коэффициент готовности с учетом условий эксплуатации $\mu_{с.у}$ определяется, так же как струговых установок, по табл. I4.26.

Величины $t_{вр}$ указаны в табл. I4.28.

Коэффициент готовности очистного забоя по процессу крепления кровли, совмещенному с очистной выемкой, $\mu_{п.кр}$ ввиду несовмещения процесса крепления кровли с работой скреперострутотаранной установки равен единице, если $a_п + l_{ш.з} < l_{уст}$, и равен нулю, если $a_п + l_{ш.з} \geq l_{уст}$.

Максимальная ширина незакрепленной призабойной полосы кровли, при которой сохраняется ее устойчивость, $l_{уст}$ определяется по формуле (I4.72), так же как при работе струговой установки с индивидуальной призабойной крепью.

Минимальное расстояние от забоя до перекрытия механизированной крепи $a_п$ определяется по табл. I4.29.

Шаг подвигания забоя, после которого повторяется установка индивидуальной призабойной крепи, $l_{ш.з}$ указывается в исходных данных для расчета.

При проверке нагрузки на очистной забой по газовому фактору площадь поперечного сечения очистной выработки в свету определяется по формуле

$$S_{оч} = (m - h_в)(B_{max} - l_{ш.з} - 0{,}6) - 0{,}27.$$

I4.5. Расчет коэффициента уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне горно-геологических нарушений

Ниже приведены зависимости для определения коэффициентов уменьшения нагрузки при работе очистных забоев в особо сложных горно-геологических условиях $K_{г.н}$, установленные бассейновыми институтами.

I. Донецкий бассейн (в границах УССР)

Д и з ъ ю н к т и в н ы е н а р у ш е н и я

Для лав, оборудованных широкозахватными комбайнами:

$$K_{г.н} = 0{,}82 + 0{,}058\,m - 0{,}0005\,L_{нн} - 0{,}0003\,L_н - 0{,}0175\,N_{нн} + 0{,}026\,N_н - 0{,}0062\,H_н - 0{,}0033\,l_н; \quad (I4.80)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 0{,}899 + 0{,}13\,m - 0{,}0008\,L_{нн} - 0{,}0006\,L_н - 0{,}00013\,N_{нн} + 0{,}0024\,N_н - 0{,}068\,H_н - 0{,}0022\,l_н; \quad (I4.81)$$

для лав, оборудованных механизированными комплексами:

$$K_{г.н} = 0{,}364 + 0{,}103\,m - 0{,}0007\,L_{нн} - 0{,}0008\,L_н + 0{,}013\,N_{нн} + 0{,}014\,N_н - 0{,}116\,H_н - 0{,}0069\,l_н. \quad (I4.82)$$

Обозначения величин, входящих в формулы (I4.80)–(I4.82), и область применения приведенных зависимостей указаны в табл.I4.3I.

Л о ж н а я к р о в л я

Для лав, оборудованных широкозахватными комбайнами:

$$K_{г.н} = 0{,}93 + 0{,}046\,m - 0{,}00051\,L_{нн} - 0{,}0004\,L_н - 0{,}0003\,N_{нн} + 0{,}0083\,N_н - 0{,}107\,H_{л.к} - 0{,}0022\,l_{л.к}; \quad (I4.83)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 0{,}594 + 0{,}146\,m - 0{,}0004\,L_{нн} - 0{,}0004\,L_н - 0{,}0132\,N_{нн} + 0{,}0193\,N_н - 0{,}054\,H_{л.к} - 0{,}00044\,l_{л.к}; \quad (I4.84)$$

для лав, оборудованных механизированными комплексами:

$$K_{г.н} = (0{,}95 - 0{,}547\,H_{л.к}) \cdot (0{,}796 - 0{,}0034\,l_{л.к}). \quad (I4.85)$$

Таблица I4.3I

Технология выемки угля	Мощность пласта m, м	Отношение нагрузки на лаву на участке нарушения к нагрузке на лаву на участке без нарушений, %	Интервал изменения факторов					
			Участки без дизъюнктивных нарушений		Участки с дизъюнктивными нарушениями			
			Длина лавы $L_{нн}$, м	Число выходов рабочих в смену $N_{нн}$	Длина лавы $L_н$, м	Число выходов рабочих в смену $N_н$	Амплитуда нарушений $H_н$, м	Длина нарушения в забое лавы $\ell_н$, м
Широкозахватными комбайнами	0,48–I,45	28,6–I00,0	42–3I2	7,I–37,4	50–320	3,0–5I,0	0,I–2,0	4–23
Узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью	I,I0–I,90	34,7–I00,0	80–324	9,4–42,5	I00–300	9,7–44,7	0,I–I,6	4–40
Струговыми установками с индивидуальной крепью	0,6I–I,25	3I,I–98,5	I02–243	8,4–25,4	I45–243	I0,7–24,8	0,I–0,7	2–30
Узкозахватными комбайнами с механизированной крепью	I,20–I,70	20,8–I00,0	I30–205	I2,0–25,0	I30–205	I2,4–23,0	0,I–I,3	4–I9

Таблица I4.32

Технология выемки угля	Мощность пласта m, м	Отношение нагрузки на лаву на участке с ложной кровлей к нагрузке при отсутствии ложной кровли, %	Интервал изменения факторов					
			Участки без ложной кровли		Участки с ложной кровлей			
			Длина лавы $L_{нн}$, м	Число выходов рабочих в смену $N_{нн}$	Длина лавы $L_н$, м	Число выходов рабочих в смену $N_н$	Мощность ложной кровли $H_{лк}$, м	Длина участка с ложной кровлей в лаве $\ell_{лк}$, м
Широкозахватными комбайнами	0,87–I,00	32,4–99,5	I04–250	I0,I–25,2	90–204	4,5–30,4	0,I–I,5	5–I00
Узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью	I,05–I,80	22,7–I00,0	II9–286	I5,2–35,3	I00–270	I4,6–38,7	0,3–I,3	I5–I75
Струговыми установками с индивидуальной крепью	0,56–I,47	I6,3–94,5	I40–242	8,2–40,5	I30–290	II,5–32,8	0,I–2,5	8–228
Узкозахватными комбайнами с механизированной крепью	I,20–I,25	40,5–I00,0	I28–I52	I2,0–I4,0	I28–I52	I2,5–I4,3	0,2–0,8	I0–20

Таблица I4.33

Технология выемки угля	Мощность пласта m, м	Отношение нагрузки на лаву на участке с утонением пласта к нагрузке на лаву на участке без утонения, %	Интервал изменения факторов					
			Участки без утонений пласта		Участки с утонениями пласта			
			Длина лавы $L_{нн}$, м	Число выходов рабочих в смену $N_{нн}$	Длина лавы $L_н$, м	Число выходов рабочих в смену $N_н$	Величина утонения пласта $H_у$, м	Длина участка с утонением пласта в лаве $\ell_у$, м
Широкозахватными комбайнами	0,86–I,45	35,0–I00,0	74–2I0	7,I–30,4	70–246	7,7–26,3	0,2–I,2	3–34
Узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью	I,07–I,76	3I,0–98,0	86–246	II,6–63,4	90–388	9,3–30,4	0,2–I,4	3–40
Струговыми установками с индивидуальной крепью	0,79–I,46	I6,2–98,9	I42–2I0	9,2–2I,0	I42–200	7,8–I9,0	0,3–I,4	7–II0
Узкозахватными комбайнами с механизированной крепью	I,I5–I,65	25,0–90,0	90–200	I2,I–29,6	I45–200	I0,I–28,7	0,3–I,4	7–75

Обозначения величин, входящих в формулы (I4.83)-(I4.85), и область применения приведенных зависимостей указаны в табл.I4.32.

У т о н е н и я п л а с т а

Для лав, оборудованных широкозахватными комбайнами:

$$\kappa_{г.н} = 0,784 + 0,034\,m - 0,0007\,L_{нн} - 0,0005\,L_н - 0,007I\,N_{нн} + 0,0I39\,N_н - 0,003I\,H_у - 0,00I63\,\ell_у \quad ; \quad (I4.86)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$\kappa_{г.н} = 0,876 + 0,0326\,m - 0,000I3\,L_{нн} - 0,000I\,L_н - 0,0007\,N_{нн} + 0,0I28\,N_н - 0,I89\,H_у - 0,0025\,\ell_у \quad ; \quad (I4.87)$$

для лав, оборудованных механизированными комплексами:

$$\kappa_{г.н} = I,59 + 0,077m - 0,0036\,L_{нн} - 0,003\,L_н - 0,00735\,N_{нн} + 0,0I96\,N_н - 0,22I\,H_у - 0,0029\,\ell_у. \quad (I4.88)$$

Обозначения величин, входящих в формулы (I4.86)-(I4.88), и область применения приведенных зависимостей указаны в табл.I4.33.

2. Донецкий бассейн (в границах РСФСР)

Д и з ъ ю н к т и в н ы е н а р у ш е н и я

Для лав, оборудованных механизированными комплексами:

$$\kappa_{г.н} = -3,382 - 0,336\frac{h}{m} - 0,I69\,\frac{L_н}{L} + 0,007\,\alpha - 0,00I\,\beta + I,537\,\frac{\ell_н}{\ell} + 2,42I\frac{m_н}{m}; \quad (I4.89)$$

для лав, оборудованных струговыми установками и индивидуальной крепью:

$$\kappa_{г.н} = 0,242 - 0,03\,\frac{h}{m} - 0,002\,\frac{L_н}{L} + 0,0002\,\alpha - 0,00I\,\beta + 0,445\,\frac{\ell_н}{\ell} + 0,I77\,\frac{m_н}{m}; \quad (I4.90)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$\kappa_{г.н} = 0,647 - 0,26I\,\frac{h}{m} - 0,I38\,\frac{L_н}{L} + 0,004\,\alpha - 0,003\,\beta + 0,886\,\frac{\ell_н}{\ell} + 0,793\,\frac{m_н}{m}. \quad (I4.9I)$$

Р а з м ы в ы

Для лав, оборудованных струговыми установками и индивидуальной крепью:

$$\kappa_{г.н} = 0,048 - 0,078\,\frac{h}{m} - 0,023\,\frac{L_н}{L} + 0,002\,\alpha + 0,005\,\delta + 0,324\,\frac{\ell_н}{\ell} + 0,476\,\frac{m_н}{m}; \quad (I4.92)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$\kappa_{г.н} = I,75 - 0,I46\,\frac{h}{m} - 0,2I8\,\frac{L_н}{L} + 0,004\,\alpha + 0,008\,\delta + I,056\,\frac{\ell_н}{\ell} + 2,976\,\frac{m_н}{m}, \quad (I4.93)$$

где h – амплитуда нарушения или величина размыва пласта по вертикали, м;

$m, m_н$ – средняя вынимаемая мощность пласта соответственно ненарушенного и нарушенного участков, м;

$L, L_н$ – соответственно длина выемочного участка, пройденного лавой за исследуемый месяц, и длина нарушенной его части, м;

α – угол встречи забоя лавы с направлением нарушения;

β – угол падения сместителя, град;

δ – ширина размыва пласта, м;

$\ell, \ell_н$ – средняя длина лавы соответственно в ненарушенной и нарушенной частях выемочного участка, м.

3. Львовско-Волынский бассейн

Таблица I4.34

Средства механизации в очистном забое	Вид зависимости	Область значений амплитуды нарушений $H_н$, м
Комплекс КМ-87	$\kappa_{г.н} = 0,86 - 0,3\,H_н$	0,I – I,9
" КМК-97	$\kappa_{г.н} = 0,74 - 0,37\,H_н$	0,I – I,2
Узкозахватный комбайн с индивидуальной крепью	$\kappa_{г.н} = 0,86 - 0,4\,H_н$	0,I – I,2

4. Печорский, Карагандинский и Кузнецкий бассейны

Коэффициент уменьшения нагрузки $K_{г.н}$ определяется по формуле

$$K_{г.н} = K_{а.н} \cdot K_g, \quad (I4.94)$$

где $K_{а.н}$ – коэффициент уменьшения нагрузки в зависимости от амплитуды нарушения; определяется по формулам:

для механизированных комплексов КМ8I и КМI30

$$K_{л.н} = I - 0,44\,\frac{h}{m};$$

для механизированных комплексов ОМКТ, I0КП и 20КП

$$K_{л.н} = I - 0,70\,\frac{h}{m};$$

для механизированных комплексов КМ87 и МК

$$K_{л.н} = I - 0,39\,\frac{h}{m};$$

для механизированных комплексов 30КП и 0КП70

$$K_{л.н} = I - 0,54\,\frac{h}{m},$$

где h – амплитуда нарушения, м;

K_{g} – коэффициент уменьшения нагрузки в зависимости от длины нарушения в лаве $\ell_н$. Определяется по формуле

$$K_{g} = I - 0,25\,\frac{\ell_н}{\ell_л}. \qquad (I4.95)$$

5. Подмосковный бассейн

Значение коэффициента уменьшения нагрузки $K_{г.н}$ рекомендуется принимать в зависимости от вида осложняющего фактора (см. табл. I4.35).

Таблица I4.35

Осложняющий фактор	Величина $K_{г.н}$ в лавах с механизированными комплексами			
	всех типов	1МК, 1МКМ	2МКЭ, 2МК	ОМКТ, ОМКТМ, ОКП
Прорыв воды	0,60	-	-	0,60
Утонение пласта на 40% и более	0,82	0,83	0,84	0,8I
Тяжелая кровля	0,74	-	0,87	0,6I
Мульда в лаве с наклоном крыльев 20^0 и более	-	-	-	0,37
Переход сбоек	0,58	-	0,63	0,53
Переход карстовых нарушений	0,5I	-	0,57	0,45
Обход карстовых нарушений с перемонтажом части комплекса	0,4I	-	0,64	0,I8
Подход к демонтажной камере	0,8	0,8	0,8	0,80

I4.6. Проверка нагрузки на очистной забой по газовому фактору для действующих шахт

Определение нагрузки на действующий очистной забой с учетом газового фактора производится согласно "Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт" (М., "Недра", I975). Максимально допустимая по газовому фактору суточная нагрузка на очистной забой $A^{г}_{max}$ (в тоннах) определяется по формуле

$$A^{г}_{max} = K_{A} A, \qquad (I4.96)$$

где K_{A} – коэффициент возможного увеличения нагрузки;

A – нагрузка на очистной забой, при которой определено среднее метановыделение в очистной выработке $J_{оч}$ и на выемочном участке $J_{уч}$, т/сут.

Коэффициент возможного увеличения нагрузки определяется при помощи номограмм (рис. I4.I6–I4.20) или по формуле

$$K_{A} = J_{р}^{-1,67}\left(\frac{Q_{р}}{a}\right)^{b}\left(\frac{\ell_{оч.р}}{\ell_{оч}}\right)^{-0,67}, \qquad (I4.97)$$

где $J_{р}$ – метановыделение в очистной выработке или на выемочном участке, м³/мин;

$Q_{р}$ – количество воздуха, которое может быть использовано для разбавления выделяющегося в очистной выработке или на выемочном участке метана, м³/мин;

a, b – константы, значения которых приведены в табл. I4.36;

$\ell_{оч.р}$ – длина очистной выработки, для которой рассчитывается нагрузка, м;

$\ell_{оч}$ – длина действующей очистной выработки, м.

Таблица I4.36

Бассейны	Значения констант	
	a	b
Донецкий и Львовско-Волынский	I80	I,87
Кузнецкий и Воркутинское месторождение Печорского бассейна	22I	2,04
Карагандинский	2I9	2,II
Интинское и Юнь-Яганское месторождения Печорского бассейна	I73	I,96

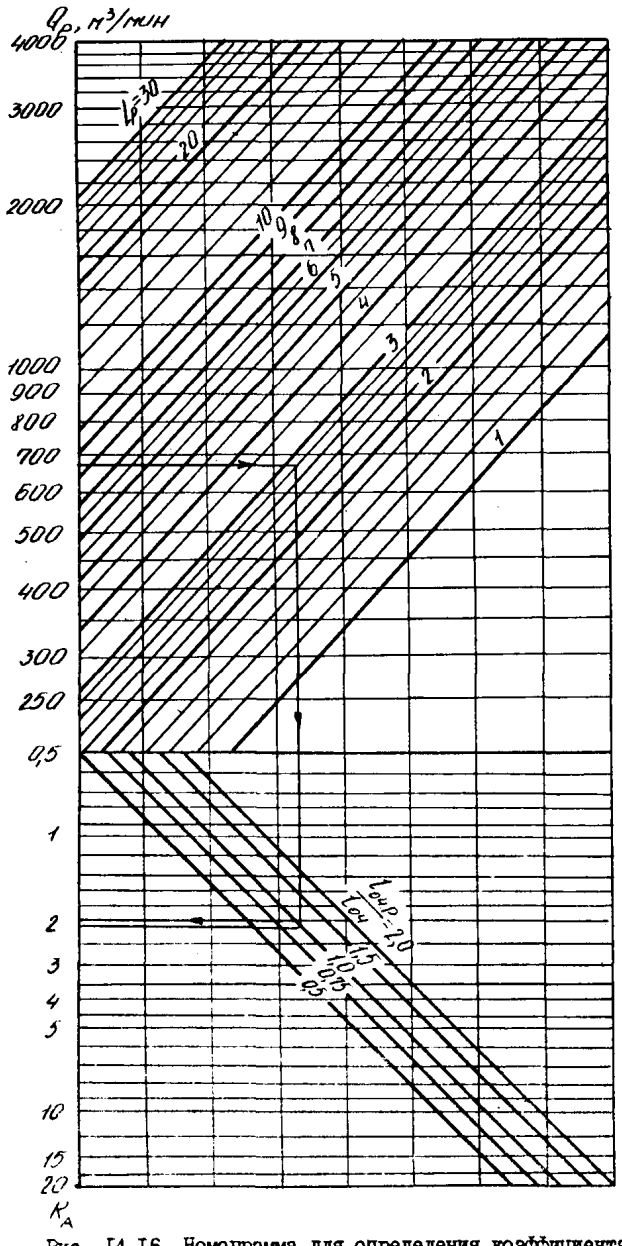


Рис. I4.I6. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Донецкого и Львовско-Волынского бассейнов

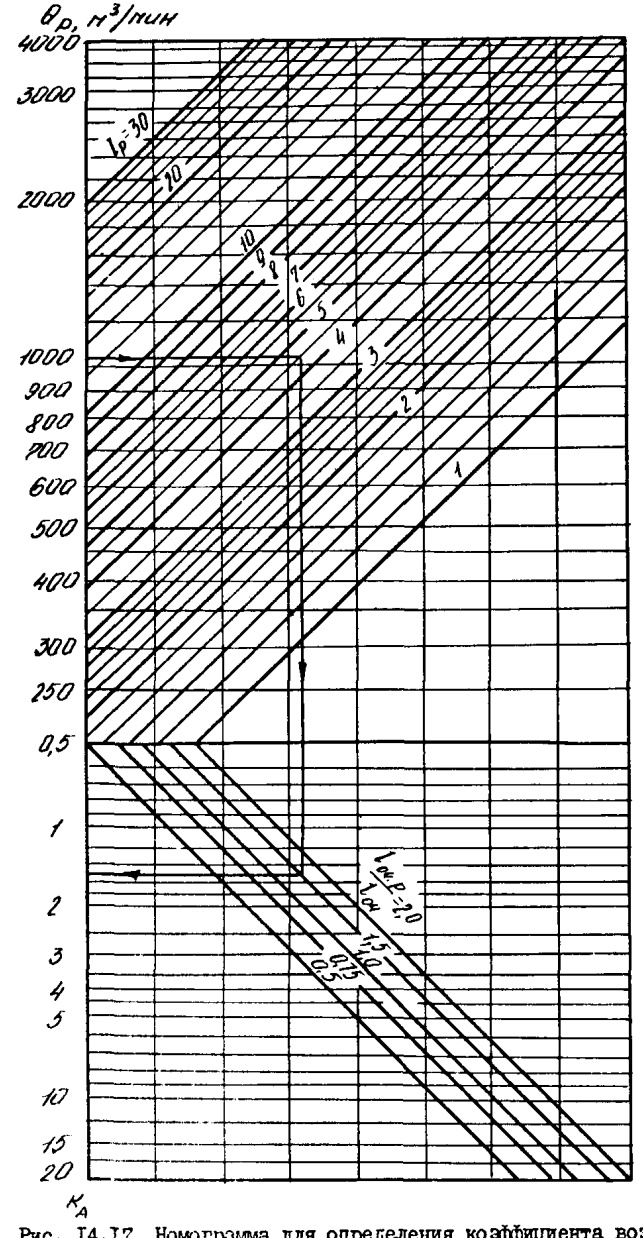


Рис. I4.I7. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Кузнецкого бассейна и Воркутинского месторождения Печорского бассейна

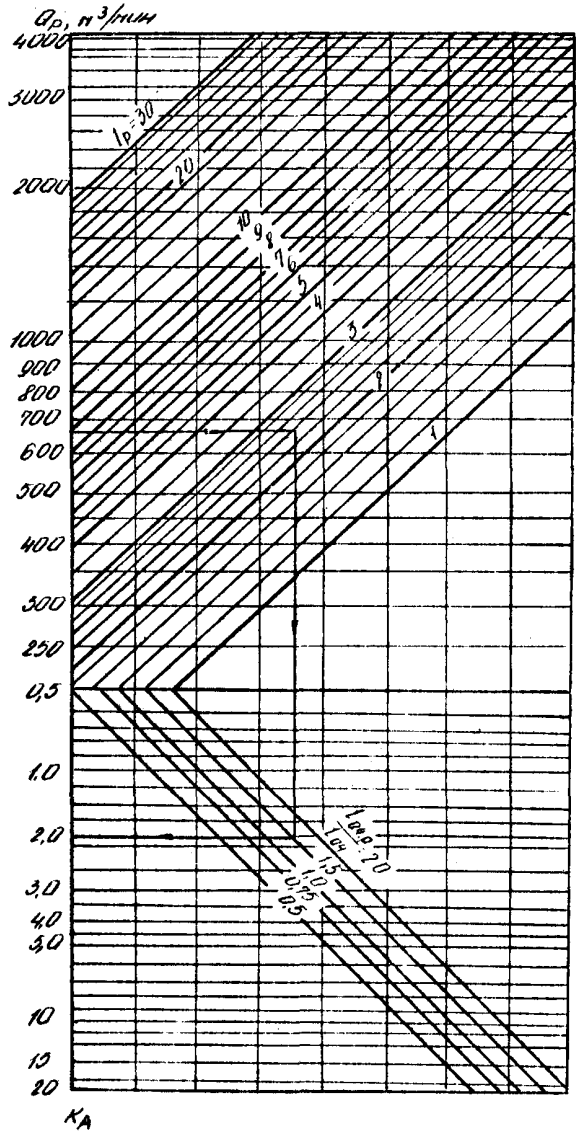


Рис. I4.I8. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Карагандинского бассейна

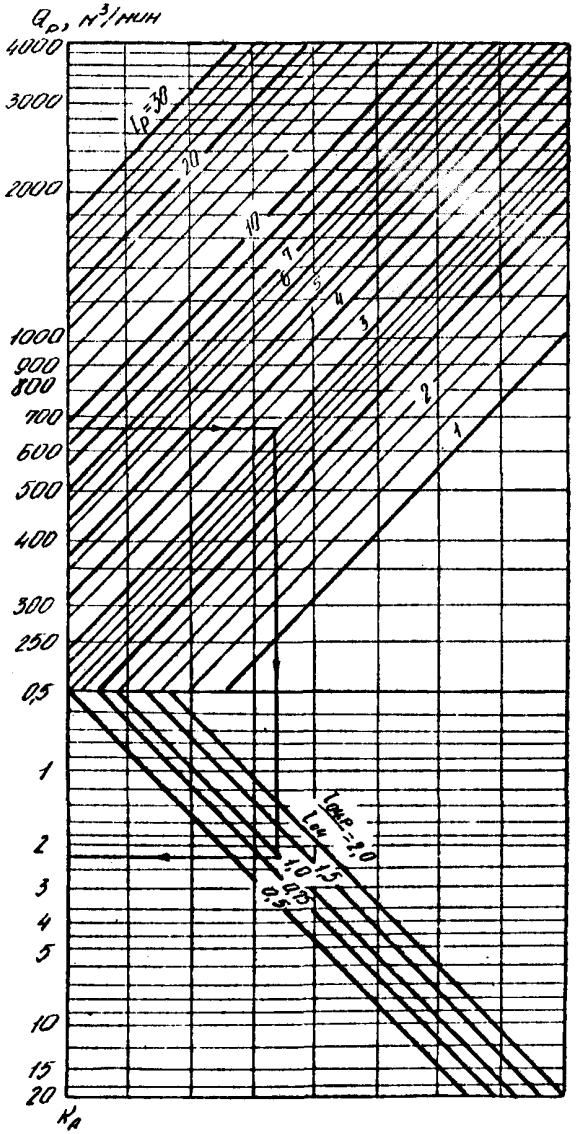


Рис. I4.I9. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Интинского и Юньягинского месторождений Печорского бассейна

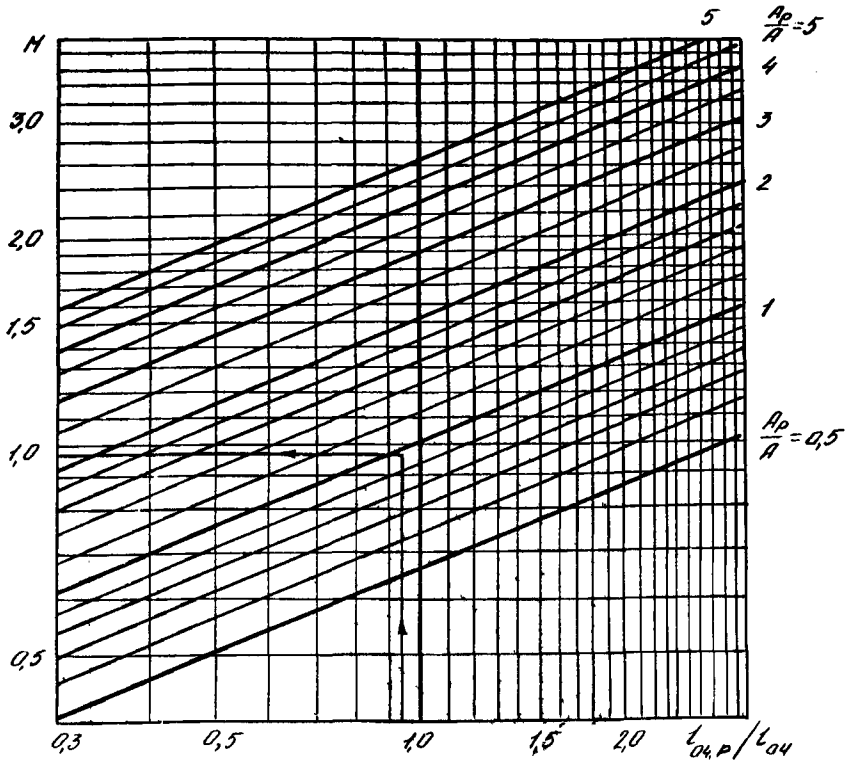


Рис. I4.20. Номограмма для определения величины

$$M=\left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч}}\right)^{0,4}\left(\frac{A_р}{A}\right)^{0,6}$$

При схемах проветривания без подсвежения исходящей из выемочного участка вентиляционной струи значения $Q_р$ и $J_р$ определяются по следующим формулам:

а) если вентиляционный штрек примыкает к выработанному пространству действующего очистного забоя:

при $\frac{J_{уч}}{J_{оч}} \leq K_{ут.в}$

$$Q_р=\frac{C-C_0}{C}\,Q_{оч\,max}\cdot K_{оз}\;;\; J_р=J_{оч}\;; \qquad (I4.98)$$

при $\frac{J_{уч}}{J_{оч}} > K_{ут.в}$

$$Q_р=\frac{C-C_0}{C}\,Q_{оч\,max}\cdot K_{ут.в}\;;\; J_р=J_{уч}\;; \qquad (I4.99)$$

б) если вентиляционный штрек примыкает к массиву угля отрабатываемого выемочного столба:

$$Q_р=\frac{C-C_0}{C}\,Q_{оч\,max}\cdot K_{ут.в}\;;\; J_р=J_{уч}. \qquad (I4.I00)$$

При схеме проветривания, предусматривающей подсвежение исходящей из выемочного участка вентиляционной струи,

$$Q_р=\frac{C-C_0}{C}\,Q_{оч\,max}\cdot K_{оз}\;;\; J_р=J_{оч}\;, \qquad (I4.I0I)$$

где C_0 – концентрация газа в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе, %;

C – допустимая концентрация газа в исходящей из выемочного участка вентиляционной струе, %;

$Q_{оч\,max}$ – максимальное количество воздуха, которое можно подать в очистную выработку, м³/мин;

$$Q_{оч\,max}=60\,S_{оч}\,v_{max}\;; \qquad (I4.I02)$$

$K_{оз}$ – коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному; в тех случаях, когда ожидаемое газовыделение определено по фактическому, $K_{оз}$ принимается по табл. I4.37; если ожидаемое метановыделение рассчитано по природной метаноносности, $K_{оз}$ принимается равным единице.

Таблица I4.37

Способ управления кровлей	Породы непосредственной кровли	$K_{оз}$
Полное обрушение	Песчаник	I,30
" "	Песчанистый сланец	I,25
" "	Глинистый сланец	I,20
Плавное опускание	Любые породы	I,I5
Частичная закладка	" "	I,I0
Полная закладка	" "	I,05

Газообильность очистных выработок и выемочных участков определяется по фактическому газовыделению.

Среднее фактическое газовыделение в очистной выработке $J_{оч.ф}$ ($м^3$/мин) при обособленном проветривании рассчитывается по формуле

$$J_{оч.ф} = J'_{оч.ф} - J_{подсв} - J_в , \qquad (I4.I03)$$

где $J'_{оч.ф}$ – средний дебит газа в вентиляционной выработке на расстоянии 10–15 м от очистного забоя, $м^3$/мин;

$J_{п.в}$ – средний дебит газа в выработке с подсвежающей струей (при схемах проветривания с подсвежением) в 10–15 м от очистного забоя, $м^3$/мин;

$J_в$ – средний дебит газа, поступающего на выемочный участок, $м^3$/мин.

При последовательном проветривании очистных выработок расчет производится по формуле

$$J_{оч.ф} = J'_{оч.ф} - J_{оч.посл} - J_{вi} , \qquad (I4.I04)$$

где $J_{оч\ посл}$ – средний дебит газа, поступающего в данную очистную выработку из других очистных выработок этого же выемочного участка, $м^3$/мин;

$J_{вi}$ – средний дебит газа, поступающего на выемочный участок с основной и подсвежающими струями, проходящими через данную очистную выработку, $м^3$/мин.

Среднее фактическое газовыделение на выемочном участке $J_{уч.ф}$ ($м^3$/мин) рассчитывается по формуле

$$J_{уч.ф} = J'_{уч.ф} - J_в , \qquad (I4.I05)$$

где $J'_{уч.ф}$ – средний дебит газа в исходящей из выемочного участка вентиляционной струе, $м^3$/мин.

Расчет ожидаемого среднего метановыделения (в кубометрах в минуту) в очистной выработке и на участке производится по фактическому выделению газа:

$$J_{оч} = J_{оч.ф}\left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч}}\right)^{0,4}\left(\frac{A_р}{A}\right)^{0,6} K_{с.р}\ K_н ; \qquad (I4.I06)$$

$$J_{уч} = J_{уч.ф}\left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч}}\right)^{0,4}\left(\frac{A_р}{A}\right)^{0,6} K_{с.р}\ K_н , \qquad (I4.I07)$$

где $l_{оч.р}$ – длина очистной выработки, для которой рассчитывается ожидаемое метановыделение, м;

$l_{оч}$ – длина очистной выработки, для которой определено фактическое метановыделение, м;

$A_р$ – планируемая нагрузка, т/сут;

A – средняя добыча угля, при которой определялось фактическое метановыделение, т/сут;

$K_{с.р}$ – коэффициент, учитывающий изменение системы разработки (табл. I4.38);

Таблица I4.38

Система разработки		Формулы для расчета коэффициента $K_{с.р}$
для которой определено фактическое метановыделение	для которой определяется ожидаемое метановыделение	
Сплошная	Столбовая, парные штреки (обратный ход)	$\frac{l_{от} - 2b_{з.д}}{l_{от}}$
Сплошная	Парные штреки (прямой ход)	$\frac{l_{от} + 2b_{з.д}}{l_{от}}$
Столбовая, парные штреки (обратный ход)	Сплошная	$\frac{l_{от}}{l_{от} - 2b_{з.д}}$
То же	Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	$\frac{l_{от} + 2b_{з.д}}{l_{от} - 2b_{з.д}}$
Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	Сплошная	$\frac{l_{от}}{l_{от} + 2b_{з.д}}$
То же	Столбовая, парные штреки (обратный ход)	$\frac{l_{от} - 2b_{з.д}}{l_{от} + 2b_{з.д}}$

Примечание. В приведенных формулах $b_{з.д}$ – ширина условной зоны дренирования пласта, принимается согласно табл. I4.39.

$K_н$ – коэффициент, учитывающий изменение метанообильности очистных выработок с глубиной; при ведении работ на глубине до 300 м ниже границы метановой зоны принимается равным единице при разности глубин разработки до 20 м, а при большей разности глубин разработки определяется по формуле (I4.I08); при ведении работ на глубине более 300 м ниже границы метановой зоны принимается равным единице при разности глубин разработки до 50 м, а при большей разности определяется по формуле (I4.I08);

$$K_н = \frac{x_р - x_{ог}}{x - x_{ог}} , \qquad (I4.I08)$$

где $x_р$ – природная метаноносность пласта на планируемой глубине разработки, $м^3$/т горючей массы;

$x_{ог}$ – остаточная метаноносность угля, м³/т горючей массы; определяется по табл. I4.40;

x – природная метаноносность пласта на глубине, для которой определено фактическое метановыделение, м³/т горючей массы.

Таблица I4.39

Время с момента обнажения пласта подготовительной выработкой до начала очистной выемки, сут	Значение $\beta_{j,g}$ при марках угля					
	А	СС	К	Ж	Г	Д
25	6,5	9,0	9,0	II,5	II,5	II,5
50	7,4	I0,5	I0,5	I3,0	I3,0	I3,0
I00	9,0	I2,4	I2,4	I6,0	I6,0	I6,0
I50	I0,5	I4,2	I4,2	I8,0	I8,0	I8,0
200	II,0	I5,4	I9,7	I9,7	I9,7	I9,7
250	I2,2	I6,9	I6,9	2I,5	2I,5	2I,5
300	I3,0	I8,0	I8,0	23,0	23,0	23,0

Значения $x_р$ и x определяются согласно "Инструкции по определению и прогнозу газоносности угольных пластов и вмещающих пород при геологоразведочных работах" (М., "Недра", I977).

Таблица I4.40

Бассейны	Значение $x_{ог}$ (м³/т горючей массы) при выходе летучих веществ, %						
	2–8	8–I2	I2–I8	I8–26	26–35	35–42	42–50
Донецкий, Карагандинский и другие с аналогичными условиями	I2,0–8,0	8,0–7,0	7,0–6,0	6,0–5,0	5,0–4,0	4,0–3,0	3,0–2,0
Кузнецкий и другие с аналогичными условиями	3,5	3,0	2,5	2,0	2,5	2,5	–

Примечание. Промежуточные значения $x_{ог}$ определяются путем линейной интерполяции.

Пример. Требуется определить возможную по газовому фактору нагрузку на лаву для следующих условий: данные по фактическому газовыделению имеются для лавы, отрабатываемой сплошной системой разработки; проектируемая лава будет отрабатываться на том же горизонте столбовой системой. Пласт мощностью I,2 м отрабатывается с помощью комплекса КМ87Э. Схема проветривания предусматривает подсвежение исходящей струи. Уголь марки Ж, выход летучих веществ на горючую массу 30%. Остальные исходные данные следующие: $l_{оч}$ = I50 м, A = I000 т/сут, $l_{оч.р}$ = 200 м, $A_р$ = I400 т/сут, $J'_{оч\,ф}$ = 3 м³/мин, $J_{п.с}$ = 0, $J_о$ = 0, $C_о$ = 0, x = I0 м³/т, $x_р$ = = I2 м³/т. Породы непосредственной кровли – глинистые сланцы (аргиллиты), способ управления кровлей – полное обрушение.

Для определения коэффициента возможного увеличения нагрузки $K_д$ по формуле (I4.97) необходимо предварительно определить входящие в нее параметры $J_р$ и $Q_р$.

Приняв, согласно требованиям ПБ, v_{max} равным 4 м/с, а $S_{оч}$, согласно "Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт" (М., "Недра", I975), равным 2,7 м², по формуле (I4.I02) определяем $Q_{оч\,max}$: $Q_{оч\,max}$ = = 670 м³/мин.

Тогда при C = I% (согласно требованиям ПБ) и $K_{в.з}$ = I,2 (см. табл. I4.39) по формуле (I4.I0I) находим, что $Q_р$ = 805 м³/мин, а $J_р = J_{оч}$.

Согласно формуле (I4.I03), $J_{оч\,ф} = J'_{оч\,ф}$ = 3 м³/мин.

Ожидаемое среднее метановыделение в очистной выработке определяем по формуле (I4.I06). Для этого предварительно находим коэффициенты $K_{с.р}$ и $K_н$.

По табл. I4.38 при $b_{з.з}$ = I8 м (см. табл. I4.39) находим, что $K_{с.р}$ = 0,82, а по формуле (I4.I08) при $x_{в.г}$ = 4,5 (см. табл. I4.40) определяем $K_н$: $K_н$ = I,36.

Тогда по формуле (I4.I06) находим $J_{оч}$: $J_{оч}$ = 4,4 м³/мин.

Коэффициент возможного увеличения нагрузки определяем по формуле (I4.97) или по номограмме (см. рис. I4.I6), при этом значения коэффициентов a и b находим по табл. I4.36: a = I80, b = I,87.

По формуле (I4.97) или по номограмме (см. рис. I4.I6) находим $K_д$: $K_д$ = I,2.

Максимально допустимую по газовому фактору суточную нагрузку на очистной забой определяем по формуле (I4.96):

$$A^г_{max} = I,2 \cdot I000 = I200 \text{ т/сут.}$$

I4.7. Проверка нагрузки на очистной забой при проектировании и реконструкции угольных шахт

При проектировании новых и реконструируемых угольных шахт перед расчетом нагрузки на очистной забой шахтопласт (шахтопласты) разбивается на выемочные поля со сходными горно-геологиче-

скими условиями по мощности пласта, углу его падения, устойчивости боковых пород так, чтобы в пределах каждого выемочного поля можно было проектировать одинаковую технологию ведения очистных работ.

Расчет нагрузки на очистной забой должен производиться по каждому выемочному полю отдельно.

I4.7.I. Определение средней нагрузки на очистной забой по выемочному полю

Средняя нагрузка на очистной забой по выемочному полю определяется по формуле

$$A_{сут} = 0{,}9(1 - P_{г.н} + P_{г.н} \cdot K_{г.н}) \frac{1}{n_{скв}} \sum_{\ell=1}^{n_{скв}} A_{сут.\ell}\,, \qquad (I4.I09)$$

где 0,9 – коэффициент уменьшения нагрузки по общешахтным причинам;

$P_{г.н}$ – вероятность работы очистного забоя в зоне особо сложных горно-геологических условий (горно-геологические нарушения, весьма неустойчивые кровли и другие факторы, приравненные к ним);

$$P_{г.н} = \frac{1}{1 + K_{г.н}\left(\frac{1}{\Delta_{г.н}} - 1\right)}\,,$$

$K_{г.н}$ – коэффициент уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне особо сложных горно-геологических условий; определение см. в разделе I4.5;

$\Delta_{г.н}$ – доля площади выемочного поля, приходящаяся на особо сложные горно-геологические условия; определяется по геологическим данным с учетом статистических оценок, полученных с отработанных участков ближайших шахтопластов;

$n_{скв}$ – число разведочных геологических скважин на выемочном поле;

$A_{сут.\ell}$ – среднесуточная нагрузка на очистной забой, рассчитанная (см. разделы I4.I–I4.3) по геологическим данным бурения ℓ -й разведочной скважины. Поскольку выбор типов и параметров транспорта при проектировании шахты производится после определения нагрузки на очистной забой, то при определении $A_{сут.\ell}$ по всем скважинам следует предполагать, что приемная способность участковой конвейерной линии и пропускная способность участковых и сборных конвейеров не ограничивают производительность выемочной машины.

Горнотехнические, технологические и организационные факторы при расчетах нагрузки принимаются в соответствии со сведениями, приведенными в технических проектах или ТЭО (в зависимости от стадий проектирования).

Найденная по формуле (I4.I09) средняя нагрузка на очистной забой по выемочному полю проверяется затем по газовому фактору (см. раздел I4.7.2).

I4.7.2. Проверка нагрузки на очистной забой по газовому фактору

Определение нагрузки на очистной забой с учетом газового фактора производится согласно "Руководству по проектированию вентиляции угольных шахт" (М., "Недра", I975). Суточная нагрузка на очистной забой с учетом газового фактора $A^{г}_{сут}$ (в тоннах) определяется по формуле

$$A^{г}_{сут} = j \cdot K^{с}_{м} \cdot T_{сут}\,,$$

где j – расчетная производительность выемочной машины по газовому фактору, т/мин;

$K^{с}_{м}$ – суточный коэффициент машинного времени;

$$K^{с}_{м} = \frac{n_{см} \cdot T_{см}}{1440} K_{м}\,;$$

где $n_{см}$ – число добычных смен в сутки;

$T_{см}$ – продолжительность добычной смены, мин;

$T_{сут}$ – продолжительность суток в минутах; $T_{сут}$ = = I440 мин.

Производительность выемочной машины с учетом газового фактора j определяется по формуле

$$j = \frac{0{,}6\, v_{max} \cdot S_{оч.р} \cdot C \cdot \frac{1}{K^{в}_{р}}}{K_{дег.в} \cdot q_{пл}(1 - K_{дег.пл}) + [(1 - K_{дег.в})\, q_{пл}\,(1 - K_{дег.пл}) + \cdots \rightarrow}$$

$$\leftarrow \cdots + K_{в.п} \cdot q_{в.п}\,(1 - K_{дег.с.п})]K^{с}_{м}}\,, \qquad (I4.II0)$$

где v_{max} – максимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в очистной выработке, равная 4 м/с;

$S_{оч.р}$ – расчетная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки, м²; определяется по табл. I4.4I;

Таблица I4.4I

Степень обособленности разбавления по источникам поступления	Направление выдачи исходящей струи из лавы	$S_{оч.р}$, м²	$K_{в.п}$
I тип (без подсвежения)	На массив	$S_{оч} \cdot K_{ут.в}$	I
	На выработанное пространство	$S_{оч} \cdot K_{ут.в}$	I
II и III типы (с подсвежением)	На выработанное пространство	$S_{оч}$	0

C – допустимая концентрация метана в исходящей вентиляционной струе лавы, %;

$K_р^в$ – коэффициент резерва воздуха для проветривания очистного забоя; определяется по формуле

$$K_р^в = I + 0{,}04\,V_л,$$

$V_л$ – скорость подвигания очистного забоя, м/сут. Введение коэффициента резерва воздуха $K_р^в$ в расчетах обеспечивает выполнение требований § I84 ПБ о нормальном проветривании очистного забоя;

$K_{дег.е}$ – коэффициент, учитывающий естественную дегазацию пласта в зоне выемки; определяется по табл. I4.42;

Таблица I4.42

Скорость подвигания очистного забоя, м/сут	$K_{дег.е}$		
	Каменные угли	Тощие угли	Антрациты
I,5	0,50	0,60	0,70
2,0	0,56	0,65	0,74
2,5	0,6I	0,69	0,77
3,0	0,67	0,73	0,80
3,5	0,72	0,78	0,83
4,0	0,77	0,82	0,87
4,5	0,83	0,87	0,90
5,0	0,89	0,9I	0,94
5,5	0,95	0,96	0,97
6 и более	I,00	I,00	I,00

$q_{пл}$ – относительное метановыделение из разрабатываемого пласта в призабойное пространство очистной выработки, м³/т; определяется по фактическим данным или согласно "Руководству по проектированию вентиляции угольных шахт" (М., "Недра", I975);

$K_{дег.пл}$ – коэффициент, учитывающий эффективность дегазации разрабатываемого пласта (определяется согласно таблице I4.43);

Таблица I4.43

Метод воздействия на угленосную толщу	Способ дегазации	Значение коэффициента эффективности дегазации источника $K_{дег}$
	Сближенные пласты	
Подработка толщи	Скважинами, пробуренными из выработок на сближенный пласт:	
	при сохранении выработки, из которой бурятся скважины	0,4–0,8
	при погашении выработки, из которой бурятся скважины	0,2–0,5
	Скважинами, пробуренными с поверхности	0,4–0,7
	Газосборными выработками или скважинами	0,4–0,8
Надработка толщи	Скважинами, пробуренными из выработок	0,3–0,5
	Газосборными выработками или скважинами	0,4–0,5
	Разрабатываемые пласты	
Разгрузка пласта скважинами и выработками	Подготовительными выработками	0,2–0,3
	Скважинами, пробуренными по пласту из подготовительных выработок	0,3–0,5
	Скважинами, пробуренными из полевых выработок	0,2–0,3
Разгрузка пласта очистным забоем	Скважинами, пробуренными из очистного забоя	0,2–0,3
	Скважинами, пробуренными из подготовительных выработок в зоне влияния очистного забоя	0,2–0,3
Разгрузка пласта очистным забоем	Скважинами, пробуренными из подготовительных выработок вблизи очистного забоя при подработке или надработке сближенным пластом	0,3–0,4
Дегазация пластов в сочетании с гидроразрывом	Гидравлический разрыв пласта через скважины, пробуренные из выработок	0,5–0,6
	Выработанное пространство	
	Отсос газа из выработанного пространства действующих участков при обратном порядке отработки с использованием:	
	газопровода	0,2–0,3
	эжекторов и вентиляторов	0,3–0,7
	При прямом порядке отработки	0,2
	Скважинами, пробуренными под куполами обрушения	0,3–0,4
	Скважинами, пробуренными с поверхности	0,4–0,6
	Отсос газа из старых выработанных пространств скважинами, пробуренными из выработок	0,3–0,6

$K_{в.п}$ – коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства в призабойное; определяется по табл. I4.4I, в которой $S_{оч}$ – площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в свету, м^2; определяется по табл. I4.8; $K_{ут.в}$ – коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство; определяется по табл. I4.44;

$q_{в.п}$ – относительное метановыделение из выработанного пространства, м^3/т; определяется по фактическим данным или согласно "Руководству по проектированию вентиляции угольных шахт" (М., "Недра", I975);

$K_{д.эф.с.п}$ – коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и выработанного пространства; определяется по табл. I4.43.

Таблица I4.44

Схема проветривания выемочных участков	Значение $K_{ут.в}$ в зависимости от способа управления и пород непосредственной кровли							
	Полное обрушение			Частичная закладка			Плавное опускание	
	Глинистые сланцы	Песчанистые сланцы	Песчаники	Глинистые сланцы	Песчанистые сланцы	Песчаники	Глинистые сланцы	Известняки
Возвратноточная, вентиляционный штрек расположен в выработанном пространстве	I,40	I,55	I,70	I,20	I,25	I,40	I,30	I,70
Прямоточная, вентиляционный штрек расположен в выработанном пространстве	I,30	I,40	I,55	I,20	I,25	I,35	I,20	I,60
Прямоточная и возвратноточная, вентиляционный штрек расположен в массиве угля	I,25	I,30	I,40	I,I0	I,I5	I,25	I,20	I,30
Любая с частичным или полным разбавлением метана по источникам поступления	I,60	I,65	I,80	I,25	I,30	I,40	I,65	I,85

В табл. I4.44 приведены значения $K_{ут.в}$ при поддержании выработок, примыкающих к выработанному пространству, бутовыми полосами шириной 4-6 м. При поддержании выработок другими способами величина коэффициента $K_{ут.в}$ умножается на поправочный коэффициент, равный: при поддержании кострами – I,45; бутокострами и бутовыми полосами шириной менее 4,0 м – I,I0; бутовыми полосами с окнами – I,05; бутовыми полосами шириной 7-I0, II-I5 и I6-20 м – соответственно 0,90; 0,80 и 0,70.

I4.8. Инструкция по расчету нормативов средней нагрузки на очистной забой при различных способах механизации по производственному объединению, бассейну и отрасли

Под нормативом средней нагрузки на очистной забой с определенным способом механизации выемки угля следует понимать среднюю величину нормативов нагрузки, рассчитанных для всех очистных забоев с данным способом механизации (см. разделы I4.I-I4.3). Определяющим признаком при отнесении очистного забоя к очистным забоям с одинаковым способом механизации следует считать одинаковые типы крепи и выемочной машины.

Под нормативом средней нагрузки на очистной забой в производственном объединении (бассейне, отрасли) следует понимать сумму средневзвешенных по числу забоев нормативов средних нагрузок на очистные забои с каждым способом механизации:

$$A_{ср} = \sum_{i=1}^{m} A_{ср}^{(i)} \frac{N_i}{N},$$

где m – количество способов механизации очистных работ;

$A_{ср}^{(i)}$ – норматив средней нагрузки на очистной забой с i-м способом механизации выемки, т/сут;

N_i – среднедействующее число очистных забоев с i-м способом механизации выемки;

N – общее среднедействующее число очистных забоев.

При небольшом числе очистных забоев и наличии основных сведений о горно-геологических условиях ведения очистных работ по каждому забою норматив средней нагрузки определяется как средний из нормативов, рассчитанных по горно-геологическим условиям для каждого отдельного очистного забоя в соответствии с методикой расчета нагрузки, изложенной в разделах I4.I-I4.3.

При большом числе очистных забоев и невозможности прогнозирования горно-геологических условий ведения очистных работ отдельно по каждому забою норматив средней нагрузки при определенном способе механизации выемки по производственному объединению (бассейну, отрасли) определяется с помощью ЭВМ по формуле

$$A_{ср}^{(i)} = \sum_{к} a_к \varphi(a_к),$$

где $a_к$ – середины разрядов, на которые разбивается область возможных значений нормативов нагрузки по данному производственному объединению (бассейну, отрасли) с определенным способом механизации очистных работ, т/сут;

$\varphi(a_к)$ – доля очистных забоев с данным способом механизации, норматив нагрузки которых принадлежит к данному разряду.

Ширина каждого разряда составляет 50 т/сут, начало первого разряда – 0 т/сут.

Расчеты производятся на ЭВМ "Минск-32" по программе "Буран", разработанной в ИГД им. А.А.Скочинского.

Выходная форма, получаемая в результате расчетов на ЭВМ, дает возможность:

устанавливать значения средних нагрузок, доли лав с нагрузкой свыше 1000 т/сут и их распределения по нагрузке;

контролировать правильность входной информации;

производить анализ полученных результатов.

Выходная форма имеет в своем составе:

распечатку исходных данных, задаваемых в виде отдельных величин и гистограмм;

необходимые для анализа распределения промежуточных расчетных величин: скорости подачи комбайна, рассчитанной по креплению, минутной производительности, коэффициента машинного времени, удельного веса сдерживающих увеличение нагрузки факторов;

графики распределения очистных забоев по среднесуточной нагрузке в горной массе, значения средней нагрузки и доли очистных забоев с нагрузкой свыше 1000 т/сут.

Распечатка исходных данных на выходной форме представляется в следующем виде. Верхние две строки определяют исходные данные, задаваемые однозначно: 1-я строка – обозначение величин, 2-я строка – значения соответствующих величин.

Задание остальных исходных данных гистограммное. Каждому фактору соответствует запись в две строки: в 1-й строке – сокращенное название фактора, во 2-й строке – цифровые данные по этому фактору. Первая цифра обозначает число разрядов в гистограмме, вторая цифра – середину первого разряда, третья – вероятность попадания данного фактора в интервал, соответствующий первому разряду, четвертая – середину второго разряда, пятая – вероятность попадания в интервал, соответствующий второму разряду, и т.д.

Цифровые данные, характеризующие состояние сопряжений очистных и подготовительных выработок, представлены двумя строчками. В первой строке дается номер осложняющего фактора с указанием буквенного индекса К (сопряжение с конвейерной выработкой), *с* (сопряжение со средней выработкой) или *б* (сопряжение с вентиляционной выработкой). Во второй строке под номерами осложняющих факторов указан удельный вес очистных забоев, в которых имеет место данный осложняющий фактор.

Цифровые данные, характеризующие действие дополнительных факторов, снижающих нагрузку на очистной забой, представляются в трех строках. В первой строке указаны номера факторов по порядку, во второй – коэффициенты снижения нагрузки при действии соответствующего фактора, в третьей строке указан удельный вес очистных забоев, на работу которых оказывает влияние соответствующий дополнительный фактор, уменьшающий нагрузку.

14.9. Определение коэффициента машинного времени работы комбайна с помощью устройства УПМ2Р

Для учета машинного времени работы комбайнов и простоев очистных комплексов следует использовать устройство УПМ2Р. Это позволит выявить причины, по которым данный коэффициент ниже расчетного, и разработать мероприятия по его увеличению.

Устройство УПМ2Р обеспечивает контроль и учет следующих показателей:

машинного времени работы комбайна с начала смены;

продолжительности текущего простоя;

суммарного времени непродолжительных простоев[x)] с начала смены;

числа продолжительных простоев с начала смены;

машинного времени работы комбайна с момента его установки в лаве.

Устройство изготавливается серийно Быковским экспериментальным заводом средств автоматики.

---

x) Непродолжительным считается простой длительностью до установленного предела, который для устройства УПМ2Р может быть в интервале 5–15 мин.

Техническая характеристика УПМ2Р

Исполнение	Общепромышленное, с искробезопасными входными цепями
Максимальное число контролируемых комплексов	8
Способ воспроизведения контролируемых показателей	Цифровая индикация
Питание	Трехфазная сеть переменного тока напряжением 380/220 В
Допустимое отклонение напряжения питания, %	I0-I5
Потребляемая мощность, ВА	Не более 500
Установка времени на селекцию продолжительных простоев, мин	5-I5
Температура окружающей среды, °С	От +I0 до +35
Габариты, мм:	
блок индикации	330x230x78
стойка аппаратуры	I600x550x350

Устройство выпускается в двух исполнениях. В первом исполнении оно обеспечивает контроль четырех очистных комплексов, во втором исполнении - восьми.

Комплектность поставки

	Исполнение I	Исполнение II
Стойка аппаратуры	I	2
Блок индикации	I	I
Комплект ЗИП	I	I
Сопроводительная документация (комплект)	I	I
Первичные электрочасы ПКЛЗ-24 (поставляются по заказу за отдельную оплату)	I	I

Стойка аппаратуры имеет блочное исполнение, контроль каждого очистного комплекса обеспечивается независимым блоком. Блок индикации является общим для всех контролируемых комплексов. Отображение данных на цифровых индикаторах блока осуществляется по вызову. Лицевая панель блока, кроме цифровых индикаторов, содержит ряд кнопочных переключателей,два из которых - "Индикация" и "Счетчик" - служат соответственно для снятия напряжения с индикаторов и для установки счетчиков в исходное положение.Остальные кнопочные переключатели с подсвечиваемыми указателями служат для отключения звукового сигнала, поступающего от устройства УПМ2Р при смене состояний контролируемых комплексов (нижний ряд кнопок) и для вызова на индикацию данных по выбранному объекту (верхний ряд кнопок).

Диспетчер определяет состояние комплекса по положению кнопочных переключателей,клавиши которых для неработающих комбайнов утоплены. При простое, длительность которого превышает установленный предел, подсвечивается указатель у кнопочного переключателя для данного забоя, одновременно подается звуковой сигнал.

Для отключения звукового сигнала необходимо нажать кнопочный переключатель данного комбайна. После окончания простоя вновь подаются звуковой и световой сигналы,которые отключаются повторным нажатием кнопочного переключателя. Таким образом, начало и окончание каждого простоя продолжительностью сверх установленного предела должны быть зафиксированы диспетчером.

Таблица I4.45

Дата, смена	Участок, забой	Выход подземных рабочих, человек			Почасовая добыча, т							Добыча, т/м		Машинное время		Шифр забоя	Простой							
		всего	в том числе:									наряд	фактическая	ч	мин		начало		продолжительность		суммарное время непродолжительных простоев		шифр причины	причина
			ГРОЗ	электрослесарей													ч	мин	ч	мин	ч	мин		
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	I3	I4	I5	I6	I7	I8	I9	20	2I	22	23	24	25

В настоящее время на шахтах действует учетная сменная форма Ш.I.2 из "Журнала учета работы шахты" (табл. I4.45). В этой форме предусмотрена регистрация ряда показателей, характеризующих использование выемочных машин в очистных забоях.

I5. МЕРОПРИЯТИЯ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ НАДЕЖНОСТИ И РИТМИЧНОСТИ РАБОТЫ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ И ШАХТЫ

I5.I. Прогноз ритмичности работы очистных забоев и шахт

Под ритмичной работой очистных забоев и шахт понимается их способность производить через равные промежутки времени одинаковые объемы добычи. Противоположным ритмичности является понятие неравномерности добычи, которая оценивается коэффициентом вариации

$$k_v = \frac{\sigma_A}{M_A},$$

где σ_A – среднеквадратическое отклонение добычи A;
M_A – математическое ожидание добычи A.

Коэффициент вариации может устанавливаться по фактическим данным методами математической статистики или рассчитываться с помощью приводимых ниже формул.

I5.I.I. Прогноз минутной неравномерности поступления углепотоков

Прогноз минутной неравномерности поступления углепотоков необходим для обоснования принимаемых коэффициентов резерва производительности обеспечивающих выемку угля вспомогательных процессов, жестко связанных с работой комбайна (крепление за комбайном, транспортирование угля и др.).

Причиной неравномерности поступления углепотока при непрерывной работе выемочной машины и устойчивых и средней устойчивости кровлях является неравномерный по длине лавы отжим угля. При неустойчивых кровлях неравномерность углепотока обусловлена неравномерностью процесса крепления за комбайном.

Коэффициент вариации углепотока k_{vq} при непрерывной работе комбайна колеблется в интервале от 0,2 до 0,4.

Коэффициент вариации углепотока из очистного забоя с учетом перерывов в работе выемочной машины определяется выражением

$$k_v^* = \sqrt{\frac{1 + k_{vq}^2}{k_M} - 1}, \qquad (I5.I)$$

где k_M – коэффициент машинного времени работы выемочной машины по добыче.

I5.I.2. Прогноз часовой неравномерности добычи в очистном забое

Прогноз часовой неравномерности добычи в очистном забое необходим в первую очередь для построения надежной планограммы организации работ с тем, чтобы вспомогательные процессы (выемка ниш, передвижка посадочных стоек при применении индивидуальной крепи, выкладка бутовых полос, подрывка кровли вентиляционного штрека при сплошной системе разработки и др.), непосредственно не связанные с работой выемочной машины, не препятствовали выемке следующей полосы.

Коэффициент вариации добычи за время τ (мин) при непрерывной работе выемочной машины определяется по формуле

$$K_{v\tau} = 1{,}41 K_{vq} \frac{\tau_к}{\tau} \sqrt{\frac{\tau}{\tau_к} + e^{-\frac{\tau}{\tau_к}} - 1}, \qquad (I5.2)$$

где $\tau_к$ – время корреляции углепотока; при устойчивых и средней устойчивости кровлях $\tau_к$ = 4 мин; при неустойчивых кровлях

$$\tau_к \approx \frac{10}{v_{кр}} \text{ мин},$$

$v_{кр}$ – расчетная скорость крепления за комбайном, м/мин (см. раздел I4.I.5).

Коэффициент вариации добычи за время t (мин) работы выемочной машины с учетом перерывов определяется по формуле

$$K_{vt} = 1{,}41 \frac{1}{t} \sqrt{(1-K_м)\theta\left[t - K_м\theta\left(1-e^{-\frac{t}{K_м\theta}}\right)\right]}, \qquad (I5.3)$$

где θ – среднее время перерывов в работе выемочной машины, мин.

Среднеквадратическое отклонение объема добычи в тоннах за время t (мин) при работе выемочной машины с перерывами равно

$$\sigma_A = \sqrt{b\left[t - K_м\theta\left(1-e^{-\frac{t}{K_м\theta}}\right)\right]}, \qquad (I5.4)$$

где b – коэффициент дисперсии минутной угледобычи, $т^2$/мин;

$$b = 2q^2 K_м^2 (1-K_м)\theta. \qquad (I5.5)$$

Как видно из формулы (I5.4), с увеличением t выражение в квадратных скобках приближается к линейному, так что дисперсия объема добычи за время, большее часа ($t > 60$ мин), практически линейно зависит от времени:

$$\sigma_A^2 = bt. \qquad (I5.6)$$

I5.I.3. Прогноз часовой неравномерности добычи по шахте

Знание ожидаемой неравномерности часовой добычи по шахте или отдельным блокам и панелям позволяет обоснованно устанавливать необходимые резервы производительности сборных транспортных линий и углевыдающего ствола, а также сооружать осредняющие бункера достаточной емкости, с тем чтобы, с одной стороны, обеспечивать по транспорту бесперебойную работу очистных забоев, с другой – добиваться максимально возможной ритмичности поступления добычи из основных подземных транспортных выработок и углевыдающего ствола.

В основе неравномерности добычи по шахте лежит неравномерность состояний готовности очистных забоев и сборных транспортных линий. Если очистной забой может находиться только в двух состояниях (I – выемка угля производится,0 – выемка угля не производится), то шахта как технологическая схема может находиться в 2^n состояниях (здесь n – число очистных забоев в шахте).

Неравномерность состояний готовности технологической схемы можно оценивать коэффициентом вариации числа очистных забоев в шахте, где одновременно ведется выемка угля. Для расчета коэффициента вариации технологическая схема подземных горных работ разбивается по уровням: добычные участки (S = 0), панели (S = I), блоки (S = 2),..., общешахтный комплекс ($S = K$) в соответствии с принятой схемой вскрытия и подготовки шахтного поля (рис. I5.I).

Коэффициент вариации числа одновременно действующих в шахте очистных забоев определяется выражением

$$K_{vn} = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{S=0}^{k} \left(\frac{1}{\mu^{(S)}} - 1\right)\left(n_{S-1} - 1\right) \prod_{\ell=0}^{S=2} n_\ell}, \qquad (I5.7)$$

где K – максимальный уровень структуры технологической схемы подземных горных работ (уровень общешахтного комплекса; на рис. I5.I K = 4);

$\mu^{(s)}$ – коэффициент готовности участка сборных транспортных звеньев от S до K -го уровня;

$$\mu^{(s)} = \mu_s \mu_{s+1} \cdots \mu_K ,$$

$\mu_\ell (\ell = S, \ldots, K)$ – коэффициент готовности участка сборной транспортной линии ℓ -го уровня;

n_ℓ – число ответвлений от участка на ℓ-м уровне в направлении к очистным забоям.

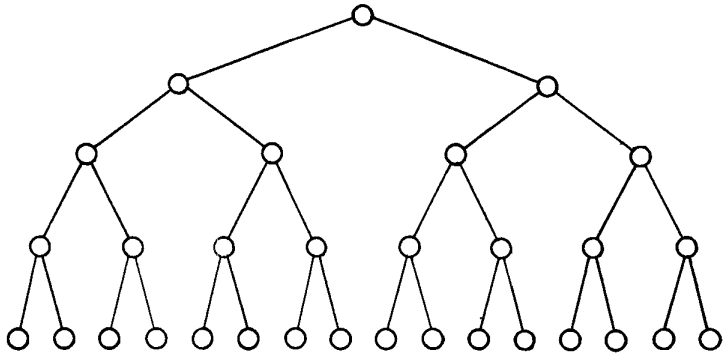


Рис. I5.I. Четырехуровневая структура технологической схемы шахты

Анализ выражения (I5.7) показывает, что максимальная неравномерность достигается при одном очистном забое в шахте (когда $n = n_1, n_2, \ldots, n_K = 1$). С увеличением разветвленности на любом уровне неравномерность уменьшается, причем скорость снижения неравномерности тем выше, чем на более высоком уровне идет увеличение разветвленности структуры технологической схемы шахты.

I5.I.4. Прогноз неравномерности суточной добычи угля в очистных забоях и по шахте

В отличие от часовой неравномерности, неравномерность добычи в суточных временных интервалах обусловлена главным образом появлением аварийных отказов транспортно-добычного оборудования, приводящих к целосменным и долее его простоям.

Прогноз суточной неравномерности добычи угля в очистных забоях и по шахте необходим для расчета рационального числа резервных смен в действующих очистных забоях, объема угольных складов на поверхности и осуществления других мероприятий с целью обеспечения ритмичной поставки добываемого угля потребителям.

Дисперсия добычи очистного забоя за t суток определяется выражением

$$DA(t) = b_c t ,$$

где b_c – суточный коэффициент дисперсии добычи, $т^2$/сут;

$$b_c = n_{см} T_{см} b_м^* ,$$

$n_{см}$ – число смен по добыче в очистном забое;

$T_{см}$ – продолжительность смены по добыче, мин;

$b_м^*$ – минутный коэффициент дисперсии добычи, $т^2$/мин; определяется по графикам зависимости его от среднесменной нагрузки и вида крепления в очистном забое (рис. I5.2).

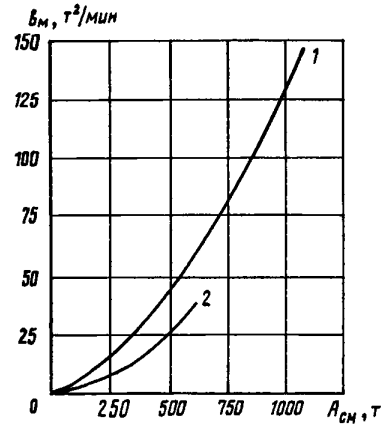


Рис. I5. 2. Увеличение коэффициента дисперсии минутного углепотока с увеличением среднесменной нагрузки комплексно-механизированных забоев (I) и забоев с индивидуальной крепью (2)

Дисперсия добычи по шахте определяется как сумма дисперсий добычи из очистных забоев.

I5.I.5. Оценка изменчивости средней производительности комбайна за период отработки выемочного столба

Знание изменчивости средней производительности комбайна в любой из моментов времени отработки выемочного столба необходимо для определения рациональных коэффициентов резерва пропускной способности участковых конвейерных линий.

Изменение расчетной производительности комбайнов в процессе отработки выемочного столба вызывается изменением по длине выемочного столба горно-геологических параметров, определяющих производительность комбайна (сопротивляемости угля резанию, мощности породных прослойков, устойчивости боковых пород).

При разработке угольных пластов со слабыми почвами коэффициент вариации производительности комбайна определяется по формуле

$$K_{\vartheta q} = 0{,}58\,\frac{\frac{H_n''}{H_n'} - 1}{\frac{H_n''}{H_n'} + 1}, \qquad (I5.8)$$

где H_n'', H_n' – соответственно максимальное и минимальное значение несущей способности почвы, кгс/см².

При разработке пластов с устойчивыми и средней устойчивости боковыми породами коэффициент вариации производительности комбайна определяется по формуле

$$K_{\vartheta q} = \frac{\sqrt{K_{\vartheta A_y}^2 + \bar{\Delta}_n\left[K_{\vartheta A_n}^2 + (K_{\vartheta A_n}^2 + 1)K_{\vartheta \Delta_n}^2\right]K_{A_n}^2}}{1 + \bar{\Delta}_n K_{A_n}}, \qquad (I5.9)$$

где $K_{\vartheta A_y}$ – коэффициент вариации сопротивляемости угля резанию по длине выемочного столба;

$$K_{\vartheta A_y} = 0{,}58\,\frac{\frac{H_y''}{H_y'} - 1}{\frac{H_y''}{H_y'} + 1}; \qquad (I5.I0)$$

H_y'', H_y' – соответственно максимальное и минимальное значение сопротивляемости угля резанию по длине выемочного столба;

$\bar{\Delta}_n$ – среднее значение отношения суммарной мощности породных прослойков к вынимаемой мощности пласта (с учетом прослойков);

$K_{\vartheta A_n}$ – коэффициент вариации сопротивляемости резанию породных прослойков по длине выемочного столба;

$$K_{\vartheta A_n} = 0{,}58\,\frac{\frac{A_n''}{A_n'} - 1}{\frac{A_n''}{A_n'} - 1}; \qquad (I5.II)$$

A_n'', A_n' – соответственно максимальное и минимальное значение сопротивляемости резанию породных прослойков по длине выемочного столба;

$K_{\vartheta \Delta_n}$ – коэффициент вариации отношения суммарной мощности породных прослойков к вынимаемой мощности пласта по длине выемочного столба;

$$K_{\vartheta \Delta_n} = 0{,}58\,\frac{\frac{\Delta_n''}{\Delta_n'} - 1}{\frac{\Delta_n''}{\Delta_n'} - 1}; \qquad (I5.I2)$$

Δ_n'', Δ_n' – соответственно максимальное и минимальное значение отношения суммарной мощности породных прослойков к вынимаемой мощности пласта;

K_{A_n} – коэффициент увеличения сопротивляемости резанию пород прослойка относительно сопротивляемости резанию угля;

$$K_{A_n} = \frac{\bar{A}_n}{\bar{A}_y},$$

$\bar{A}_n, \bar{A}_y$ – соответственно средние значения сопротивляемости резанию пород прослойка и угля по длине выемочного столба, кгс/см.

I5.I.6. Прогноз изменчивости средней производительности комбайна по шахтопласту

Прогноз изменчивости средней производительности комбайна на различных участках шахтопласта необходим для установления резервов пропускной способности сборных транспортных линий при

перспективном планировании горных работ, а также при проектировании и реконструкции угольных шахт.

При переходе от выемочного столба к шахтопласту при расчете изменчивости средней производительности комбайна необходимо учитывать изменчивость устойчивости боковых пород.

При разработке пластов средней мощности коэффициент вариации производительности комбайна по шахтопласту определяется из выражения

$$K_{vq} = \sqrt{-1 + \frac{(1-P_{н.к})(1+K^2_{vq_п})\bar{q}_п^{\,2} + P_{н.к}(1+K^2_{vq_{кр}})\bar{q}_{кр}^{\,2}}{\left[(1-P_{н.к})\bar{q}_п + P_{н.к}\bar{q}_{кр}\right]^2}}, \quad (I5.I3)$$

где $P_{н.к}$ – вероятность работы комбайна на участках с неустойчивыми и весьма неустойчивыми кровлями;

$K_{vq_п}$ – коэффициент вариации производительности комбайна в зависимости от скорости подачи, определяется по формуле (I5.9);

$K_{vq_{кр}}$ – коэффициент вариации производительности комбайна в зависимости от скорости крепления; определяется по формуле (I5.8).

I5.I.7. Расчет коэффициента резерва пропускной способности конвейерных линий

Резерв пропускной способности конвейерных линий предусматривается для обеспечения бесперебойной работы очистных забоев по фактору "пропускная способность конвейерных линий" в условиях изменяющейся расчетной производительности выемочных машин в связи с изменением устойчивости боковых пород и сопротивляемости пласта резанию в пределах выемочных столбов и шахтопласта.

Коэффициент резерва пропускной способности конвейерных линий определяется по формуле

$$K_p = 1 + K_{vq}\,\Psi\left(\frac{1}{1+\Delta}\right),$$

где $\Psi(Z)$ – функция, обратная функции Лапласа $\Phi(x)$;

$$\Phi(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}}\int_{-\infty}^{x} e^{-\frac{t^2}{2}}\,dt,$$

так что $\Psi(\Phi(x)) = x$ (график функции $\Psi(Z)$ приведен на рис.I5.3);

$$\Delta = \frac{C_2}{C_1},$$

C_1 – эксплуатационные расходы на добычу I т угля по добычному участку, руб/т;

C_2 – затраты на транспортирование I т добываемого угля вдоль данного расчетного участка (при расчете участковых конвейерных линий – эксплуатационные расходы, при расчете сборных конвейерных линий – приведенные затраты), руб/т;

K_{vq} – коэффициент вариации средней производительности выемочной машины, связанный с изменчивостью горно-геологических условий.

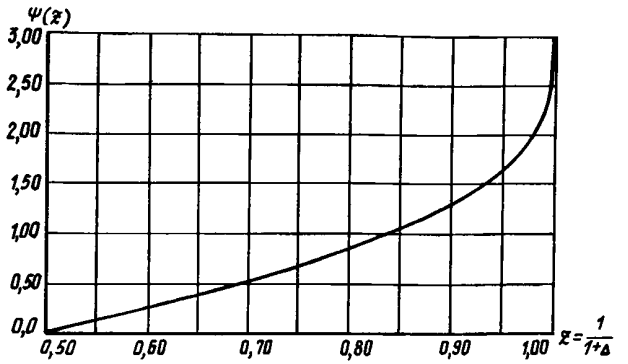


Рис. I5.3. График зависимости функции $\Psi(Z)$, обратной функции Лапласа

При определении коэффициента резерва пропускной способности участковых конвейерных линий K_{vq} определяется по формуле (I5.9) при устойчивых и средней устойчивости кровлях и по формуле (I5.8) при неустойчивых кровлях.

При расчете коэффициента резерва пропускной способности сборных конвейерных линий

$$K_{vq} = \frac{1}{\sqrt{n}}\,K^*_{vq},$$

где K^*_{vq} – коэффициент, определяемый по формуле (I5.I3);

n – среднедействующее число очистных забоев, работающих на данную сборную линию.

I5.I.8. Прогноз неравномерности углепотоков на сборные транспортные линии при планировании горных работ на действующих и проектируемых шахтах

Коэффициент вариации углепотоков, поступающих на сборные транспортные линии, определяется отношением

$$\kappa_{v\omega} = \frac{\sqrt{D\omega}}{M\omega},$$

где $D\omega, M\omega$ – соответственно дисперсия ($т^2/мин^2$) и математическое ожидание (т/мин) углепотока.

Перед расчетом величин $D\omega$ и $M\omega$ предварительно составляется структурная схема поступления углепотоков из очистных и подготовительных забоев к углевыдающему стволу (рис. I5.4), а также определяются пропускная способность и коэффициенты готовности сборных транспортных линий по всем расчетным участкам. К одному расчетному участку относятся все конвейерные установки между двумя соседними разветвлениями транспортной системы шахты.

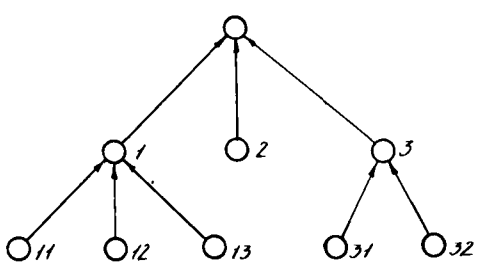


Рис. I5.4. Структурная схема углепотоков из очистных и подготовительных забоев:

Для обеспечения возможности производства расчетов необходимо каждому расчетному участку присвоить свой индекс. Удобнее всего производить индексацию от общешахтного комплекса. Для этого нумеруются слева направо все разветвления от общешахтного комплекса цифрами I, 2, 3 и т.д. (см. рис. I5.4). Расчетные участки, расположенные ниже по уровню, нумеруются следующим образом: к номеру расчетного участка, являющегося сборным по отношению к данному, дописывается справа его номер по счету слева направо среди всех участков, относящихся к сборному. Так, номер 32 (см. рис. I5.4) обозначает: второй по счету слева направо среди относящихся к третьему, который, в свою очередь, является третьим по счету слева направо среди относящихся к общешахтному комплексу.

Дисперсия и математическое ожидание поступления углепотоков на сборные линии определяются с помощью рекуррентных формул:

$$D_{\omega_j} = \mu_j h_j^2 \left\{ 1 - 2\prod_{\ell=1}^{n_j}\left(1 - \frac{M\omega_{j\ell}}{n_j}\right) + \prod_{\ell=1}^{n_j}\left[\left(1 - \frac{M\omega_{j\ell}}{h_j}\right)^2 + \frac{D\omega_{j\ell}}{n_j}\right]\right\} - M^2\omega_j ; \quad (I5.I4)$$

$$M\omega_j = \mu_j h_j \left[1 - \prod_{\ell=1}^{n_j}\left(1 - \frac{M\omega_{j\ell}}{h_j}\right)\right], \quad (I5.I5)$$

где $D\omega_{j\ell}, M\omega_{j\ell}$ – соответственно дисперсия и математическое ожидание углепотока по ℓ -му ответвлению на расчетный участок с номером j;

μ_j, n_j – соответственно коэффициент готовности и пропускная способность расчетного участка с номером j.

Коэффициент готовности цепи конвейеров одного расчетного участка μ определяется выражением

$$\mu = \frac{1}{1 + n\left(\frac{1}{\mu_{лк}} - 1\right)},$$

где n – число конвейеров, относящихся к одному расчетному участку;

$\mu_{лк}$ – коэффициент готовности ленточного конвейера; $\mu_{лк} = 0{,}98$.

Пропускная способность каждого расчетного участка принимается равной наименьшему из значений пропускной способности, рассчитанных по приемной способности и производительности каждой конвейерной установки, относящейся к данному участку. Пропускная способность, рассчитанная по приемной способности и производительности каждого конвейера, определяется по расчетным формулам, приведенным в разделе I4.I.4 для маршрутов углепотока № I; коэффициент вариации при расчете пропускной способности определяется отношением

$$K_v^{(j)} = \frac{\sqrt{\sum_{\ell=1}^{n_j} D w_{j\ell}}}{\sum_{\ell=1}^{n_j} M w_{j\ell}}, \qquad (I5.I6)$$

где n_j – число ответвлений от ... четного участка с номером j.

С помощью рекуррентных фо... ул (I5.I4) и (I5.I5) последовательно в восходящем порядке ...числяются дисперсии и математические ожидания поступлений угл... отоков от первых сборных линий (считая от очистных забоев) ... общешахтного комплекса.

При расчете математическ... ожиданий и дисперсий углепотоков, поступающих на первые сбо... ные линии, математические ожидания и дисперсии углепотоков из о...стных забоев определяются по формулам

$$\left.\begin{aligned} M w &= 0{,}3\, q \\ D w &= 0{,}3(0{,}7 + K_{vq}^2)\, q^2 \end{aligned}\right\}. \qquad (I5.I7)$$

При годовом планировании расчетная производительность выемочной машины q (т/мин) для очистных забоев, работающих в выемочных столбах со слабыми почвами, определяется по формуле

$$q = m f \gamma v_{т.кр} \bar{K}_п,$$

где $v_{т.кр}$ – технически возможная скорость крепления при неустойчивых кровлях, м/мин;

$\bar{K}_п$ – среднее значение коэффициента уменьшения скорости крепления при слабых почвах;

$$\bar{K}_п = 0{,}625 \frac{H_п'' - H_п'}{2} - 0{,}I25;$$

$H_п'$, $H_п''$ – см. раздел I5.I.5.

Коэффициент вариации K_{vq} при годовом планировании определяется по формуле (I5.8).

Для очистных забоев, работающих в выемочных столбах с устойчивыми боковыми породами, K_{vq} определяется по формуле (I5.9), а расчетная производительность принимается равной производительности, рассчитанной по скорости подачи при средних по столбу значениях влияющих факторов.

При перспективном планировании, а также при проектировании и реконструкции шахт K_{vq} определяется по формуле (I5.I3), а $q = (I - P_{н.к}) q_п + P_{н.к} q_{кр}$ (обозначения см. в разделе I5.I.6).

I5.2. Расчет максимально допустимой средней длительности перерывов в поступлении углепотоков из очистных забоев

Как следует из выражения (I5.5), при ведении очистных работ в благоприятных горно-геологических условиях ритмичность работы очистных забоев определяется практически только длительностью перерывов в поступлении углепотоков из очистных забоев. В связи с этим возникает ограничение средней продолжительности перерывов θ в поступлении углепотока из очистного забоя:

$$\theta \leqslant 4{,}5 \cdot 10^{-4} \frac{n T}{1 - K_м}.$$

На рис. I5.5 представлены графики, иллюстрирующие влияние коэффициента машинного времени $K_м$ и числа очистных забоев n на максимально допустимое среднее время перерывов θ.

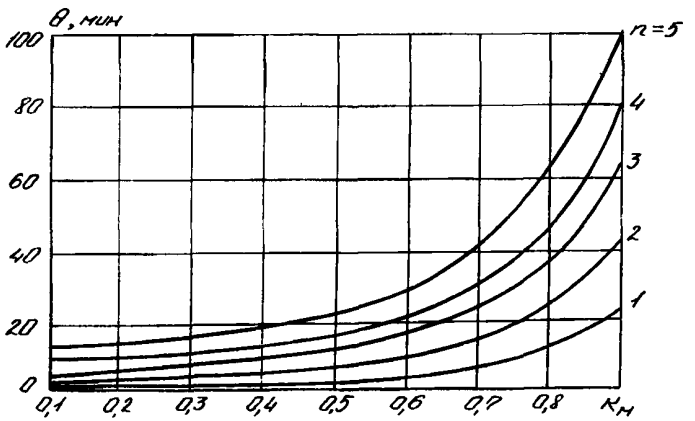


Рис. I5.5. Максимально допустимое среднее время перерывов в поступлении углепотока из очистного забоя

Ожидаемое среднее время перерывов в поступлении углепотока θ, зависящее от ремонтопригодности технологического оборудо-

вания, организации устранения отказов и сбоев производственных процессов в очистном забое, может быть приближенно определено по формуле

$$\theta = \sum_i \frac{\tau}{\tau_i} \theta_i ,$$

где τ_i – средняя наработка на отказ по i -й причине, мин;

θ_i – среднее время перерыва в работе выемочной машины по i -й причине, мин;

τ – среднее время непрерывной работы выемочной машины с учетом действия всех причин, определяемое по формуле

$$\tau = \frac{1}{\sum_i \frac{1}{\tau_i}} .$$

Отношение $\frac{\tau}{\tau_i} = \frac{\lambda_i}{\lambda}$ определяет удельный вес интенсивности отказов по i -й причине в общей величине λ интенсивности отказов.

Если среднее время перерывов θ , полученное расчетным путем или установленное по данным наблюдений, превышает максимально допустимое, необходимо совершенствовать систему организации устранения отказов (сокращать время поиска неисправности, время, отводимое на подготовку к устранению отказов, время, непосредственно затрачиваемое на ликвидацию отказа). При этом в первую очередь необходимо обращать внимание на те отказы, среднее время длительности которых θ_i значительно превосходит максимально допустимое (см. рис. I5.5).

I5.3. Нормативы резерва очистного фронта

I5.3.I. Резервирование рабочих смен

При ведении очистных работ в сложных горно-геологических условиях показатели неритмичности становятся особенно высокими. Поэтому для обеспечения стабильной работы горного предприятия в течение длительного времени необходимо производить резервирование рабочего времени чистных забоев.

Резервирование рабочего времени очистных забоев необходимо для компенсации возможных потерь добычи в течение спадов нагрузки средней продолжительности (от суток до нескольких недель), а также в течение времени, достаточного для оборудования новой лавы. Число резервных смен, приходящееся на одну действующую, может быть определено по формуле

$$\delta = \Delta \eta ,$$

где Δ – доля, на которую уменьшается средняя нагрузка на очистной забой, когда он попадает в сложные горно-геологические условия;

η – коэффициент, определяемый по табл. I5.I или по формуле

$$\eta = P\left(1 + \frac{1,28}{\sqrt{n}} \sqrt{\frac{1}{P} - 1}\right) ,$$

где n – общее число смен по добыче в действующих очистных забоях шахты;

P – удельный вес очистных забоев, работающих в сложных горно-геологических условиях.

Таблица I5.I

P	n									
	I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0
0,I	0,48	0,37	0,32	0,29	0,27	0,26	0,25	0,24	0,23	0,22
0,2	0,7I	0,57	0,48	0,46	0,43	0,4I	0,39	0,38	0,37	0,36
0,3	0,89	0,72	0,64	0,60	0,57	0,54	0,52	0,5I	0,49	0,48
0,4	I,02	0,84	0,76	0,7I	0,68	0,65	0,64	0,62	0,60	0,59

I5.3.2. Резервирование выемочных участков

Резерв выемочных участков (запасов, готовых к выемке) есть один из видов резерва очистного фронта. Его назначение – обеспечение возможности организации при длительных спадах нагрузки (свыше месяца) в действующих очистных забоях в течение небольшого отрезка времени (определенного сроками монтажа оборудования) новых очистных забоев взамен выбывающих в связи с непредвиденным изменением горно-геологических условий (при годовом планировании) или в связи с непредвиденными сбоями при вводе новых очистных забоев.

Создание данного вида резерва основывается на экономической целесообразности содержания определенных запасов, готовых к выемке.

Число резервных выемочных участков определяется по формуле

$$n_{р.в.у} = \frac{A_ш}{A_0} (K_р^{в.у} - 1),$$

где $A_ш$ – плановая среднесуточная нагрузка на шахту, т/сут;

A_0 – среднесуточная нагрузка на очистной забой в подготовленном выемочном поле, т/сут;

$K_p^{в.у}$ – коэффициент резерва выемочных участков; определяется по графику (рис. I5.6).

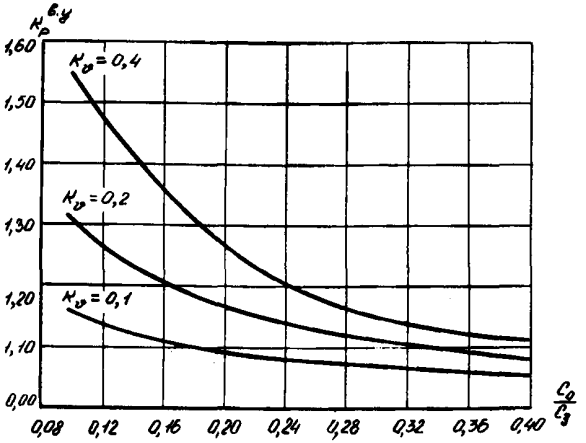


Рис. I5.6. Зависимость коэффициента резерва подготовленных выемочных участков от отношения удельных приведенных затрат

Величина коэффициента резерва $K_p^{в.у}$ зависит от коэффициента вариации нагрузки на очистной забой $K_в$ и отношения удельных (на I т/сутки) затрат, связанных с содержанием резервного выемочного участка C_0 и экономического ущерба от невыполнения плана $C_з$.

I6. РАСЧЕТ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ

При определении экономической эффективности внедрения технологической схемы разработки выемочного поля учитывается общая эффективность, достигнутая в результате применения прогрессивных систем разработки и схем подготовки, прогрессивной технологии очистных и подготовительных работ и технических мероприятий, направленных на обеспечение безопасности труда рабочих. Расчет экономического эффекта основан на общих принципах определения экономической эффективности капитальных вложений и новой техники[x].

Основным показателем экономической эффективности применения новых технологических схем является годовой экономический эффект, определяемый путем сопоставления приведенных затрат по базовому и новому вариантам технологии. Приведенные затраты представляют собой сумму себестоимости и нормативной прибыли:

$$З = С + E_н K, \qquad (I6.I)$$

где $З$ – приведенные затраты на единицу продукции (работы), руб.;
$С$ – себестоимость единицы продукции (работы), руб.;
$E_н$ – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;
K – удельные капитальные вложения в производственные фонды, руб.

При определении годового экономического эффекта должна быть обеспечена сопоставимость сравниваемых вариантов технологических схем по объему продукции, качественным параметрам, фактору времени, социальным факторам производства и использования продукции, включая влияние на окружающую среду.

---

x) Отраслевая инструкция по определению экономической эффективности капитальных вложений в угольной промышленности. М., ЦНИЭИуголь, I975.

Отраслевая методика определения экономической эффективности новой техники и совершенствования производства в угольной промышленности. М., ЦНИЭИуголь, I973.

Методика (основные положения) определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений. – "Экономическая газета", I977, № IO.

Годовой экономический эффект от применения новой технологической схемы определяется по формуле

$$Э = (З_1 - З_2) A_2, \qquad (I6.2)$$

где $Э$ – годовой экономический эффект, руб.;

$З_1$ и $З_2$ – приведенные затраты на единицу продукции по базовому и новому вариантам, руб.;

A_2 – годовой объем производства продукции по новому варианту.

Для отражения годового экономического эффекта и других показателей эффективности технологических схем при разработке перспективных и годовых планов предприятий, объединений и министерства в целом следует рассчитывать следующие показатели:

планируемое (фактическое) снижение себестоимости (прирост прибыли) от внедрения новой технологии, механизации и автоматизации, научной организации труда, определяемое по формуле

$$\Delta C_t = (C_1 - C_t) A_t, \qquad (I6.3)$$

где ΔC_t – планируемое снижение себестоимости (прирост прибыли) в t -м году, руб.;

C_t и C_1 – себестоимость добычи угля в t -м планируемом году и году, предшествующем внедрению новой технологии, руб.;

A_t – объем добычи угля в t -м планируемом году, т;

планируемое (фактическое) уменьшение численности промышленно-производственного персонала (условное высвобождение работающих), определяемое по формуле

$$\Delta Ч_t = (T_1 - T_t) A_t \qquad (I6.4)$$

или

$$\Delta Ч_t = Ц_t A_t \left(\frac{1}{B_{B1}} - \frac{1}{B_{Bt}} \right), \qquad (I6.5)$$

где $\Delta Ч_t$ – условное высвобождение работающих в t -м планируемом году, человек;

T_1 и T_t – затраты труда на единицу продукции в натуральном (или стоимостном) выражении до внедрения новой технологической схемы и в t -м планируемом году, человек;

B_{B1} и B_{Bt} – производительность труда до внедрения новой технологии и в t -м планируемом году, руб/чел.;

$Ц_t$ – оптовая цена единицы продукции, руб.

Аналогичным образом рассчитывается планируемая (фактическая) экономия капитальных вложений на расчетный год внедрения новой технологии:

$$\Delta K_Э = \left(K_1 \frac{B_2}{B_1} - K_2 \right) A_2, \qquad (I6.6)$$

где B_1 и B_2 – годовые объемы добычи угля при базовом и новом вариантах, т;

A_2 – годовой объем производства продукции по новому варианту на расчетный год внедрения новой технологии.

Срок окупаемости капитальных вложений в новую технологию и дополнительных капитальных вложений рассчитывается по формулам:

$$T = \frac{K_2}{П_t}; \qquad (I6.7)$$

$$T' = \frac{K_{2доп}}{\Delta П_t}, \qquad (I6.8)$$

где T и T' – срок окупаемости планируемых и дополнительных капитальных вложений, лет;

K_2 и $K_{2доп}$ – планируемые и дополнительные капитальные вложения в новую технологию, руб.;

$П_t$ и $\Delta П_t$ – планируемая (абсолютная) и дополнительная (по сравнению с базовой технологией) прибыль от реализации годового объема продукции, произведенного по новой технологии, на планируемый t -й год производства, руб.

Результаты реализации всех мероприятий планируемого года (и фактически полученные) сводятся в табл. 16.I и соответственно отражаются в показателях работы предприятий, объединений и министерства.

Сводный хозрасчетный эффект от внедрения новых технологических схем определяется по формуле

$$Э_х = \Sigma \Delta П - E_н \Sigma \Delta K, \qquad (I6.9)$$

где $Э_х$ – сводный хозрасчетный эффект от внедрения новых технологических схем в t -м планируемом году, руб.;

$\Sigma \Delta П$ – прирост прибыли (снижение себестоимости) в результате осуществления всех мероприятий по плану новой техники в t -м планируемом году;

$\Sigma \Delta K$ – капитальные затраты на осуществление всех мероприятий по плану новой техники t -го года, руб.

Таблица 16.1

Мероприятия	Объем внедрения в планируемом году, натуральных единиц	Капитальные вложения, тыс.руб.		Экономия от снижения себестоимости, прирост прибыли $\Delta П$, тыс.руб.	Относительное высвобождение работающих, человек		Срок окупаемости		Годовой экономический эффект $З_г$
		планируемые $К_г$	дополнительные $К_{гт}$		в планируемом году $\Delta Ч$	в расчете на год $\Delta Ч$	планируемых капитальных вложений $Т$	дополнительных капитальных вложений $Т'$	
А. По государственному плану									
Б. По плану министерства									
В. По плану предприятия									
Всего:									

Производственные процессы по добыче угля в пределах выемочного поля включают в себя проведение подготовительных (выемочных) выработок, непосредственно выемку угля в очистном забое, транспортирование угля до общешахтной магистрали и ряд работ, осуществляемых силами общешахтных служб (ремонт и поддержание выработок, проветривание, дегазация, монтаж и демонтаж оборудования, профилактические мероприятия по предотвращению выбросов газа и пыли и т.п.). В соответствии с этим затраты по добыче угля $З_д$ можно представить следующей структурной формулой:

$$З_д = З_п + З_в + З_т + З_{пр}, \qquad (16.10)$$

где $З_п$, $З_в$, $З_т$, $З_{пр}$ – соответственно затраты на проведение выемочных выработок, выемку угля в лаве, участковый транспорт, прочие затраты.

При определении эксплуатационных и капитальных затрат используются расчетный и статистический методы. При расчетном методе применяются утвержденные нормы амортизационных отчислений, расхода материалов, выработки, тарифные ставки и т.п. При статистическом методе используются статистические формулы для расчета затрат (стоимостные параметры). Последний метод применяется в основном на стадии проектирования при выборе экономически целесообразных технологических схем.

При определении фактического экономического эффекта от внедрения прогрессивных технологических схем необходимо принимать достаточно представительные показатели отчетных калькуляций и сводного учета затрат за период не менее 3 месяцев (по очистному забою) и не менее полугода (по шахте в целом) после внедрения технологических схем.

Для комплексной оценки технических мероприятий по совершенствованию технологических схем используется также ряд дополнительных показателей эффективности (производительность труда, качество угля, величина потерь запасов угля и др.), которые выражаются в натуральных единицах, а стоимостные последствия их повариантных различий учитываются специальными методами и прибавляются к прямому эффекту.

При сравнении технологических схем разработки с различными величинами потерь угля в недрах для определения экономического эффекта (ущерба) используется формула

$$Э = \frac{К_{общ} + К_{уч} + К_{мд}}{З_{бал}} \cdot \frac{\alpha_1 - \alpha_2}{(1-\alpha_1)(1-\alpha_2)}, \qquad (16.11)$$

где $К_{общ}$ – капитальные затраты на разведку месторождения, строительство общешахтных промышленных зданий и сооружений на поверхности шахты (без жилищного строительства) и проведение капитальных выработок. На действующих предприятиях в качестве $К_{общ}$ принимается фактическая балансовая стоимость основных фондов за вычетом износа за время эксплуатации или их части, погашенной при выемке ранее извлеченных запасов угля;

$K_{уч}$ – затраты на проведение вскрывающих, подготавливающих и выемочных горных выработок;

$K_{мэ}$ – затраты на монтаж и демонтаж машин и установок, непосредственно обслуживающих часть шахтного поля с данными запасами угля (если $K_{уч}$ и $K_{мэ}$ учтены в себестоимости угля, то в данной формуле они не учитываются);

$З_{бал}$ – балансовые запасы поля к моменту проведения мероприятия;

α_1, α_2 – коэффициент потерь запасов угля до и после проведения мероприятия.

Экономический ущерб от потерь угля при валовой выемке угля и породы в подготовительных выработках со смешанным забоем определяется по формулам раздела 6.5.

Годовой экономический эффект (или ущерб) при изменении качества угля (выход отдельных марок, зольность, содержание серы или влаги) определяется по формуле

$$З_к = (Ц_2 - Ц_1) A_2 , \qquad (I6.I2)$$

где $Ц_1, Ц_2$ – средневзвешенная по отдельным сортам оптовая цена I т угля соответственно до и после внедрения новой технологической схемы, руб.;

A_2 – годовая добыча угля по шахте после внедрения новой технологической схемы, т.

Годовой экономический эффект от повышения надежности технологической схемы определяется по формуле[x)]

$$З = З'_п \alpha_н - З''_п , , \qquad (I6.I3)$$

где $З'_п$, $З''_п$ – условно-постоянная часть приведенных затрат соответственно до и после повышения надежности, руб/год;

$\alpha_н$ – коэффициент роста нагрузки на очистной забой вследствие повышения надежности технологической схемы.

К эксплуатационным условно-постоянным затратам, не зависящим от объема добычи угля, относятся:

полная заработная плата рабочих с повременной оплатой труда и ИТР, обслуживающих лаву;

плата за установленную мощность трансформаторов;

расходы на поддержание выработок;

амортизационные отчисления (по повременным нормам амортизации) от стоимости основных фондов;

x) Здесь и далее характеристики до повышения надежности технологической схемы обозначаются буквой со штрихом, после повышения надежности – буквой с двумя штрихами.

затраты на возмещение износа материалов длительного пользования и малоценного инвентаря.

Условно-постоянные расходы рассчитываются по тем технологическим звеньям, на которых отражается рост нагрузки на очистной забой (очистной забой, участковый транспорт). При росте нагрузки в целом по шахте определяется также эффект от роста нагрузки на шахту по формуле

$$З_ш = З'_{п.ш} \alpha_ш - З''_{п.ш} ,$$

где $З'_{п.ш}, З''_{п.ш}$ – условно-постоянные расходы по общешахтным производственным процессам;

$\alpha_ш$ – коэффициент роста нагрузки на шахту.

При постоянной производительности выемочной машины коэффициент роста нагрузки на очистной забой определяется по формулам:

$$\alpha_н = \frac{K''_м}{K'_м} ; \qquad (I6.I4)$$

$$\alpha_н = \frac{1 - \xi''}{1 - \xi'} \cdot \frac{1 + \varphi + \sum_{i=1}^{n} \frac{T'_{вi}}{T'_i}}{1 + \varphi + \sum_{i=1}^{n} \frac{T''_{вi}}{T''_i}} ; \qquad (I6.I5)$$

$$\alpha_н = \frac{K''_г}{K'_г} \cdot \frac{1 + K'_г \varphi}{1 + K''_г \varphi} , \qquad (I6.I6)$$

где ξ – удельный вес в продолжительности смены перерывов и простоев, не зависящих от объема добычи угля;

φ – затраты времени на вспомогательные операции и технологические перерывы, приходящиеся на единицу времени работы комбайна по выемке;

$T_{вi}$ – среднее время восстановления i-го элемента технологической схемы, мин;

T_i – наработка на отказ i-го элемента технологической схемы, мин;

$K_г$ – коэффициент готовности технологической схемы;

$K_м$ – коэффициент машинного времени технологической схемы.

Для решения задач, связанных с определением величины капитальных затрат на повышение надежности технологических звеньев шахты и забойного оборудования и с расчетом резерва очистного

фронта, удобно использовать дополнительный экономический показатель надежности технологических схем "стоимость часа простоя", рассчитываемый по формуле

$$C_4 = \frac{\omega \alpha_н^{max}}{1 - \xi}, \qquad (I6.I7)$$

где ω – условно-постоянные издержки, рассчитанные на I ч рабочего времени, руб/ч;

$\alpha_н^{max}$ – максимальный коэффициент роста нагрузки на очистной забой при повышении надежности технологической схемы (коэффициент резерва).

Высокая метанообильность очистных забоев сдерживает рост нагрузки, поэтому снижение ее уровня при помощи различных технических мероприятий (применение прогрессивных схем проветривания, дегазации и т.п.) даст значительный экономический эффект, который рассчитывается по формуле

$$З_{эф} = З_п (\alpha_{н.г} - 1), \qquad (I6.I8)$$

где $\alpha_{н.г}$ – коэффициент роста нагрузки на очистной забой вследствие проведения мероприятий по снижению метанообильности очистного забоя.

Коэффициент роста нагрузки на очистной забой вследствие снижения метанообильности определяется как отношение нагрузок на лаву, допустимых по газовому фактору, до и после проведения мероприятия:

$$\alpha_{н.г} = \frac{j''}{j'} \qquad (I6.I9)$$

или

$$\alpha_{н.г} = \frac{K_н' q_{о.з}'}{K_н'' q_{о.з}''}, \qquad (I6.20)$$

где j', j'' – производительность выемочной машины с учетом газового фактора до и после осуществления мероприятия, т/мин;

$K_н'$, $K_н''$ – коэффициент неравномерности метановыделения до и после осуществления мероприятия;

$q_{о.з}'$, $q_{о.з}''$ – относительная метанообильность очистного забоя до и после осуществления мероприятия.

Значения $K_н$ и $q_{о.з}$ определяются согласно рекомендациям, изложенным в разделе 7.3.

I7. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВНЕДРЕНИЮ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ

Технологические схемы, разработанные как типовые, охватывают практически все горно-геологические условия залегания пластов в стране. Всего разработано I6 технологических схем.

Технико-экономические показатели применения каждой технологической схемы рассчитываются для определенных горно-геологических условий: вынимаемой мощности и угла падения пласта, плотности угля, сопротивляемости угля резанию, газообильности участка, водоносности вмещающих пород, длины лавы и пр.

Важнейшим условием эффективного применения технологических схем является соответствие их горно-геологическим условиям конкретного выемочного поля. При выборе технологической схемы необходимо учитывать изменения горно-геологических условий в пределах выемочного поля, а также характер и величину геологических нарушений, строение пласта, качество угля, склонность его к самовозгоранию и другие факторы.

При выборе технологической схемы, а также варианта схемы очистного забоя необходимо руководствоваться рекомендациями "Отраслевой инструкции по учету балансовых и расчету промышленных запасов, определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь угля (сланца) при добыче" (М., Минуглепром СССР, I974) и учитывать не только горно-геологические условия и технические возможности шахты, но и оптимальный уровень извлечения запасов угля.

Требуется обязательное соблюдение оптимальных параметров выемочного поля: длины его по простиранию и длины лавы. Во всех случаях значения этих параметров должны быть не менее минимальных, регламентированных технологическими схемами.

Из нескольких рекомендуемых наборов проходческого оборудования наиболее эффективным следует считать вариант с проходческими комбайнами. Варианты с оборудованием для буровзрывного способа проходки следует применять лишь в тех случаях, когда проходческие комбайны не могут использоваться по технической характеристике.

На основе выбранной технологической схемы на шахте должен составляться проект вскрытия, подготовки и отработки выемочного поля в соответствии с ПТЭ и ПБ. При его составлении должны быть использованы типовые схемы энергоснабжения и газовой защиты

очистных и подготовительных забоев, связи и сигнализации, схемы и рекомендации по безопасным и комфортным условиям труда.

Комплексный подход к разработке технологии очистных и подготовительных работ в пределах выемочного поля с учетом применяемых средств транспорта, проветривания, схем энергоснабжения и других технических мероприятий предопределяет особенность внедрения рекомендуемой технологии: реализацию всего комплекса технических и организационных решений, предусмотренных конкретной технологической схемой.

При обобщении и оценке результатов внедрения и освоения предлагаемых технологических схем на шахтах производственным объединениям и Министерству угольной промышленности Украинской ССР рекомендуется руководствоваться следующим.

Технико-экономические показатели работы очистных и подготовительных забоев, переведенных и переводимых на работу по прогрессивным технологическим схемам, следует рассчитывать по методикам, изложенным в разделах 6 и I4, с учетом методических положений по составлению месячных планов и настоящих дополнительных указаний. Установленные показатели принимаются для данного забоя как плановые не позднее, чем через два месяца после внедрения схемы.

Технологическая схема считается ВНЕДРЕННОЙ, если для конкретных геологических и горнотехнических условий приняты рекомендуемые: схема подготовки и система разработки с рациональными их параметрами, набором оборудования очистного и подготовительных забоев, схемы участкового транспорта, электрооборудования, средств овязи и сигнализации.

В отдельных случаях могут допускаться отступления: длина очистного забоя или выемочного поля может быть меньше рекомендуемой, если ее достижение невозможно по горно-геологическим условиям месторождений, а рекомендуемое оборудование может быть заменено эквивалентным по виду и техническим параметрам.

Технологическая схема считается ОСВОЕННОЙ, если в конкретных геологических и горнотехнических условиях достигнуты запланированные нагрузка на забой и скорость проведения подготовительных выработок.

При разработке пластов, опасных по горным ударам, и пластов, опасных по пыли, на которых в связи с применением специальных мероприятий повышается трудоемкость и сокращается время работы по добыче угля непосредственно в забое, технологическую схему можно считать освоенной, если при ее внедрении технико-экономические показатели оказываются не ниже рассчитанных по методике, изложенной в разделе I4, с учетом понижающего коэффициента 0,85 к рекомендуемым показателям, а при разработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, - с учетом коэффициента 0,65.

Для оценки результатов внедрения и освоения рекомендуемых технологических схем необходимы следующие данные:

I. Число действующих очистных забоев к началу рассматриваемого периода, в том числе забоев, работающих по новым технологическим схемам, и забоев, освоивших показатели, предусмотренные в новых технологических схемах.

2. Число действующих очистных забоев к концу рассматриваемого периода, в том числе забоев, работающих по новым технологическим схемам, и забоев, освоивших показатели, предусмотренные в новых технологических схемах.

3. Добыча угля из очистных забоев за рассматриваемый период (тыс.т), в том числе из забоев, работающих по новым технологическим схемам, и из забоев, освоивших показатели, предусмотренные в новых технологических схемах.

4. Средняя производительность труда рабочих очистных забоев (т/смену), в том числе забоев, работающих по новым технологическим схемам, и забоев, освоивших показатели, предусмотренные в новых технологических схемах.

5. Общий объем проведения подготовительных выработок за рассматриваемый период (м), в том числе выработок, для условий которых разработаны схемы; выработок, где внедрена рекомендуемая технология (м, % от общего объема проведения подготовительных выработок, % от объема проведения выработок, для условий которых разработаны схемы); выработок, где освоена рекомендуемая технология (м, % от объема проведения выработок, для условий которых разработаны схемы).

6. Средняя скорость проведения выработок (м/мес), в том числе в забоях, работающих по новым технологическим схемам, и в забоях, освоивших предусмотренные в них показатели.

7. Средняя производительность труда проходчиков (м/чел.-смену), в том числе в забоях, работающих по новым технологическим схемам, и в забоях, освоивших показатели, предусмотренные в технологических схемах.

При оценке скорости проведения подготовительных выработок и производительности труда проходчиков допускается применение следующих понижающих коэффициентов к показателям новых технологических схем:

при проведении выработок с раздельной выемкой и транспортированием угля и породы $K_1 = 0,8$;

при значительном выделении воды из почвы $K_2 = 0,95$;

при сильном капеже на рабочего $K_3 = 0,85$;

при проведении выработок по породе и смешанным забоем с коэффициентом крепости более 3 при комбайновой проходке и более 6 при БВР $K_4 = 0,9$;

то же, но соответственно более 5 и 8 – $K_5 = 0,8$;

при проведении выработок сечением свыше 16 м^2 в проходке $K_6 = 0,9$;

при отсутствии на шахте рекомендуемого оборудования и замене его однотипным, но менее производительным $K_7 = 0,9$.

Использование указанных коэффициентов не должно снижать скорость проведения выработок более чем на 30%.

Результаты внедрения и освоения технологических схем за конкретный период (месяц, квартал, год) оцениваются путем сравнения технико-экономических показателей работы действующих очистных забоев в начале и в конце периода, а именно: роста нагрузки на забой и скорости проведения подготовительных выработок за рассматриваемый период по шахте и производственному объединению в зависимости от удельного участия добычи угля из забоев, работающих по утвержденным схемам.

В отчетах о внедрении и освоении технологических схем на шахтах необходимо указывать отклонения от рекомендуемых технических решений, причины, препятствующие внедрению и освоению схем, а также вносить предложения по совершенствованию технологии.

Производственным объединениям при ежемесячном или ежеквартальном (устанавливается на месте) рассмотрении отчетов шахт рекомендуется детально проверять соответствие выбранных схем условиям работы забоев (мощности и углу падения пласта, газообильности выработок и др.), а также разрабатывать меры по быстрейшему освоению показателей,предусмотренных в технологических схемах.

Для приближенного определения экономической эффективности внедрения прогрессивных технологических схем допустимо пользоваться упрощенными формулами расчета экономической эффективности для очистных и подготовительных работ:

для очистных работ

$$Э = (C_1 - C_2)Д - E_н(K_2 - K_1),$$

где C_1, C_2 – себестоимость I т угля по участку соответственно при базовой и новой технологических схемах по данным бухгалтерской отчетности, руб.;

$Д$ – годовая добыча из очистного забоя после внедрения новой технологической схемы, т;

$E_н$ – нормативный коэффициент сравнительной эффективности дополнительных капитальных вложений в новую технику;

K_1, K_2 – первоначальная стоимость оборудования соответственно при базовой и новой технологических схемах, руб.;

для подготовительных работ

$$Э = \left[\kappa F\left(\frac{1}{P_1} - \frac{1}{P_2}\right) + A\left(\frac{1}{\vartheta_1} - \frac{1}{\vartheta_2}\right) + П(0,4 - 0,4\frac{\vartheta_1}{\vartheta_2})\right] V,$$

где κ – коэффициент, учитывающий все виды доплат к прямой заработной плате;

F – прямая заработная плата в среднем на одного человека в смену, руб.;

P_1 – средний уровень производительности труда проходчиков к началу внедрения технологических схем;

P_2 – производительность труда проходчиков в забоях, внедривших технологические схемы;

A – амортизационные отчисления за месяц;

ϑ_1 – средний уровень скорости проведения выработок к началу внедрения технологических схем;

ϑ_2 – скорость проведения выработок в забоях, внедривших технологические схемы;

$П$ – средняя величина общеучастковых и общешахтных затрат, приходящихся на подготовительные работы, руб.;

V – объем проведения выработок, в которых внедрены новые технологические схемы.

Дополнительный экономический эффект от внедрения настоящих технологических схем обеспечивается в результате сокращения сроков строительства и реконструкции шахт, подготовки новых горизонтов.

З А К Л Ю Ч Е Н И Е

В прогрессивных технологических схемах даются взаимоувязанные решения всего комплекса вопросов, связанных с технологией очистных и подготовительных работ в выемочном поле или панели: горных, механизации и организации работ, транспорта, вентиляции, энергоснабжения, связи и сигнализации, безопасных и комфортных условий труда.

Все технические и технико-экономические вопросы в технологических схемах решены на основе новейших достижений горной науки, техники и передового опыта. В большей части схем использованы новые средства механизации очистных и подготовительных работ.

Разработка технологических схем показала необходимость скорейшего создания средств комплексной механизации очистных работ для ряда горно-геологических условий, прежде всего для тонких пластов различного залегания, на которых следует ориентироваться на струговую выемку угля без присутствия людей в очистном забое, и для мощных пластов с углами падения свыше 35^0. Требуется также продолжить работы по созданию специальных средств комплексной механизации для отработки пологих (с углами до 18^0) пластов по падению (восстанию) и выемки без разделения на слои пологих мощных пластов, средств высокопроизводительного участкового транспорта для пластов с углами падения от 19 до 35^0, средств вспомогательного транспорта для всех условий, а также работы по увеличению длины механизированных комплексов до оптимальной величины, рекомендованной в технологических схемах.

Для значительного повышения эффективности применения технологических схем необходимо повысить надежность работы оборудования, создать более производительный транспорт в очистном забое, увеличить скорость передвижки секций крепи. По-прежнему большое значение для повышения нагрузки на очистной забой имеет борьба с метаном как путем дегазации угольных пластов и выработанного пространства, так и средствами вентиляции, в первую очередь за счет прямоточного проветривания и подсвежения вентиляционной струи.

При высоких нагрузках на очистной забой узким местом становятся подготовительные работы. Назрела необходимость создать породопроходческие комбайны, надежные конструкции крепи с плоской потолочиной, крепи для выработок, проводимых вприсечку к выработанному пространству, а также инвентарной крепи, устанавливаемой в зоне влияния очистных работ с целью усиления стандартных конструкций.

Необходимо создать специальные устройства к существующим конструкциям комбайнов, погрузочным и бурильным машинам, обеспечивающие нормальные условия их работы в выработках большой ширины и высоты с углами наклона до $\pm 18^0$, а также разработать специальные конструкции проходческих ленточных конвейеров. Большое внимание следует уделить разработке средств механизации крепления, в особенности для выработок большой ширины высотой более 3,5 м. В дальнейшем необходимо создать проходческие комплексы, механизирующие, помимо выемки и крепления, также такелажно-транспортные и вспомогательные работы; эти комплексы должны основываться на конструкциях комбайнов, которые в горизонтальных и наклонных (до $\pm 35^0$) выработках, проводимых с присечкой 70-80% породы средней крепости, достигнут производительности не менее 0,7-0,8 $м^3$/мин.

Технологические схемы должны быть широко внедрены в угольную промышленность. Внедрение их обеспечит повышение эффективности использования новой техники и оптимизацию режимов ее работы, облегчит планирование производства средств механизации и транспорта угля, будет способствовать быстрейшему техническому перевооружению и техническому прогрессу в угольной промышленности.

Широкое внедрение настоящих технологических схем позволит: улучшить планировку горных работ и повысить их интенсификацию и концентрацию; снизить эксплуатационные потери угля; улучшить его качество и сортность; улучшить условия, повысить культуру и безопасность труда; достигнуть высокой эффективности подземной угледобычи и обеспечить улучшение качественных и количественных показателей работы всей угольной промышленности.

Приложение I

ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ПОТЕРИ УГЛЯ В НЕДРАХ

Для технологических схем, в которых предусмотрено оставление у основных подготовительных выработок целиков шириной 30 м и более с последующим их погашением, эксплуатационные потери угля в недрах рассчитаны как для площади, отрабатываемой лавами в основном поле (без потерь в целиках у основных выработок при их погашении), так и для всего выемочного поля, включая потери угля в отрабатываемых целиках.

При отработке пласта слоевой системой эксплуатационные потери угля рассчитаны для каждого слоя в отдельности и для пласта в целом.

В таблицах настоящего приложения указаны эксплуатационные потери угля, соответствующие минимальным и максимальным значениям длины выемочного поля по простиранию и падению, ширины теряемых целиков, длины лав и мощности пластов. Для промежуточных значений, соответствующих конкретным условиям, эксплуатационные потери угля следует определять интерполированием.

При определении эксплуатационных потерь угля в недрах учтены все возможные виды потерь, которые могут иметь место при отработке запасов по данной технологической схеме, в которой приняты определенные размеры выемочных полей, оставляемых целиков угля, сечения подготовительных выработок и длины лав.

При определении потерь угля по мощности пласта учтены потери: в пачках над подготовительными выработками и монтажными камерами, если последние проводятся на неполную мощность пласта и пачки угля при очистных работах не погашаются; при щитовой системе разработки крутых пластов; при бурошнековой выемке; при гидравлической добыче. Во всех остальных случаях потери угля по мощности пласта в технологических схемах не предусмотрены.

В особо сложных горно-геологических условиях (наличие ложной кровли, сильная нарушенность, обводненность и др.) для обеспечения безопасности ведения работ или повышения качества добываемого угля при необходимости допускается оставление в кровле или почве пласта угольной пачки, не предусмотренной технологической схемой. Для оставления такой пачки в каждом конкретном случае требуется разрешение технического директора объединения и согласование с местным органом Госгортехнадзора с указанием мощности теряемой пачки и площади, на которую она распространяется. Эти потери должны учитываться при расчете эксплуатационных потерь угля по технологической схеме для данного выемочного поля.

При разработке пологих и наклонных пластов мощностью до 2,5 м столбовыми системами предусмотрено три способа проведения выработок узким забоем:

с совместной выемкой угля и породы и выдачей горной массы в отвал;

с совместной выемкой угля и породы и выдачей горной массы вместе с углем из очистных забоев;

с раздельной выемкой и выдачей угля и породы.

При первом способе проведения выработок весь уголь теряется и включен в эксплуатационные потери. При втором способе потерь угля в подготовительных выработках нет. При третьем способе теряется только часть угля; эксплуатационные потери в этом случае вычислены с учетом коэффициента извлечения $K_и$, который определен по эмпирической формуле

$$K_и = 0,3 + 0,25m ,$$

где m – мощность пласта, м.

При проведении подготовительных выработок вприсечку на пластах со средне- и труднообрушаемой кровлей между отработанным пространством и выработкой оставляется целик шириной 2-4 м. Для тех технологических схем, где предусмотрен такой способ проведения и поддержания выработок, при расчете эксплуатационных потерь угля ширина целиков принималась равной 2 и 4 м.

В выработках, проводимых вприсечку, на пластах с легкообрушаемой кровлей целик не оставляется совсем или имеет ширину менее 2 м. Эксплуатационные потери угля для этих условий следует определять экстраполированием в зависимости от принятой ширины целика.

В таблицах настоящего приложения приведены суммарные показатели эксплуатационных потерь угля по всем элементам, рекомендуемые для действующих шахт и проектных организаций.

Нормативы потерь угля для конкретных условий (по шахте, горизонту, пласту, выемочному полю) должны определяться на основа-

нии показателей эксплуатационных потерь угля, приведенных в таблицах с учетом экономических последствий от потерь в соответствии с отраслевой инструкцией[x]).

Рекомендуется следующий порядок нормирования потерь угля в недрах:

I. Подбираются наиболее приемлемые технологические схемы для отработки запасов угля на данном участке.

2. Определяются параметры выемочного участка и очистного забоя, размеры целиков, сечения выработок и способ их проведения в соответствии с принятой технологической схемой.

3. По таблице эксплуатационных потерь угля для данной технологической схемы определяются потери, соответствующие принятому варианту.

4. Производится экономическое сравнение вариантов с учетом последствий от потерь угля в соответствии с отраслевой инструкцией. Потери, соответствующие варианту с наибольшим экономическим эффектом, принимаются в качестве нормативных.

В тех случаях, когда для отработки запасов принимается технологическая схема отработки и ее вариант с наименьшим уровнем потерь из всех возможных для этих условий вариантов, экономическое сравнение не требуется. В качестве нормативного принимается уровень потерь, соответствующий данному варианту отработки.

x) Отраслевая инструкция по учету балансовых и расчету промышленных запасов, определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь угля (сланца) при добыче. М., Минуглепром СССР, 1974.

К технологической схеме I

При отработке лав

Длина лавы, м	Потери угля, %		
	при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы в отвал	при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках при мощности пласта, м	
		0,55	2,00
I50	3,6	2,I	0,7
I80	3,0	I,7	0,6
200	2,6	I,4	0,5

К технологической схеме I

По выемочному полю при отработке запасов угля

Длина выемочного поля по падению, м	Длина лавы, м	Ширина целика у выемочных штреков, м	Потери угля, %			
			при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках при мощности пласта, м	
			в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	0,55	2,00
800	I50	2	4,I	0,3	2,5	I,I
		4	4,4	0,7	2,9	I,5
	200	2	3,3	0,3	I,8	0,8
		4	3,6	0,7	2,2	I,2
I500	I50	2	4,0	0,3	2,4	I,0
		4	4,3	0,6	2,7	I,3
	200	2	3,0	0,3	I,9	0,8
		4	3,4	0,6	2,2	I,I

К технологической схеме 2

При отработке лав (пластовая подготовка)

Ширина целика у вентиляционного уклона, м	Мощность пласта, м	Потери угля, %			
		при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы			при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках
		в отвал		совместно с углем, добываемым в очистных забоях	
		из всех выработок	из конвейерного и вентиляционного уклонов		
I0	0,9 I,4	8,5	7,0	3,7	6,0 5,4
30	0.9 I,4	I4,9	I3,5	I0,4	I2,5 I2,0

К технологической схеме 2

По выемочному полю при отработке запасов угля
(пластовая подготовка)

Длина столба по падению, м	Ширина целика у вентиляционного уклона, м	Ширина целика у выемочных штреков, м	Потери угля, %				
			при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы			при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках при мощности пласта, м	
			в отвал		совместно с углем, добываемым в очистных забоях		
			из всех выработок	из вспомогательного штрека, конвейерного и вентиляционного уклонов		0,9	I,4
I500	I0	2	8,8	7,3	3,9	6,4	5,7
		4	9,I	7,6	4,I	6,8	6,I
	30	2	I4,9	I3,6	I0,3	I2,6	I2,0
		4	I5,2	I3,9	I0,5	I3,0	I2,4
3000	I0	2	8,5	6,7	3,9	6,2	5,7
		4	8,8	7,0	4,0	6,6	6,I
	30	2	I4,6	I3,0	I0,0	I2,4	II,9
		4	I4,8	I3,3	I0,2	I2,8	I2,3

К технологической схеме 2

По выемочному полю при отработке запасов угля
(полевая подготовка)

Длина столба по падению, м	Ширина целика у вентиляционного бремсберга, м	Потери угля, %			
		при совместной выемке угля и породы в среднем вентиляционном бремсберге и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в среднем вентиляционном бремсберге при мощности пласта, м	
		в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	0,9	I,4
I500	2	2,7	I,2	I,9	I,7
	4	3,4	I,9	2,6	2,4
3000	2	2,6	I,I	I,8	I,6
	4	3,3	I,8	2,5	2,3

К технологической схеме 3

По лаве и выемочному полю при отработке запасов угля

Длина столба по падению, м	Длина лавы, м	Потери угля, %				
		при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках при мощности пласта, м		
		в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	I,I	2,5	свыше 2,5
I200	I50	4,5	0,5	2,3	0,8	0,5
	I80	3,9	0,5	2,0	0,7	0,5
I500	I50	4,3	0,4	2,2	0,7	0,4
	I80	3,7	0,4	I,9	0,6	0,4

К технологической схеме 4

По выемочному полю при отработке пласта (по двум слоям)

Длина столба по падению, м	Длина лавы, м	Ширина межгоризонтного целика, м	Ширина целика у вентиляционного и конвейерного бремсбергов, м	Потери угля, %
800	I50	6	2	2,2
			4	3,5
		I0	2	2,6
			4	4,I
	I80	6	2	I,9
			4	2,9
		I0	2	2,4
			4	3,7
I000	I50	6	2	I,9
			4	3,3
		I0	2	2,3
			4	3,7
	I80	6	2	I,7
			4	2,8
		I0	2	2,I
			4	3,2

К технологической схеме 5

По выемочному полю при отработке запасов угля

Размеры выемочного поля, м		Длина лавы, м	Ширина целика у выемочного штрека, м	Потери угля, %				
				при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках при мощности пласта, м		
по простиранию	по падению			в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	0,5	I,5	3,5
2500	I200	I50	2	5,0	0,6	3,2	2,I	I,3
			4	5,7	I,3	3,8	2,8	I,9
		250	2	3,8	0,6	2,5	I,7	I,I
			4	4,5	I,3	3,2	2,3	I,8
	I350	I50	2	4,8	0,6	3,I	2,0	I,2
			4	5,4	I,2	3,6	2,6	I,8
		250	2	3,6	0,6	2,4	I,6	I,0
			4	4,2	I,2	2,9	2,2	I,6
3000	I200	I50	2	4,9	0,6	3,I	2,0	I,2
			4	5,5	I,2	3,7	2,6	I,8
		250	2	3,6	0,6	2,4	I,6	I,0
			4	4,2	I,2	3,0	2,2	I,6
	I350	I50	2	4,8	0,5	3,0	I,9	I,I
			4	5,3	I,I	3,5	2,5	I,7
		250	2	3,5	0,5	2,3	I,5	I,0
			4	4,0	I,I	2,8	2,0	I,5

К технологической схеме 5

При отработке лав

Длина лавы, м	Потери угля, %			
	при совместной выемке угля и породы в забое ярусного конвейерного штрека и выдаче горной массы в отвал	при раздельной выемке и выдаче угля и породы в забое ярусного конвейерного штрека при мощности пласта, м		
		0,5	I,5	3,5
I50	3,6	2,I	I,2	0,5
250	2,2	I,3	0,7	0,3

К технологической схеме 6

По выемочному полю при отработке запасов угля

Размеры выемочного поля, м		Ширина целика у выемочных штреков, м	Потери угля, %				
			при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках при мощности пласта, м		
по простиранию	по падению		в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	I,4	2,5	более 2,5
800	300	2	8,I	2,3	4,3	2,7	2,3
		4	8,8	2,9	5,2	3,7	3,0
	400	2	6,4	I,8	3,4	2,I	I,8
		4	7,I	2,4	4,I	2,8	2,5
I200	300	2	7,9	2;3	4,3	2,7	2,3
		4	8,3	2,7	4,8	3,I	2,7
	400	2	6,2	I,8	3,4	2,I	I,8
		4	6,6	2,2	3,8	2,5	2,2

К технологической схеме 7

По выемочному полю при отработке запасов угля

Размеры выемочного поля, м		Количество подэтажей	Ширина целика у выемочных штреков, м	Потери угля, %
по простиранию	по падению			
800	400	2	2	5,3
			4	6,8
	500	3	2	7,3
			4	8,6
I200	400	2	2	5,2
			4	6,5
	500	3	2	7,2
			4	8,3

К технологической схеме 8

По выемочному полю при отработке запасов угля

Размеры выемочного поля, м		Мощность пласта, м	Потери угля, %		
			при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках
по простиранию	по падению		в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	
I600	900	0,55	34,2	28,4	3I,7
		0,80	55,5	49,7	5I,2
	I250	0,55	34,I	28,6	3I,7
		0,80	55,7	50,2	5I,6
2000	900	0,55	33,6	28,0	3I,2
		0,80	55,I	49,5	5I,0
	I250	0,55	33,5	28,2	3I,2
		0,80	55,3	50,0	5I,4

К технологической схеме 9

По выемочному полю при отработке запасов угля

Длина выемочного поля по простиранию, м	Длина лавы, м	Ширина целика у выемочных штреков, м	Потери угля, %				
			при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках при мощности пласта, м		
			в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	I,4	2,5	более 2,5
800	80	2	I0,9	2,2	5,2	2,8	2,2
		4	I3,0	4,5	7,5	5,I	4,5
	I20	2	7,9	I,7	3,9	2,2	I,7
		4	9,4	3,3	5,4	3,7	3,3
I000	80	2	II,I	2,3	5,4	3,0	2,3
		4	I3,0	4,4	7,4	5,0	4,4
	I20	2	7,8	I,6	3,8	2,I	I,6
		4	9,3	3,2	5,3	3,6	3,2

К технологической схеме I0

При отработке запасов угля

Мощность пласта, м	Потери угля, %	
	при комбайновой выемке	при гидромониторной выемке
0,8-2,2	I5,0	I7,0
3,0	I7,0	20,0
5,0	I8,0	22,0
8,0	-	25,0

К технологической схеме II

По лаве и выемочному полю при отработке запасов угля

Вертикальная высота этажа, м	Ширина целика по вертикали у вентиляционного штрека, м	Потери угля, %			
		при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках при мощности пласта, м	
		в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	0,7	2,2
I20	2	I3,3	7,I	I0,4	8,0
	4	I4,8	8,7	I2,0	9,6
I50	2	II,9	6,4	9,4	7,2
	4	I3,2	8,0	2,7	8,6

К технологической схеме I2

По выемочному полю при отработке запасов угля

Размеры выемочного поля, м		Ширина целика между выемочными полями, м	Высота целика по вертикали над вентиляционным штреком, м	Потери угля, %, для схем очистного забоя				
				I				II-III
по простиранию	по падению			при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках при мощности пласта, м		
				в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	I,2	2,2	
400	I00	6	2	I9,5	8,I	I2,7	9,8	I9,5
			4	2I,I	9,9	I4,4	I0,6	2I,3
		8	2	20,0	8,6	I3,2	I0,3	20,0
			4	2I,6	I0,4	I4,9	I2,I	2I,8
	I20	6	2	I7,4	7,8	II,6	9,2	20,0
			4	I8,7	9,3	I3,I	I0,7	20,7
		8	2	I7,9	8,3	I2,I	9,7	I9,7
			4	I9,7	9,8	I3,3	I0,3	2I,2
600	I00	6	2	I9,0	7,6	I2,2	9,3	I9,0
			4	20,6	9,4	I3,9	II,I	20,8
		8	2	I9,3	7,9	I2,5	9,6	I9,3
			4	I9,9	9,7	I4,2	II,4	2I,I
	I20	6	2	I6,9	7,3	II,I	8,7	I8,7
			4	I8,2	8,8	I2,6	I0,2	20,2
		8	2	I7,2	7,6	II,4	9,0	I9,0
			4	I8,5	9,I	I2,9	I0,5	20,5

К технологической схеме I3

По лаве и выемочному полю при отработке запасов угля

Высота этажа, м	Мощность пласта, м	Высота целика по вертикали у вентиляционного штрека, м	Потери угля, %		
			при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках
			в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	
I20	0,5	2	6,8	I,6	4,3
		4	8,2	3,I	5,8
	2,0	2	6,8	I,6	2,4
		4	8,2	3,I	3,9
I50	0,5	2	5,5	I,3	3,5
		4	6,7	2,5	4,7
	2,0	2	5,5	I,3	I,9
		4	6,7	2,5	3,I

К технологической схеме I4

По выемочному полю при отработке запасов угля

Размеры выемочного поля, м		Ширина целика между выемочными участками, м	Высота целика по вертикали над вентиляционным штреком, м	Потери угля, %			
по простиранию	по падению (вертикальная высота)			при совместной выемке угля и породы в подготовительных выработках и выдаче горной массы		при раздельной выемке и выдаче угля и породы в подготовительных выработках при мощности пласта, м	
				в отвал	совместно с углем, добываемым в очистных забоях	I,7	2,4
400	I00	6	6	I9,I	9,7	I2,8	I0,4
			7	I9,8	I0,5	I3,3	II,2
		8	6	I9,6	I0,2	I3,I	I0,9
			7	20,3	II,0	I4,I	II,7
	I20	6	6	I6,3	8,4	I0,9	9,0
			7	I6,9	9,I	II,7	9,8
		8	6	I6,8	8,9	II,4	9,5
			7	I7,4	9,6	I2,I	I0,2
600	I00	6	6	I8,7	9,2	I2,0	9,9
			7	I9,4	I0,I	I3,I	I0,7
		8	6	I9,0	9,5	I2,6	I0,2
			7	I9,8	I0,4	I3,5	II,I
	I20	6	6	I5,9	7,9	I0,5	8,5
			7	I6,5	8,6	II,2	9,2
		8	6	I6,2	8,2	I0,8	8,8
			7	I6,9	9,0	II,5	9,5

К технологической схеме I5

По выемочному полю при отработке запасов угля

Размеры выемочного участка, м		Мощность пласта, м	Потери угля, %
по простиранию	по падению		
400	I00	3	2,2
		5	2,4
	I20	3	I,8
		5	2,0
600	I00	3	2,2
		5	2,2
	I20	3	I,8
		5	I,8

К технологической схеме I6

По выемочному полю при отработке запасов угля

Схемы очистного забоя	Потери угля, %
I-П	28,0
Ш-IУ	20,0
У-УI	I7,0

УДЕЛЬНЫЕ ОБЪЕМЫ ПРОВЕДЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

При определении удельного объема проведения подготовительных выработок для технологических схем были приняты следующие условия:

I. Объемы проведения полевых подготовительных выработок рассчитываются исходя из отработки одного пласта.

2. Величина эксплуатационных потерь угля определяется с учетом следующих технологических особенностей проведения подготовительных выработок:

для пластов мощностью до 0,7 м включительно - совместной выемки угля и породы в подготовительных выработках и выдачи горной массы в отвал;

для пластов мощностью свыше 0,7 м и до I,I м включительно - раздельной выемки и выдачи угля и породы;

для пластов мощностью свыше I,I м - совместной выемки угля и породы и выдачи горной массы;

для всех пластов - минимальной ширины охранных целиков угля (межгоризонтных, бремсберговых, штековых и т.д.).

3. Значения плотности угля берутся из таблиц "Исходные данные для расчета", приведенных в каждой технологической схеме.

В тех случаях, когда фактические условия и параметры применения технологических схем отличаются от регламентированных, удельный объем проведения подготовительных выработок определяется по формулам, приведенным в таблицах настоящего приложения.

Условные обозначения

λ - удельный объем проведения подготовительных выработок, м/I000 т;
κ - норматив эксплуатационных потерь угля в недрах, %;
γ - плотность угля, т/м^3;
ℓ - длина лавы, м;
L_c - длина столба, м;
n - число пластов, отрабатываемых на одну полевую выработку;
$b_ц$ - ширина целика, м;
H - наклонная высота уклонного или бремсбергового поля, м;
$L_п$ - длина простирания выемочного поля, м;
$h_{сл}$ - толщина вынимаемого слоя, м.

К технологической схеме I

Длина столба L_c, м	Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м						Расчетная формула
		0,55	0,7	I,0	I,2	I,5	I,9	
800	I50	I4,4	II,3	7,9	6,6	5,3	4,2	$\lambda = \frac{3\ell + L_c}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m \ell L_c}$
	I75	I2,3	9,7	6,6	5,7	4,6	3,6	
	200	I0,8	8,5	5,9	5,0	4,0	3,I	
II50	I50	I2,8	I0,I	7,I	5,9	4,7	3,7	
	I75	II,0	8,7	6,I	5,0	4,0	3,2	
	200	9,6	7,6	5,3	4,4	3,5	2,8	
I500	I50	I2,0	9,4	6,5	5,5	4,3	3,4	
	I75	I0,9	8,6	5,9	5,0	4,0	3,I	
	200	9,7	7,7	5,3	4,4	3,6	2,8	

К технологической схеме 2

Способ подготовки	Длина столба L_c, м	Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м			Расчетная формула
			0,9	I,2	I,4	
Пластовый	I500	250	I3,0	9,5	8,I	$\lambda = \frac{4\ell + 3L_c + 90}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m \ell L_c}$
	2250	250	I2,2	9,2	7,8	
	3000	250	II,8	8,8	7,6	
Полевой	I500	250	I6,5	I2,3	I0,I	$\lambda = \frac{5\ell + 3L_c + \frac{L_c + 60}{n} + 60}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m \ell L_c}$
	2250	250	I5,3	II,5	9,8	
	3000	250	I5,0	II,3	9,6	

К технологической схеме 3

Длина столба L_c, м	Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м						Расчетная формула
		I,I	I,4	I,7	2,0	2,5	3,5	
I200	I50	7,2	5,6	4,6	3,9	3,I	2,2	$\lambda = \frac{2\ell + L_c + \frac{2\ell}{n} + 90}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m \ell L_c}$
	I65	6,7	5,2	4,3	3,6	2,9	2,I	
	I80	6,4	4,9	4,I	3,4	2,8	I,9	
I350	I50	7,0	5,3	4,4	3,7	3,0	2,2	
	I65	6,5	5,0	4,2	3,5	2,8	I,9	
	I80	6,I	5,7	3,9	3,3	2,7	2,0	
I500	I50	6,7	5,2	4,2	3,6	2,9	2,I	
	I65	6,3	4,8	4,0	3,4	2,7	2,0	
	I80	5,9	4,5	3,8	3,2	2,5	I,8	

К технологической схеме 4

Длина столба L_c, м	Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м			Расчетная формула
		5,0	7,5	I0,5	
800	I50	4,9	4,6	3,4	$\lambda = \frac{2\left[\ell + L_c + \frac{\ell}{n}(L_c + 0{,}5\ell)\left(\frac{m}{h_{сл}} - 1\right)\right] + 90}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m \ell L_c}$, где $h_{сл} = 2{,}5 \div 3{,}5$ м, $\frac{h_{сл}}{m} = 2;3$
	I65	4,6	4,3	3,I	
	I80	4,2	4,0	2,9	
I000	I50	4,6	4,4	3,2	
	I65	4,3	4,I	2,9	
	I80	3,9	3,7	2,8	

Размеры уклонного поля, м		Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м							Расчетная формула
наклонная высота H	длина $L_п$		0,5	0,7	I,0	I,2	I,5	I,9	2,2	
I200	2500	I50	I7,3	I2,4	8,4	6,8	5,5	4,3	3,7	$\lambda = \frac{\left(\frac{H}{\ell}+1\right)\left(L_п+100\right)+6H+\frac{L_п}{n}+100}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m H L_п}$
		200	I4,5	I0,3	7,I	5,8	4,6	3,5	3,I	
		250	I3,0	9,3	6,4	5,3	4,2	3,3	2,8	
	3000	I50	I6,5	II,9	8,I	6,0	5,3	4,2	3,6	
		200	I3,8	9,9	6,8	5,5	4,4	3,5	3,I	
		250	I2,4	8,9	6,I	5,0	4,0	3,I	2,7	
I350	2500	I50	I6,8	I2,0	8,2	6,6	5,3	4,2	3,6	
		200	I3,9	9,9	6,8	5,7	4,5	3,4	3,0	
		250	I2,6	9,I	6,3	5,I	4,I	3,2	2,7	
	3000	I50	I6,3	II,5	8,0	5,7	5,2	4,I	3,5	
		200	I3,3	9,2	6,5	5,3	4,3	3,3	3,0	
		250	I2,0	8,3	5,9	4,9	3,9	3,0	2,6	

К технологической схеме 6

Длина столба L_c, м	Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м					Расчетная формула
		I,3	I,6	I,9	2,5	3,5	
800	I50	I2,5	I0,2	8,6	6,5	4,6	$\lambda = \frac{6\ell + 3L_c + \frac{2L_c}{n} + 250}{2\cdot10^{-5}(100-\kappa)\gamma m \ell L_c}$
	I75	II,4	9,2	7,7	5,9	4,2	
	200	I0,2	8,3	7,0	5,3	3,8	
I000	I50	I2,2	9,9	8,5	6,3	4,5	
	I75	I0,8	8,7	7,4	5,6	4,0	
	200	9,7	7,9	6,7	5,0	3,6	
I200	I50	II,9	9,6	8,3	6,2	4,4	
	I75	I0,2	8,2	7,0	5,3	3,9	
	200	9,I	7,4	6,3	4,8	3,4	

К технологической схеме 7

Схема отработки	Длина столба L_c, м	Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м				Расчетная формула
			4,0	5,0	6,0	7,0	
С разделением на два подэтажа	800	I50	5,I	4,I	3,4	2,9	$\lambda = \frac{8\ell + 5{,}25L_c + \frac{2L_c}{n} + 600}{2\cdot10^{-5}(100-\kappa)\gamma m (\ell+25)L_c}$
		I65	4,7	3,8	3,2	2,7	
		I80	4,4	3,5	2,9	2,5	
	I000	I50	4,9	3,9	3,3	2,7	
		I65	4,5	3,6	3,0	2,6	
		I80	4,2	3,3	2,8	2,4	
	I200	I50	4,7	3,8	3,I	2,7	
		I65	4,3	3,5	2,9	2,5	
		I80	4,I	3,3	2,8	2,4	
С разделением на три подэтажа	800	I50	4,I	3,2	2,7	2,3	$\lambda = \frac{12\ell + 7{,}5L_c + \frac{2L_c}{n} + 700}{3\cdot10^{-5}(100-\kappa)\gamma m (\ell+50)L_c}$
		I65	3,9	3,I	2,6	2,2	
		I80	3,7	2,9	2,4	2,I	
	I000	I50	3,9	3,I	2,6	2,2	
		I65	3,7	2,9	2,4	2,I	
		I80	3,4	2,8	2,3	2,0	
	I200	I50	3,7	3,0	2,5	2,I	
		I65	3,5	2,8	2,3	2,0	
		I80	3,3	2,6	2,2	I,9	

К технологической схеме 8

Размеры отрезного поля, м		Мощность пласта m, м			Расчетная формула
наклонная высота H	длина L_n	0,55	0,7	0,8	
900	I600	30,0	23,6	20,6	$\lambda = \frac{\left(\frac{H}{80}+1\right)L_n + 3H}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m (60+H)L_n}$
	I800	29,6	23,3	20,4	
	2000	29,2	23,0	20,2	
II00	I600	28,9	22,7	I9,9	
	I800	28,4	22,5	I9,7	
	2000	28,I	22,3	I9,6	
I250	I600	29,I	22,9	20,0	
	I800	28,8	22,7	I9,8	
	2000	28,4	22,4	I9,7	

К технологической схеме 9

Схема расчета	Длина столба L_c, м	Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м						Расчетная формула
			I,4	I,7	2,0	2,5	3,0	3,5	
По лаве	I600	80	I5,4	I2,7	I0,8	8,7	7,2	6,2	$\lambda = \frac{4\ell + 2L_c}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m \ell L_c}$
		I00	I2,6	9,4	7,9	6,4	5,3	4,5	
		I20	I0,8	9,0	7,6	6,I	5,0	4,3	
	2000	80	I5,2	I2,5	I0,7	8,5	7,I	6,I	
		I00	I2,4	I0,2	8,7	6,9	5,8	4,9	
		I20	I0,5	8,6	7,3	5,9	4,9	4,2	
По панели	I600	80	I0,5	8,6	7,3	5,9	4,9	4,2	$\lambda = \frac{32\ell + 21{,}0L_c}{10^{-5}(100-\kappa)q\gamma m \ell L_c}$, где q – количество ярусов в панели; $q = 8$
		I00	7,5	6,2	5,3	4,2	3,5	3,0	
		I20	6,3	5,2	4,4	3,5	2,9	2,5	
	2000	80	9,8	8,I	6,8	5,5	4,6	3,9	
		I00	8,0	6,8	5,8	4,6	3,9	3,3	
		I20	6,7	5,5	4,7	3,7	3,I	2,7	

Способ выемки угля	Размеры панели, м		Длина лавы ℓ	Мощность пласта m, м								Расчетная формула
	высота H	длина $L_п$		0,8	I,I	I,3	I,8	2,5	3,7	6,0	8,0	
Гидромониторная выемка	800	2000	I50	2I,8	I3,9	II,8	8,5	6,I	4,4	2,8	2,3	$\lambda = \frac{L_п\left(2\frac{H}{\ell} + 2{,}05\right) + 3H}{10^{-5}(100-к)\gamma m L_п H}$
			200	I6,3	II,9	I0,0	7,3	5,I	3,7	2,3	I,9	
			250	I3,3	9,6	8,3	5,9	4,2	3,0	I,9	I,5	
		3000	I50	I8,6	I3,5	II,4	8,2	5,9	4,3	2,7	2,3	
			200	I5,7	II,4	9,7	6,9	4,9	3,6	2,3	I,9	
			250	I3,0	9,3	7,9	5,7	4,0	2,9	I,8	I,5	
	I500	2000	I50	I8,7	I3,6	II,6	8,4	6,0	4,3	2,7	2,3	
			200	I4,I	I0,3	8,7	6,3	4,5	3,2	2,0	I,6	
			250	I2,6	9,2	7,9	5,6	4,0	2,8	I,8	I,5	
		3000	I50	I8,2	I3,3	II,I	8,I	5,8	4,I	2,6	2,2	
			200	I3,5	9,8	8,3	6,0	4,3	3,I	2,0	I,6	
			250	I2,0	8,8	7,4	5,3	3,8	2,7	I,7	I,4	
Комбайновая выемка	800	2000	I50		I4,2	I3,I	8,7	6,2	4,5			
			200		I2,2	I0,2	7,5	5,2	3,8			
			250		9,8	8,5	6,0	4,3	3,I			
		3000	I50		I3,8	II,7	8,4	6,0	4,4			
			200		II,7	9,9	7,I	5,0	3,7			
			250		9,5	8,I	5,8	4,I	3,0			
	I500	2000	I50		I3,9	II,9	8,6	6,I	4,4			
			200		I0,6	8,9	6,5	4,6	3,3			
			250		9,4	8,I	5,7	4,I	2,9			
		3000	I50		I3,6	II,4	8,3	5,9	4,2			
			200		I0,0	8,5	6,2	4,4	3,2			
			250		9,0	7,6	5,4	3,9	2,8			

К технологической схеме II

Размеры этажа, м		Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м						Расчетная формула
высота H	длина $L_п$		0,7	I,0	I,3	I,7	2,0	2,2	
I20	400	60	72,2	50,5	38,8	29,7	25,2	23,0	$\lambda = \frac{3L_п + H\frac{L_п}{\ell} + \frac{2L_п}{n} + 80}{10^{-5}(100-к)\gamma \cdot m L_п H}$
		70	65,I	45,6	35,I	26,8	22,8	20,7	
		80	62,3	43,6	33,5	25,6	2I,8	I9,8	
	600	60	66,3	46,4	35,6	27,2	23,I	2I,0	
		70	64,5	45,2	34,8	26,6	22,6	20,5	
		80	62,6	43,8	33,7	25,8	2I,9	I9,9	
I50	400	60	58,2	40,8	3I,4	24,0	20,4	I8,5	
		70	55,4	38,8	29,8	22,8	I9,4	I7,6	
		80	52,6	36,8	28,3	2I,7	I8,4	I6,7	
	600	60	56,8	39,8	30,6	23,4	I9,9	I8,I	
		70	54,9	38,5	29,6	22,6	I9,2	I7,5	
		80	53,I	37,2	28,6	2I,9	I8,6	I6,9	

К технологической схеме I2

Размеры участка, м		Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м									Расчетная формула
по простиранию $L_п$	по падению H		I,2	I,7	2,2	2,5	3,5	4,0	5,0	7,5	I0,0	
400	I20	30	84,0	59,0	46,0	40,0	29,0	25,0	20,0	I4,0	I0,0	$\lambda = \frac{\frac{L_п}{\ell+10}(2H+90) + 4L_п + \frac{2L_п}{n} + 90}{10^{-5}(100-к)\gamma \cdot m L_п H}$
		40	74,0	52,0	4I,0	36,0	26,0	22,0	I8,0	I2,0	8,9	
		50	70,0	49,0	38,0	33,0	24,0	2I,0	I7,0	II,0	8,3	
	I40	30	77,0	54,0	42,0	37,0	26,0	23,0	I9,0	I2,0	9,2	
		40	68,0	48,0	37,0	33,0	23,0	20,0	I6,0	II,0	8,I	
		50	63,0	45,0	34,0	30,0	22,0	I9,0	I5,0	I0,0	7,6	
600	I20	30	83,0	59,0	45,0	40,0	29,0	25,0	20,0	I3,0	I0,0	
		40	73,0	52,0	40,0	35,0	25,0	22,0	I8,0	I2,0	8,8	
		50	68,0	48,0	37,0	32,0	23,0	20,0	I6,0	II,0	8,I	
	I40	30	76,0	54,0	42,0	37,0	26,0	23,0	I8,0	I2,0	9,I	
		40	67,0	47,0	37,0	32,0	23,0	20,0	I6,0	II,0	8,0	
		50	6I,0	43,0	33,0	29,0	2I,0	I8,0	I5,0	9,7	7,3	

К технологической схеме I3

Способ подготовки	Длина столба L_c, м	Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м						Расчетная формула
			0,5	0,7	I,0	I,2	I,7	2,2	
Полевой	400	I20	59,4	42,6	28,8	23,5	I6,7	I2,8	$\lambda = \frac{2L_c + \ell + \frac{2L_c}{n} + 80}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m \ell L_c}$
		I35	53,0	38,0	25,8	2I,2	I5,0	II,5	
		I50	48,0	34,2	23,4	I9,I	I3,6	I0,5	
	500	I20	58,4	4I,6	28,0	23,0	I6,3	I2,6	
		I35	52,0	37,2	25,3	20,6	I4,6	II,3	
		I50	46,6	33,4	22,9	I8,7	I3,2	I0,2	
	600	I20	57,5	4I,I	27,8	22,6	I6,I	I2,3	
		I35	5I,2	36,6	24,8	20,4	I4,4	II,I	
		I50	50,9	32,4	22,2	I8,2	I2,9	9,9	
Пластовый	400	I20	3I,0	2I,8	I4,8	I2,0	8,5	6,6	$\lambda = \frac{2L_c + \ell}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m \ell L_c}$
		I35	27,5	I9,7	I3,4	I0,9	7,7	5,8	
		I50	25,0	I7,8	I2,I	I0,0	7,0	5,4	
	500	I20	29,6	2I,2	I4,4	II,7	8,3	6,4	
		I35	26,8	I9,0	I3,0	I0,6	7,5	5,7	
		I50	24,2	I7,3	II,8	9,5	6,8	5,3	
	600	I20	29,0	20,8	I4,0	II,5	8,I	6,2	
		I35	26,2	I8,7	I2,7	I0,4	7,3	5,7	
		I50	23,5	I6,8	II,5	9,4	6,6	5,I	

К технологической схеме I4

Длина столба L_c, м	Длина лавы ℓ, м	Мощность пласта m, м				Расчетная формула
		I,5	I,7	2,I	2,5	
400	50	36,0	3I,6	25,3	2I,5	$\lambda = \frac{5\ell + 4{,}1L_c + \frac{2L_c}{n} + 80}{2 \cdot 10^{-5}(100-\kappa)\gamma m (\ell+5) L_c}$
	60	30,8	27,2	22,0	I8,5	
	70	26,8	23,6	I9,2	I6,I	
500	50	35,0	30,8	25,0	2I,0	
	60	29,6	26,2	2I,2	I7,8	
	70	26,0	22,8	I8,5	I5,5	
600	50	33,8	29,8	24,3	20,3	
	60	29,0	25,5	20,6	I7,4	
	70	25,2	22,3	I8,0	I5,2	

К технологической схеме I5

Размеры этажа, м		Мощность пласта m, м			Расчетная формула
длина L_c	наклонная высота H	3,0	3,5	5,0	
400	I20	7,3	6,3	4,4	$\lambda = \dfrac{H + L_c + \frac{2L_c}{n} + 80}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m L_c H}$
	I30	6,8	5,8	4,I	
	I40	6,3	5,4	3,9	
500	I20	7,I	6,I	4,3	
	I30	6,7	5,7	4,0	
	I40	6,2	5,3	3,7	
600	I20	7,0	6,0	4,6	
	I30	6,5	5,5	3,9	
	I40	6,0	5,I	3,6	

К технологической схеме I6

Размеры этажа, м		Длина заходки (подэтажа) $l_з$, м	Мощность пласта m, м									Расчетная формула
наклонная высота H	длина $L_п$		0,8	I,I	I,7	2,0	3,0	3,5	5,0	6,5	I0,5	
I00	400	7	200,0	I45,0	94,0	80,0	53,0	45,0	29,0	22,0	I3,I	$\lambda = \dfrac{H\left(\frac{L_п + 5}{l_з} + 3\right)}{10^{-5}(100-\kappa)\gamma m L_п H}$
		II	I33,0	96,0	62,0	53,0	35,0	30,0	I9,0	I4,6	8,3	
		I5	9I,0	66,0	43,0	36,0	25,0	2I,0	I3,0	I0,I	5,8	
	600	7	I95,0	I42,0	92,0	78,0	52,0	44,0	28,0	2I,6	I2,3	
		II	I28,0	93,0	60,0	5I,0	34,0	29,0	I8,5	I4,2	8,I	
		I5	87,0	64,0	42,0	35,0	23,0	20,0	I2,5	9,7	5,5	
200	400	7	200,0	I45,0	94,0	80,0	53,0	45,0	29,0	22,0	I3,I	
		II	I33,0	96,0	62,0	53,0	35,0	30,0	I9,0	I4,6	8,3	
		I5	9I,0	66,0	43,0	36,0	25,0	2I,0	I3,0	I0,I	5,8	
	600	7	I95,0	I42,0	92,0	78,0	52,0	44,0	28,0	2I,6	I2,3	
		II	I28,0	93,0	60,0	5I,0	34,0	29,0	I8,5	I4,2	8,I	
		I5	87,0	64,0	42,0	35,0	23,0	20,0	I2,5	9,7	5,5	

С О Д Е Р Ж А Н И Е

Введение 3

I. Современное состояние и пути совершенствования технологии подземной угледобычи 4

I.I. Геологические и горнотехнические условия разработки 4

I.2. Развитие технологии подземной добычи угля 4

I.3. Пути совершенствования технологии очистных работ 5

I.4. Пути совершенствования технологии подготовительных работ . . 7

2. Основные принципы и методические положения разработки технологических схем очистных и подготовительных работ 8

2.I. Основные принципы 8

2.2. Горно-геологические условия 8

2.3. Способы подготовки 9

2.4. Системы разработки 9

2.5. Способы управления кровлей 9

2.6. Технология выемки 9

2.7. Средства механизации I0

2.8. Крепь очистного и подготовительного забоев I0

2.9. Параметры способов подготовки и систем разработки I0

2.I0. Нагрузка на очистной забой I0

2.II. Безопасность работ II

2.I2. Организация и режим работы II

3. Средства механизации очистных работ II

3.I. Механизированная крепь комбайновых комплексов II

3.2. Очистные угольные комбайны I6

3.3. Струговые комплексы и струговые установки 23

3.4. Скребковые забойные конвейеры 32

3.5. Индивидуальная крепь 33

3.6. Основные средства механизации вспомогательных работ в очистных забоях 37

4. Участковый транспорт 39

4.I. Конвейерные линии 39

4.2. Узлы сопряжения лавы с конвейерной линией 44

4.3. Узлы сопряжения горизонтальных и наклонных конвейерных линий (перегрузочные пункты) 44

4.4. Погрузочные и перегрузочные пункты на главном штреке 44

4.5. Транспорт угля, горной массы или породы от подготовительных забоев 46

4.6. Вспомогательный транспорт 47

5. Технические мероприятия по повышению эффективности разработки угольных пластов в выемочном поле 49

5.I. Защита выработок от воды 49

5.2. Ослабление труднообрушаемых пород кровли 50

5.3. Улучшение слеживаемости обрушенных пород для последовательной выемки наклонных слоев без оставления межслоевых пачек угля 50

5.4. Охрана, крепление подготовительных выработок и особенности разработки угольных пластов на глубоких горизонтах шахт . . 52

5.5. Закладка выработанного пространства 59

5.6. Разработка пологих пластов угля в сложных горно-геологических условиях с применением механизированных комплексов . . 62

5.7. Составление картограмм - плановых графиков технологических и ремонтных работ в выемочном поле 64

5.8. Обеспечение качества угля при разработке пластов 65

6. Подготовительные работы 66

6.I. Унификация сечений подготовительных выработок 66

6.2. Выбор рациональных вариантов проходческого оборудования . . 66

6.3. Средства механизации вспомогательных работ в подготовительных забоях 7I

6.4. Методика расчета рациональных параметров подготовки очистного фронта 74

6.5. Выбор рационального способа проведения выработок смешанным забоем 84

7. Вопросы вентиляции, борьбы с газом, пылью, внезапными выбросами угля и газа, самовозгоранием углей 92

7.I. Аэродинамические параметры вентиляционных схем 92

7.2. Дегазация шахт 95

7.3. Автоматическая газовая защита 95

7.4. Требования к разработке угольных пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа 95

7.5. Мероприятия по борьбе с пылью 96

7.6. Основные мероприятия, направленные на уменьшение пожарной опасности шахт I00

8. Электроснабжение очистных и подготовительных работ I03

8.I. Общие положения I03

8.2. Методика расчета шахтных участковых электрических сетей . . I07

9. Технологическая связь и сигнализация I28

I0. Энергоснабжение сжатым воздухом I32

II. Производственная эстетика и культура труда на подземных участках угольных шахт I33

I2. Опыт работы передовых бригад, обеспечивающих нагрузку на очистной забой I000 т/сут и более I35

I3. Научная организация труда в комплексно-механизированных очистных забоях I39
I3.I. Общие положения I39
I3.2. Организация работ в очистном забое, оборудованном механизированным комплексом (при однокомбайновой выемке угля) I40
I3.3. Организация работ в очистном забое, оборудованном механизированным струговым комплексом I44
I4. Методика расчета среднесуточной нагрузки на очистной забой . . . I47
I4.I. Расчет нагрузки на очистной забой при однокомбайновой выемке I47
I4.2. Расчет нагрузки на очистной забой при работе двух комбайнов на одну конвейерную линию I78
I4.3. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный струговой установкой I80
I4.4. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный скреперо-струготаранной установкой I99
I4.5. Расчет коэффициента уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне горно-геологических нарушений 200
I4.6. Проверка нагрузки на очистной забой по газовому фактору для действующих шахт 203
I4.7. Проверка нагрузки на очистной забой при проектировании и реконструкции угольных шахт 208
I4.8. Инструкция по расчету нормативов средней нагрузки на очистной забой при различных способах механизации по производственному объединению, бассейну и отрасли 2II
I4.9. Определение коэффициента машинного времени работы комбайна с помощью устройства УВМ2Р 2I2
I5. Мероприятия по обеспечению надежности и ритмичности работы очистных забоев и шахты 2I4
I5.I. Прогноз ритмичности работы очистных забоев и шахт 2I4
I5.2. Расчет максимально допустимой средней длительности перерывов в поступлении углепотоков из очистных забоев 220
I5.3. Нормативы резерва очистного фронта 22I
I6. Расчет экономической эффективности применения технологических схем 222
I7. Методические указания по внедрению технологических схем 226
Заключение 229
Приложение I. Эксплуатационные потери угля в недрах 230
Приложение 2. Удельные объемы проведения подготовительных выработок 237

АВТОРЫ:

А.С.Кузьмич (научный руководитель), В.С.Андруцкий, М.А.Антоновская, Ю.Л.Барон, В.С.Беляев, Е.В.Беляев, Р.А.Бирюков, А.В.Брайцев, Н.П.Бушуев, М.И.Весков, А.Е.Видулин, М.С.Газизов, Л.Н.Гапанович (ответственный исполнитель), Ю.А.Грамматиков, Г.Ф.Григорьев, Г.К.Губин, В.П.Гудалов, А.С.Диманштейн, Е.А.Дымченко, Э.И.Еременко, В.Г.Зеленый, В.Н.Зотов, Р.В.Зубов, Л.А.Иванова, С.А.Кариман, А.Д.Карнышев, Ф.С.Клебанов, Е.Ф.Козловчунас, М.А.Котов, В.А.Костин, И.А.Кузьмич, А.М.Курганский, Л.А.Лаврухина, В.Г.Лисичкин, М.Н.Маркус, Е.И.Микляев, М.Э.Мильграм, В.Я.Мининберг, Ю.П.Миновский, А.П.Михалюк, Э.Э.Нильва (ответственный исполнитель), В.С.Пак, Г.И.Патрикеев, А.Э.Петросян, А.М.Плотников, Г.П.Савельев, П.Ф.Савченко, И.В.Сергеев, С.Г.Скопин, А.А.Смирнов, Ь.А.Сурначев, Г.М.Теняков, Е.Н.Тучков, Б.М.Усан-Подгорнов, В.И.Усков, М.И.Устинов, Н.И.Устинов, А.Г.Фролов, Г.С.Хомылов, А.А.Чурилов, И.Э.Цейтин, Л.А.Шкыдкова, В.А.Шелков, Я.М.Шмуйлович, Б.А.Эйдерман, И.В.Яковлев – ИГД им. А.А.Скочинского; В.Ф.Крылов, Н.А.Петров, А.А.Сурначев, Н.К.Гринько – Минуглепром СССР и Минуглепром УССР; Ю.Н.Бессонов, И.А.Горбунов, Л.М.Казаков, М.Ф.Малюга, А.А.Манко, В.М.Станкус, Н.С.Сургай, Ш.Т.Токмагамбетов – Производственные объединения; Ю.К.Батманов, Ю.К.Епифанцев, Б.К.Куклин, А.Г.Лепихов, Е.Т.Проявкин, С.А.Саратикянц, Ю.Г.Спицын – ДонУТИ; Н.С.Арсенов, В.И.Клопов, А.А.Ладенко, М.И.Середенко – КузНИУИ; В.И.Дацков, Е.Н.Кейерович, В.Я.Новиков, М.М.Мукушев, Н.Н.Хардин – КНИУИ; М.И.Богданов, Ю.И.Калимов, Ю.Т.Попов – ПечорНИИпроект; И.С.Крашкин, М.Н.Серебряный – ШНИУИ; К.А.Ардашев, Н.Т.Бажин, И.Ф.Воложанин, Л.К.Нейман, Б.В.Райский – ВНИМИ; Л.В.Богачек, Л.И.Голев, В.М.Шрамко – ЦНИЭИуголь.

ПРОГРЕССИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ
Часть II. Пояснительная записка

Редакторы З.В.Полякова, С.А.Смиренская, Л.В.Труханова

Тираж 3500	Цена 2 р. 20 к.	Изд. № 8338	Заказ № 1508

Типография Института горного дела им. А.А.Скочинского

31,0 уч.-изд.л. Подписано к печати 20/VI 1979 г.

gost.e-ecolog.ru