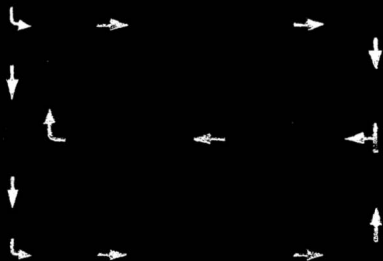


С.М.ЛИПКОВИЧ, Н.Н.ЛЕБЕДЕВ, С.И.МИРОШНИКОВ

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ УГЛЯ



С. М. ЛИПКОВИЧ, Н. Н. ЛЕБЕДЕВ, С. И. МИРОШНИКОВ

ПРОЕКТИРОВАНИЕ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ
ПРОЦЕССОВ
ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ УГЛЯ



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
Москва 1974

Липкович С. М., Лебедев Н. Н., Мирошников С. И.
Проектирование технологических процессов очистной
выемки угля. М., «Недра», 1974, 224 с.

В книге рассмотрены вопросы математического моделирования процессов выемки угля, организации работ в очистном забое, надежности работы выемочного оборудования. Описаны вероятностные методы расчетов, применяемые при проектировании технологических процессов выемки. Приведена методика оптимизации ремонтно-профилактических работ и резерва запасных частей. Большое внимание уделено оценке надежности выемочного оборудования и оптимизации выемки угля.

Книга рассчитана на инженерно-технических работников бассейнов, комбинатов и шахт, проектных и научно-исследовательских организаций угольной промышленности, преподавателей и студентов горных вузов.

Таблиц 66, иллюстраций 84, список литературы — 91 назв.

ПРЕДИСЛОВИЕ

За последние годы в угольной промышленности СССР произошло существенное изменение технологии добычи угля. Вместо широкозахватных значительное применение получили узкозахватные комбайны, вместо индивидуальной крепи и разборных конвейеров, переносимых вручную, на шахтах внедряется гидрофицированная крепь и механизированная передвижка безразборных конвейеров. Это резко изменило технологию добычи, организацию работ, интенсивность выемки и нагрузку на забой. Изменились методы проектирования процессов выемки. Если раньше можно было при проектировании процессов математически описывать их как протекающие равномерно, то в настоящее время приходится учитывать целый ряд процессов, являющихся вероятностными, и при их расчете применять теорию вероятности и надежности.

Математическое описание технологических процессов очистной выемки угля (математическое моделирование) стало сложнее, но оно более правильно отражает процессы и позволяет более точно подсчитывать нагрузку на очистной забой и выявить пути совершенствования процессов выемки.

Разработке вопросов математического моделирования процессов выемки угля и организации работ в очистном забое посвящены книги и статьи профессоров А. В. Докукина, В. Н. Хорина, А. В. Топчиева, А. С. Бурчакова, Б. М. Воробьева, А. С. Астахова, А. М. Курносова, Е. З. Позина, Я. И. Альшица, А. И. Берона, С. М. Липковича, Б. К. Куклина и других, которые не полностью охватывают математическое описание процессов. В настоящей работе сделана попытка обобщить опубликованный материал и дать представление о методах проектирования производственных процессов на современном уровне с использованием математического аппарата теории вероятности, надежности и очередей.

Совместно с авторами написаны: § 1—3 гл. IV—Л. К. Кржеминским, § 4—8 гл. VII—В. Н. Болобаном, гл. IX—В. И. Кириченко, В. И. Кузовым, О. Л. Колосовым, § 1 гл. X—Ф. И. Евдокимовым, § 2—Ф. И. Евдокимовым.

ИСХОДНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ

§ 1. Технологические схемы и процессы выемки

Для различных горно-геологических условий обрабатываемых пластов можно выделить следующие основные виды технологии выемки:

узкозахватными комбайнами с механизированной крепью (рис. 1, 2, 3);

узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью (рис. 4);
струговыми установками с индивидуальной гидравлической крепью (рис. 3).

Незначительно распространены шнеко-буровая и гидравлическая технология выемки. Наиболее перспективной является технология выемки узкозахватными комбайнами и стругами с механизированными и индивидуальными крепями, которыми в 1975 г. должно быть добыто более 85% угля. Поэтому приводятся технологические схемы очистных работ для пологих тонких, средней мощности и мощных пластов (см. рис. 4) [1, 2].

Условия применения указанных схем выемки приведены в табл. 1.1.

Прежде всего следует ориентироваться на применение комплексов с механизированными крепями. При этом необходимо учитывать:

изменение длины лавы в пределах выемочного участка, связанное с гилсометрией пласта, не должно превышать ± 10 м;

в пределах выемочного участка не должно быть непереходимых геологических нарушений;

не рекомендуется применение комплекса в лавах с притоками агрессивных вод, превышающими $10 \text{ м}^3/\text{ч}$, и при наличии сильно дующих почв.

Важнейшим условием эффективного применения технологических схем является выбор их в полном соответствии с горно-геологическими условиями конкретного выемочного поля.

Требуется обязательное соблюдение оптимальных параметров выемочного поля: длины его по простиранию и длины лавы. Во всех случаях значения этих параметров должны быть не менее приведенных в табл. 2.1, 3.1 [1, 2, 3, 4, 5].

При выборе технологических схем выемки прежде всего необ-

ходимо выдолнить расчеты их эффективности в соответствии с § 2 гл. X настоящей работы.

Технология выемки в очистном забое складывается из отдельных, зачастую взаимосвязанных процессов. Так, для лавы, оборудованной узкозахватным комбайном 2К-52 и индивидуальной

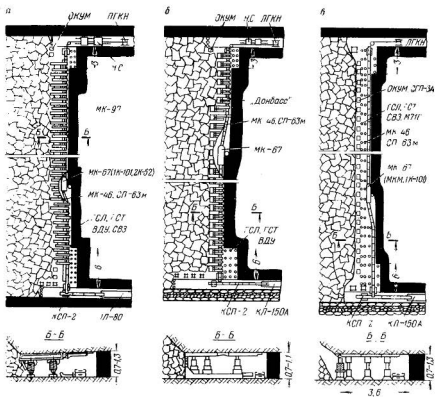


Рис. 1. Технологические схемы очистных работ:

а — комплексом МКМ-97; б — комплексом «Донбасс»; в — узкозахватными комбайнами (МК, 1К-101) с индивидуальной крепью

крепью, характерны следующие основные процессы: выемка угля комбайном; оформление забоя; крепление очистного пространства лавы; передвижка конвейера; подготовка комбайна к выемке новой полосы угля; управление кровлей; выемка угля из верхней ниши; выемка угля из нижней ниши. Существуют процессы и вне лавы, но они тесно связаны с ее работой: устройство сопряжения лавы с вентиляционным и откаточным штреками. Как показывает опыт работы шахт, процесс ремонта оборудования лавы можно

Таблица 1.1

Номер технологической схемы	Наименование технологической схемы выемки	Условия	Условия		
			Мощность лавы, м	Угол падения пласта, град	Сопровождающие углы развала, д/с/м
1	Технология очистных работ комплексом МКМ-97	Устойчивая и средней устойчивости	0,7—1,3	3—15	До 250
2	Технология очистных работ комплексом «Донбасс»	То же	0,7—1,1	3—16	»
3	Технология очистных работ комплексом КМ-87	»	1,1—1,9	3—15 (3—15)	До 300
4	Технология очистных работ комплексом ИМК**	Неустойчивая, средней устойчивости	1,2—1,8 (1,5—2,2)	3—15 (3—10)	До 250
5	Технология очистных работ комплексом ИОМКТ**	То же	1,85—2,45 (2,2—3,0)	0—3	До 250
6	Технология очистных работ комплексом типа ОМКТМ	От неустойчивой до устойчивой	2,5—3,5	3 (3—12)	До 300
7	Технология очистных работ комплексом КМ-81	От неустойчивой до устойчивой	2,3—3,2	3—12 (3—12)	До 300
8	Технология очистных работ стругом УСБ	Не ниже средней устойчивости	0,9—2,0	3—16	До 180
9	Технология очистных работ комбайнами 2К-52, БК-52***	От неустойчивой до устойчивой	1,0—1,7 (1,3—2,0)	3—15 (3—10)	До 300
10	Технология очистных работ комбайнами КШ-1 кг, 1К-58	То же	3—3,5 (2,3—3,2)	3—12	До 300
11	Технология очистных работ комбайном «Урал 2м»	От неустойчивой до устойчивой	1,5—2,4	3—16	До 300
12	Технология очистных работ комбайнами МК, 1К-101	То же	0,7—1,3 (0,7—1,5)	3—15 (3—10)	До 250

* В скобках указаны пределы применения технологической схемы выемки при отработке
 ** Для комплексов ИМК, ИОМКТ, ОКП.
 *** При работе комбайна 2К-52 в лавы по восстановно.

разделить на два — ремонт в момент работы забоя и проведение плановых ремонтно-профилактических работ.

Для лав, оборудованных механизированными комплексами, характерно большинство перечисленных процессов, за исключением управления кровлей и крепления призабойного пространства лавы, которые заменены передвигкой секции крепи.

На рис. 5 приведена схема анализа процессов в очистном забое. Очевидно, время цикла выемки будет зависеть от длительности технологических процессов в лаве и вне ее. Большое значение имеет совместимость всех процессов по выемке угля.

прямая				
Непосредственная лавы	Подземный речник	Способ управления кровлей	Схема подготовки	Система разработки
Не ниже средней крепости То же	Пласт опасен по пыли и газу То же	Полное обрушение То же	Панельная, этажная То же	Длинные столбы по простиранию То же
»	»	»	»	Длинные столбы по простиранию, падению Длинные столбы по простиранию, восстановно Длинные столбы
От слабой до крепкой Слабая, средней крепости От слабой до крепкой	» Пласт не опасен по пыли Пласт опасен по пыли и газу Пласт опасен по газу и пыли	» Полное обрушение Полное обрушение	Панельная, этажная Этажная	Длинные столбы по простиранию, падению Длинные столбы по простиранию для выемки пласта средней мощности и мощного по методу «слоблыва» Длинные столбы по простиранию Длинные столбы по простиранию Длинные столбы по простиранию, восстановно
Не ниже средней крепости От слабой до крепкой То же	То же » »	» » »	Панельная, этажная То же	Длинные столбы по простиранию Длинные столбы по простиранию Длинные столбы по простиранию
Не ниже средней крепости От слабой до крепкой	» »	» »	Панельная, этажная	Длинные столбы по простиранию, восстановно

лавы по восстановно (падению).

По этому признаку технология выемки угля в забое подразделяется на поточную, поточно-циклическую и циклическую [6]. Поточная — это непрерывный процесс выемки, передвижки конвейера и управления кровлей.

Поточно-циклическая технология отличается от поточной необходимостью перерывов для концевых операций с выемочной машинной и перемещением крайних частей конвейера.

Установлено, что отдельные факторы по-разному влияют на скорость выполнения процессов и операций технологического цикла

в лаве. Тем самым они определяют уровень нагрузки и основные технико-экономические показатели работы очистного участка.

Известно, что наиболее сложными с точки зрения их математического описания являются процессы очистной выемки полезного

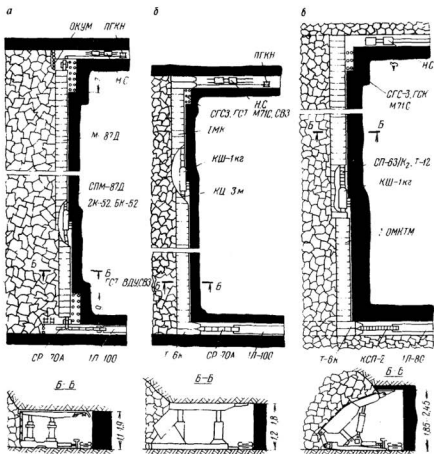


Рис. 2. Технологические схемы очистных работ комплексами:

а — КМ-87; б — 1МК; в — 10МКТМ

ископаемого. Работа в очистном забое происходит в условиях постоянного контакта с природой, воздействия ее на выемочные машины и механизмы. Забон непрерывно перемещаются, что обуславливает частое изменение окружающих горно-геологических условий. Поэтому именно в очистном забое особенно сильно про-

Таблица 2.1

Схема подготовки и система разработки	Экономически целесообразная длина лавы, м			
	Технология выемки			
	Узкозахватные комбайны с механизированной крепью		Узкозахватные комбайны с индивидуальной крепью	Струговые установки с индивидуальной крепью
М-87, «Довбасс», МК-97, М-101 и др.	ОМКТ, ОКП, МК, М-81 и др.			
	Панельная подготовка			
Длинные столбы по простиранию:				
без подсвежения исходящей струи воздуха	160—200	150—180	150—250	240—300
с подсвежением исходящей струи воздуха	180—220	—	210—270	260—300
Комбинированная с выемкой по простиранию	160—200	—	190—220	220—280
Сплошная	170—240	—	180—230	200—280
	Этажная подготовка			
Длинные столбы по восстанию:				
без подсвежения исходящей струи воздуха	180—200	—	160—180	180—200
с подсвежением исходящей струи воздуха	180—220	—	160—180	180—200
Комбинированная:				
спаренные лавы по восстанию	160—180	—	160—180	180—200
лава-этаж с отработкой на полевые штреки	180—220	—	180—220	220—250
Сплошная	170—240	—	170—220	210—250

Таблица 3.1

Система разработки	Рекомендуемая длина крыла панели, м	
	Технология выемки	
	Узкозахватные комбайны с механизированной крепью	Узкозахватные комбайны и струговые установки с индивидуальной крепью
Длинные столбы по простиранию:		
без подсвежения исходящей струи воздуха	800—1200	700—1000
с подсвежением исходящей струи воздуха	1000—1500	1000—1300
Длинные столбы по восстанию	800—1500	650—900
Комбинированная с выемкой по простиранию	800—1000	800—1000
Сплошная	700—900	650—900

является та неопределенность, которая усложняет математическое описание и делает невозможным построение детерминированной модели работы лавы. Ввиду чрезвычайной сложности и особой

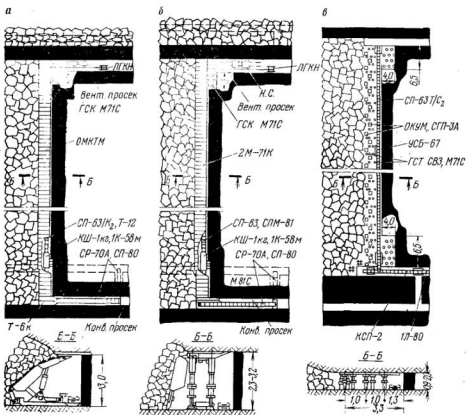


Рис. 3. Технологические схемы очистных работ:
 а — комплексом ОМКТ; б — комплексом КМ-81; в — струговой установкой УСБ

важности математического описания работы очистного участка изложение основ проектирования процессов выемки целесообразно начать с математического аппарата.

§ 2. Математический аппарат, используемый при проектировании технологических процессов очистной выемки

Проектирование любого процесса производства базируется на тщательном изучении отдельных операций. При обследовании оно предусматривает:

точное определение или уточнение цели;
 изучение состава персонала и средств производства;
 поиск характерных величин для данного процесса;

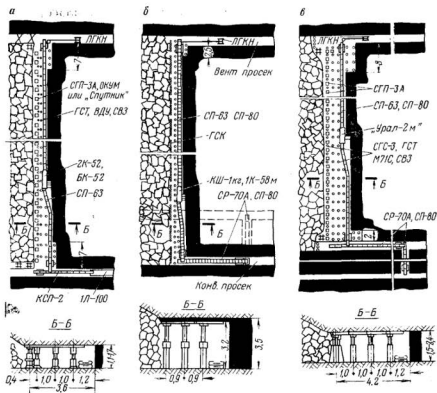


Рис. 4. Технологические схемы очистных работ узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью:

а — 2К-52, БК-52; б — КШ, К-58; в — «Урал»

динамику этих характеристик (т. е. знание возможных границ расширения или развития исследуемых величин);

установление общей схемы процесса.

Поскольку при проектировании технологических процессов очистной выемки речь идет о времени, необходимом на механическую или ручную операцию, или о частоте того или иного явления, обозначим через X объем исследуемых переменных и заключим его в прилегающие равные интервалы размером a . Центральный объем каждого интервала, индексированного через i , обозначим $x_1, x_2, \dots, x_i, \dots, x_n$. Здесь каждый рассматриваемый объем может

быть представлен в одном интервале, т. е. x принадлежит интервалу класса i , если соблюдается неравенство

$$x_i - \frac{a}{2} \leq x < x_i + \frac{a}{2}. \quad (1.1)$$

Если n_i — число случаев, где x принадлежит к классу i , и если общее число наблюдений N , то можно определить частоту f_i сделанных наблюдений в классе i :

$$f_i = \frac{n_i}{N}. \quad (2.1)$$

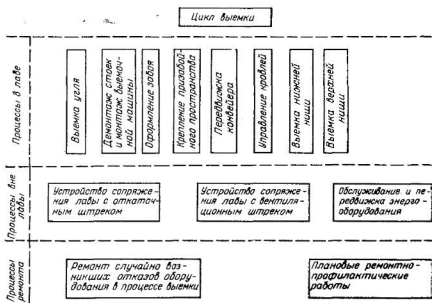


Рис. 5. Схема анализа процессов в очистном забое

По оси абсцисс (рис. 6) откладываем частные объемы $x_1, x_2, \dots, x_i, \dots, x_n$ и строим в каждом интервале прямоугольник площадью f_i .

Гистограмма (рис. 6), или плотность распределения (рис. 7), представляет полную информацию, собранную в течение одного наблюдения. Во многих задачах проектирования технологических процессов можно рассматривать среднее арифметическое и дисперсию (рис. 8) как достаточную информацию для исследования отдельных операций процесса.

Законы распределения случайной величины и его свойства показаны на рис. 9, а, б, в, г.

Характеристиками случайной величины являются математическое ожидание, мода, медиана (рис. 10).

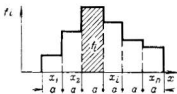


Рис. 6. Гистограмма

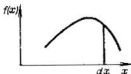


Рис. 7. Плотность распределения

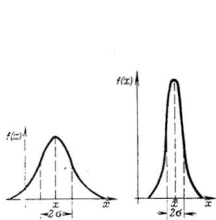


Рис. 8. Дисперсия

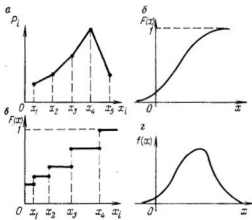


Рис. 9. Свойства функции распределения

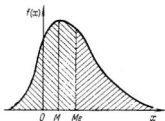


Рис. 10. Характеристики случайной величины:
M — мода; Me — медиана

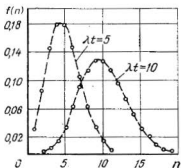


Рис. 11. Закон Пуассона (для $\lambda t=5$ и $\lambda t=10$)

Распределение Пуассона (рис. 11). Случайная величина, которая принимает только неотрицательные целочисленные значения с вероятностью

$$P_n(t) = \frac{e^{-\lambda t} (\lambda t)^n}{n!}, \quad (3.1)$$

называется распределенной по закону Пуассона, где e — основание натуральных логарифмов.

Эта формула дает вероятность того, что за время t произойдет n событий. Величина λ представляет собой среднее количество событий (испытаний) за выбранную единицу времени.

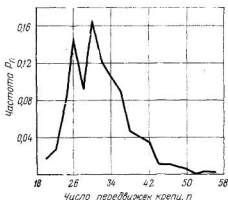
Здесь $m_n = \lambda t$, $\sigma_n = \sqrt{\lambda t}$.

Закон Пуассона часто используется в изучении феномена ожидания.

На рис. 12 показано распределение заявок на передвижку секций крепи в течение 10 мин работы выемочной машины, которое является хорошей аппроксимацией распределения вероятностей по закону Пуассона.

В распределении Пуассона функция распределения известна полностью, если известно математическое ожидание. При этом вероятность появления некоторого определенного

Рис. 12. Распределение заявок на передвижку секций крепи за 10 мин работы комбайна



значения можно получить непосредственно из таблиц для пуассоновского распределения, приведенных в приложении (табл. 1).

Экспоненциальное распределение. Плотность распределения существует и равна

$$f(t) = \begin{cases} 0 & \text{при } t \leq 0, \\ \lambda e^{-\lambda t} & \text{при } t > 0, \end{cases} \quad (4.1)$$

где λ — интенсивность возникновения события;
 t — время.

Экспоненциальное распределение служит достаточно хорошей аппроксимацией распределения времени безотказной работы выемочных и доставочных машин и механизмов.

На рис. 13 показано распределение времени безотказной работы механизированной крепи в условиях 3-й южной лавы пл. 17 шахты «Пролетарская-Глубокая» комбината Макеевуголь, близкое к показательному.

Показательное распределение также полностью определено, если известно его математическое ожидание. Среднее квадрати

ческое отклонение этого распределения равно его математическому ожиданию:

$$\sigma_t = m_t.$$

Нормальное распределение. Плотность распределения имеет вид

$$f(x) = \frac{1}{\sigma_x \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(x-m_x)^2}{2\sigma_x^2}}, \quad (5.1)$$

где m_x — математическое ожидание случайной величины;
 σ_x — среднее квадратическое отклонение.

На рис. 14 показано распределение сменного спроса на пополнение резерва порожних вагонеток для очистного забоя шахты «Вергелевская» (3-й восточной лавы пласта l_6).

Если в нормальном законе распределения заменить переменную

$$\frac{x - m_x}{\sigma_x} = t,$$

получаем функцию распределения для нормально распределенной величины

$$P(t) dt = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{t^2}{2}} dt \quad (6.1)$$

для $m_x = 0$ и $\sigma_x = 1$.

Величины этой функции приведены в приложении (табл. 2).

Нормальное распределение симметрично по отношению к математическому ожиданию m_x (рис. 15).

Табл. 2 Приложения позволяет увидеть, что 68%, 95% и 99% случаев множества находятся в интервале $\pm\sigma_x$, $\pm 2\sigma_x$ и $\pm 3\sigma_x$ вокруг m_x . Этот закон встречается очень часто.

Логарифмическое нормальное распределение. Если логарифм случайной переменной x следует нормальному закону, можно сказать, что x подчиняется логарифмическому нормальному закону.

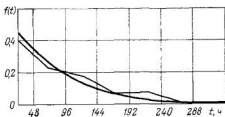


Рис. 13. Распределение времени безотказной работы механизированной крепи

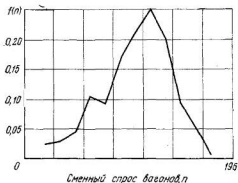


Рис. 14. Распределение сменного спроса вагонеток для очистного забоя

На график по оси абсцисс наносим $\log(x - x_0) - x$, будет константой — и получаем кривую плотности распределения $f(x)$ в виде нормального закона (рис. 16).

Математическое выражение этого закона

$$f(x) dx = \frac{1}{(x - x_0) \sigma_z \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{[\log(x - x_0 - m_z)]^2}{2\sigma_z^2}} dx \quad (7.1)$$

где m_z — математическое ожидание случайной переменной $z = -\log(x - x_0)$ и σ_z ее среднее квадратическое отклонение.

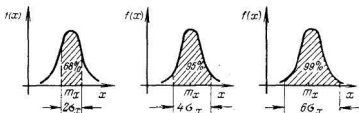


Рис. 15. Нормальный закон распределения

Логарифмический нормальный закон может быть применен, когда явление зависит одновременно от многих случайных переменных.

Биномиальное распределение. Если имеется N деталей, из которых N_p дефектных и $N(1 - P)$ хороших, биномиальный закон позволяет узнать распределение дефектных деталей в испытании, содержащем один тираж n деталей, взятых наугад, (при условии, что n очень мало по сравнению с N).

Когда производится n независимых испытаний, в каждом из которых событие A может либо появиться, либо не появиться, а вероятность P появления события A в каждом испытании одна и та же и вероятность наступления события A равна $q = 1 - P$, то вероятность того,

что в n независимых испытаниях событие A осуществится ровно k раз и не осуществится $n - k$ раз, вычисляется по формуле

$$P_{kn} = C_n^k P^k q^{n-k}, \quad (8.1)$$

где $C_n^k = \frac{n!}{k!(n-k)!}$ — число сочетаний из n по k .

Приведенный биномиальный закон описывает распределение вероятностей числа появлений события A при испытаниях. Математическое ожидание равно nP , а среднее квадратичное отклонение $\sqrt{nP(1-P)}$.

На рис. 17 приведено биномиальное распределение для $n=15$ и различных вероятностей P .

Этот закон может быть подобен нормальному, если $n > 20$.

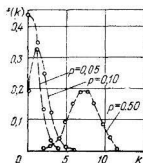


Рис. 17. Биномиальный закон распределения (при $n=15$ и $P=0,05, 0,1, 0,5$)

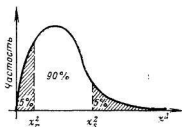


Рис. 18. Распределение χ^2

Имея реальное распределение случайной величины x и теоретическое распределение предполагаемого закона для их сопоставления, наиболее часто используют критерий согласия Пирсона χ^2 .

Статистически доказано, что степень расхождения при достаточно большом n практически не зависит от функции теоретического закона распределения.

Приведенное на рис. 18 распределение объемов χ^2 зависит только от «степени свободы» распределения, число которых r равно числу разрядов k минус число независимых условий («связей») s . Параметрами этих условий могут быть:

$$N = \sum n_i; \quad m_x = \sum \frac{n_i x_i}{N};$$

$$\sigma^2 = \sum \frac{n_i (x_i - m_x)^2}{N-1}.$$

По r и χ^2 с помощью табл. 3 Приложения определяется вероятность того, что величина, имеющая распределение χ^2 с r степенями свободы, будет находиться в интервале χ_r^2 и χ_s^2 . Если эта вероятность мала (мы выходим за пределы интервала), гипотеза о распределении случайной величины по принятому закону отбрасывается как неправдоподобная.

Числовой пример. Определить минимальное число рабочих по передвижке стоек во время спуска комбайна, если известно, что норма передвижки на одного рабочего составляет 24 стойки за 1 ч, а по графику работ каждая стойка должна быть передвинута не более чем за 1 мин.

С этой целью были использованы частичные хронометражи 30 наиболее быстрых спусков:

n —число на передвижку стоек в одну минуту . . .	0	1	2	3	4	5	6
N_i —число наблюдаемых случаев	702	977	710	402	153	48	8

n — случайная величина, зависящая от скорости спуска комбайна; $\sum N_i = 3000$.

Предполагаем закон Пуассона в связи с тем, что мы имеем здесь исследование феномена ожидания момента передвижки стоек.

Математическое ожидание составит

$$m_N = \frac{0 \times 702 + 1 \times 977 + 2 \times 710 + 3 \times 402 + 4 \times 153 + 5 \times 48 + 6 \times 8}{3000} = 1,5.$$

Общее уравнение закона Пуассона:

$$P_n(t) = \frac{e^{-m_N t} (m_N t)^n}{n!};$$

$$P_n(t) = \frac{e^{-1,5} \cdot 1,5^n}{n!}.$$

Подсчитаем теоретическое множество N'_i , соответствующих этому закону:

$$N'_i = NP_n(1),$$

откуда

n	0	1	2	3	4	5	6
$P_n(1)$	0,224	0,335	0,252	0,125	0,047	0,014	0,003
N'_i	672	1005	756	375	141	42	$9 \sum_i N'_i = 3000$.

Сравним теперь теоретическое и реальное множества с помощью χ^2 :

n	N_i	N'_i	$N_i - N'_i$	$(N_i - N'_i)^2$	$\frac{(N_i - N'_i)^2}{N_i}$
0	702	672	30	900	1,33
1	977	1005	-28	784	0,78
2	710	756	-46	2116	2,79
3	402	375	27	729	1,94
4	153	141	12	144	1,02
5	48	42	6	36	0,85
6	8	9	-1	1	0,11
$\chi^2 = 8,82$					

χ^2 по табл. 3 Приложения до 5%

$$r = k - s = 7 - 2 = 5; \quad \chi_r^2 = 11,0$$
$$s = 2; \quad \chi_s^2 = 5,99.$$

Подсчитанный χ^2 находится в интервале χ_r^2 и χ_s^2 , что дает нам основание считать закон Пуассона достаточно близким к нашим расчетам с параметром $m_N = 1,5$.

Необходимое и достаточное число наблюдений. Для 95% доверительного интервала необходимым и достаточным числом наблюдений будет

$$N = \frac{40\,000\sigma_x^2}{s^2 m_x^2}, \quad (9.1)$$

где s — заданная точность результатов в %.

Некоторые методы наблюдений сопровождаются переменной, имеющей только два состояния: например, анализ машины при остановке или в движении. Для изучения подобных вопросов можно использовать мгновенный метод наблюдений: по таблице случайных чисел (приложение, табл. 4) определяем время проведения замеров и записываем $X=0$ — «остановка машины» или $X=1$ — «машина в работе».

Если N общее число наблюдений, то

$$N = n_1 + n_2,$$

где n_1 — число остановок;

n_2 — число движений.

Математическое ожидание переменной x определит степень использования механизма:

$$m_x = \frac{n_2}{N},$$

а среднее квадратичное отклонение составит:

$$\sigma = \sqrt{\frac{n_1}{N} \left(0 - \frac{n_2}{N}\right)^2 + \frac{n_2}{N} \left(1 - \frac{n_2}{N}\right)^2} =$$
$$= \sqrt{\frac{n_1 n_2}{N^2}} = \sqrt{m_x (1 - m_x)}.$$

В этом случае необходимым и достаточным числом замеров для доверительного интервала 95% будет

$$N = \frac{40\,000(1 - m_x)}{s^2 m_x}. \quad (10.1)$$

Например, при оценке степени использования машины был проведен анализ 40 случайных наблюдений. Он показал 10 остановок и 30 раз машина работала.

Определяем ориентировочно математическое ожидание $m_x = 0,75$ и необходимое число наблюдений с точностью до 5% и степенью доверия 95%:

$$N = \frac{40\,000(1 - m_c)}{s^2 m_x} = \frac{40\,000 \cdot 0,25}{25 \cdot 0,75} = 533.$$

Краткие сведения из теории массового обслуживания (теории очередей). Процесс массового обслуживания характеризуется двумя основными понятиями: во-первых, обслуживать необходимо требования или заявки (требование на ремонт оборудования лавы, на передвижку секций крепи и пр.); во-вторых, обслуживание производится аппаратом (ремонт выполняется электрослесарем или группой электрослесарей, передвижка секций крепи — рабочими очистного забоя и пр.).

Время обслуживания во многих случаях является неопределенным. Возможно образование очереди заявок в ожидании обслуживания.

Совокупность очередей и аппаратов составляет обслуживающую систему.

Большинство задач горного дела, решаемых по теории массового обслуживания, относится к процессам, непрерывным во времени, но дискретным в пространстве.

Математическое описание системы массового обслуживания состоит прежде всего в описании потока заявок и времени обслуживания. Наиболее важную роль играют предположения о пуассоновском характере потока заявок и об экспоненциальном времени обслуживания. Такая модель позволяет принимать аппарат теории марковских случайных процессов для вывода системы линейных дифференциальных уравнений, решение которых приводит к получению стандартных формул теории массового обслуживания [12, 13, 14, 15, 16].

§ 3. Способы моделирования процессов выемки угля

Невозможно дать в небольшом разделе полное описание всех методов, используемых при проектировании технологических процессов, оптимизации работы отдельных звеньев или операций и решении задач по организации работ очистной выемки угля.

Общее направление при решении задачи состоит в перемещении проблемы из реального мира в фиктивную область. При перемещении мы получаем так называемую модель.

Существует 4 способа моделирования, содержащих своеобразные методы решения: схематическое представление; математические методы; моделирование; теория графов.

Схематическое представление задачи включает все, что можно изобразить в виде диаграмм, графиков или схем. Их применение чрезвычайно разнообразно при изучении отдельных процессов или их элементов. Чаще всего используются сводные графики цирку-

ряжи. На рис. 19 приведена планограмма организации работ бригады И. И. Стрельченко (шахта «Трудовская»), осуществившей мировой рекорд добычи угля — 170 230 т за 31 рабочий день.

Планограмма позволяет в укрупненной форме наглядно изобразить протекание производственных процессов цикла работ в лаве во времени и пространстве.

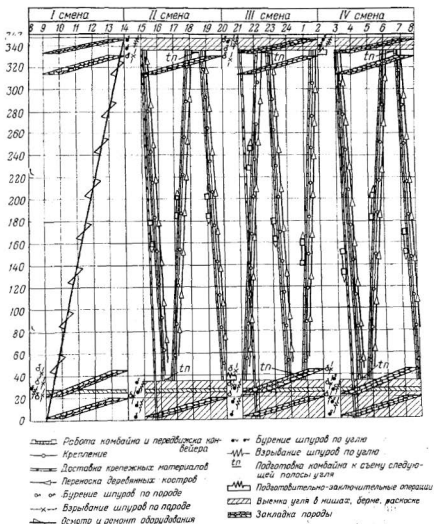


Рис. 19. Планограмма организации работ бригады И. И. Стрельченко

Широко распространены ленточные соединенные графики для планирования выходов, монтажных и проходческих работ и т. д. Так, на рис. 20 представлен график организации работ по проведению 2-го конвейерного и 3-го бортового штреков с помощью комбайнов ШБМ-2 на шахте № 8 «Нововолынская» комбината Укрзападуголь.

Недостаток схемных моделей в том, что для решения задач необходим метод попыток, а при этом часто неизвестно, оптимально ли конечное решение.

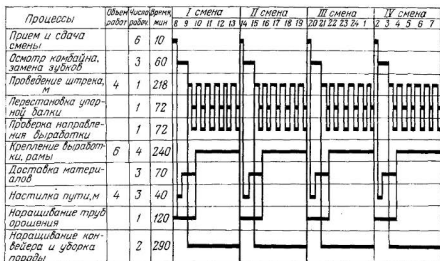


Рис. 20. График организации работ по проведению штреков с помощью комбайна ШБМ-2

Если задача может быть математизирована, т. е. описана в математических выражениях, используют математические модели, которые могут быть детерминированными для определения точных величин или вероятностными для определения приближенных, вероятных значений.

Если переменные имеют определенный характер, тогда модель составляется в математических выражениях, позволяющих сформулировать задачу в виде функции

$$F = f(x_1, x_2, \dots, x_i, \dots, x_n),$$

где x_i — переменная этой задачи.

Решение состоит в нахождении объемов переменных x_i , которые могут быть max или min.

Если функции нелинейны, применение детерминированной модели затруднительно, за исключением частных случаев.

Как в детерминированных, так и вероятностных моделях или в их комбинациях математическое моделирование предполагает использование многих методов. Наиболее распространенные из них: метод исследования функции цели на абсолютный или условный минимум, методы линейного, нелинейного и динамического программирования, методы корреляционного и регрессионного анализа, теории игр и очередей. Все эти методы хорошо изложены как в специальной математической, так и в горнотехнической литературе.

Математическое моделирование применимо в случае, если модель описывает реальный факт достаточно точно, хотя отыскать эту точность отображения все более и более сложно. Немаловажным является и требование «удобоваримости» математического представления, хотя с появлением ЭВМ можно теперь чаще использовать числовые расчеты без буквенных обозначений.

Под категорией **моделирование** понимают большое число методов представления реальности посредством похожих искусственных элементов. Различают два существенно отличных друг от друга вида моделирования — **чистое моделирование**, куда входят модели типа планировка объекта, размещение оборудования, плоские и объемные модели для изучения горного давления из эквивалентных материалов на желатиновой основе, из электропроводной бумаги и т. д., и моделирование по так называемому методу **Монте-Карло**.

Пример моделирования. За подвиганием комбайна в лаве происходит обрушение угля («струи») вследствие отжима. Период обрушения и масса упавшего угля переменны, но предварительное изучение позволило установить некоторые сведения по числу проведенных наблюдений (табл. 6.1).

Связь между периодом обрушения и массой упавшего угля отсутствует. Следует определить часовую «производительность»

Таблица 6.1

Период обрушения T , мин	Число наблюдений	Масса упавшего угля G , кг	Число наблюдений
25—35	2	45—55	5
35—45	4	55—65	6
45—55	10	65—75	10
55—65	24	75—85	15
65—75	20	85—95	24
75—85	13	95—105	30
85—95	11	105—110	10
95—105	8		
105—115	5		
115—125	3		
		Всего	100
Всего	100		

струи», или массу угля за 1 ч для определения трудоемкости работ по зачистке при составлении графика организации работ в очистном забое.

Задача в принципе не трудная и моделирование не единственный путь ее решения

$$P = \frac{60G}{T}, \text{ кг/ч.}$$

Речь идет о статистической задаче, состоящей в отыскании распределения переменной P . Можно для этого найти математическое представление распределений G и T , а затем определить P . Но эта работа долгая и малоточная.

Можно вычертить таблицу всех возможных комбинаций G и T и учесть частоту случаев: так, если $T=50$ мин и $G=50$ кг, $P=60$ кг/ч с частотой $10 \times 5 = 50$ на 10 000. Такая таблица потребует 70 строчек и значительной работы при составлении гистограммы.

В общем случае решение может осуществляться моделированием.

Обозначим случайную переменную, плотность распределения которой $f(x)$, и запишем через $y=F(x)$ возрастающую функцию от 0 до 1.

Определим функцию $F(x)$ так, чтобы x соответствовала одна случайная переменная y с плотностью распределения $g(y)=1$.

Значит вероятность того, что y находится в интервале dy , есть

$$g(y) dy = dy.$$

С другой стороны, из соответствия между x и y вытекает, что вероятность, для которой y есть в интервале dy , идентична вероятности, для которой x есть в интервале dx :

$$dy = f(x) dx.$$

Но мы также имеем

$$dy = F'(x) dx,$$

где $F'(x) = f(x)$.

Тогда

$$F(x) = \int_{-\infty}^{+\infty} f(x) dx.$$

Искомая функция $F(x)$ есть функция аккумулярованной частоты $f(x)$ * (рис. 21).

Вернемся к решению задачи и подсчитаем аккумулярованную частоту G и T .

* Если в равновероятных величинах dy есть соответствие (посредством кривой аккумулярованной частоты) объемам dx , последние будут подчиняться плотности распределения $f(x)$.

Таблица 7.1

Масса упавшего угля G , кг	Число случаев	Период обрушения T , мин	Число случаев	Масса упавшего угля G , кг	Число случаев	Период обрушения T , мин	Число случаев
45	0	25	0	105	90	85	73
55	5	35	2	116	100	95	84
65	11	45	6			105	92
75	21	55	16			115	97
85	36	65	40			125	100
95	60	75	60				

Составим таблицу аккумулярованных чисел наблюдаемых случаев G и T по интервалам (табл. 7.1) и вычертим их кривые аккумулярованной частоты (рис. 22, 23).

Используя таблицу случайных чисел (табл. 4 приложения) и кривые аккумулярованной частоты G и T , легко отыскать P (табл. 8.1).

Итак, для решения задачи мы построили таблицу расчета (табл. 8.1); взяли две серии случайных чисел и разместили их в этой таблице; определили для каждого случайного числа по объему G и T величину «производительности струи» P .

Теперь остается подсчитать среднее арифметическое и дисперсию и построить кривую плотности распределения.

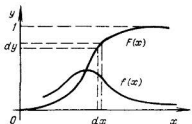


Рис. 21. Кривые вероятности и аккумулярованной вероятности

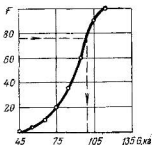
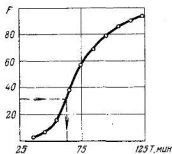
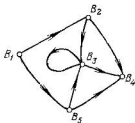
Рис. 22. Кривая аккумулярованной частоты веса упавшего угля G Рис. 23. Кривая аккумулярованной частоты периода обрушения T

Таблица 8.1

Случайное число	T , мин (по графику рис. 23)	P , кг/ч	G , кг (по графику рис. 22)	Случайное число
10	50	108	90	48
22	58	88	85	36
24	54	74	67	13
42	66	64	70	16
37	64	87	93	57
77	87	73	106	92
99	122	46	93	56
96	112	44	82	30
89	102	55	93	57
85	97	55	89	47
.
.
.

Теория графов. Граф состоит из группы точек, называемых вершинами графа, $B_1, B_2, B_3, \dots, B_n$, и группы ориентированных ветвей, или арок графа, связывающих вершины. Обозначают их



Арки графа:

$U_{12} \cdot U_{24}$
 $U_{54} \cdot U_{15}$
 $U_{23} \cdot U_{34}$
 $U_{53} \cdot U_{33}$

U_{ij} ; или просто (ij) для вершины B_i , связанной с вершиной B_j . Арка в пределе может делать кольцо (рис. 24). Две вершины графа называются прилежащими, если они соединяются аркой.

Путь — это направление арки и дистанция между соединяющимися вершинами, если арки не пересекаются. Если арки пересекаются, то путь носит название «циркуляция».

Рис. 24. Пример графа

Часто используют матричное обозначение для представления графа. Существование арки (ij) обозначают через «1» и отсутствие — через «0» и ассоциируют граф с матрицей с элементами «1» и «0».

	$\rightarrow j$																										
↓ i	<table style="border-collapse: collapse;"> <tr><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">1</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">1</td></tr> <tr><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">1</td><td style="padding: 2px 5px;">1</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td></tr> <tr><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">1</td><td style="padding: 2px 5px;">1</td></tr> <tr><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td></tr> <tr><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">0</td><td style="padding: 2px 5px;">1</td><td style="padding: 2px 5px;">1</td></tr> </table>	0	1	0	0	1	0	0	1	1	0	0	0	0	1	1	0	0	0	0	0	0	0	0	1	1	
0	1	0	0	1																							
0	0	1	1	0																							
0	0	0	1	1																							
0	0	0	0	0																							
0	0	0	1	1																							

Область применения графов довольно обширна — это описание транспортных сетей, электрических сетей и трубопроводов, схематических моделей и т. д.

Теория графов хорошо описана в книгах С. Берга, Кофмана и в отечественной литературе [17, 18, 19, 20, 21].

Из наиболее важных проблем, решаемых с помощью теории графов, следует отметить:

поиск оптимального или критического пути;

поиск максимального потока сети;
отыскание гамильтоновского пути, проходящего только один раз через все вершины графа.

Наибольшее практическое применение в горном деле теория графов получила в шахтных системах сетевого планирования и управления — СПУ.

Оперативное управление и анализ работ в системах СПУ основываются большей частью на применении метода критического пути.

При планировании и анализе организации производственных процессов в очистных забоях все чаще начинают использовать сетевые графики, которые имеют ряд преимуществ перед традиционными планами и, в частности:

дают четкое представление об организации работ в забое, их взаимосвязи и последовательности выполнения;

позволяют определить критические работы и наметить мероприятия по сокращению продолжительности выемочного цикла и тем самым увеличить нагрузку на лаву;

позволяют выявить резервы времени на некритических путях и использовать их для сокращения продолжительности критических работ и критического пути;

представляют возможность в ходе работ выяснить отклонения от графика, своевременно принять меры для устранения узких мест.

Исполнительные сетевые графики впервые начали применять на шахте № 1—2 «Горская» комбината Первомайскуголь, где все забои шахты работают по сетевым графикам. В качестве примера приводим организацию оперативного контроля по исполнительному графику в 1-й северной лаве пласта K_8 участка № 9 в одну из смен*.

Согласно плановому сетевому графику (рис. 25) в первую смену за 240 мин работы комбайна нужно было произвести выемку на длине 360 м и выдать 570 т угля. Фактически комбайн работал по выемке угля 160 мин. За это время было подрублиено 200 м лавы и добыто 312 т топлива (табл. 9.1).

Исполнительный сетевой график (рис. 26), составленный горным мастером, дает наглядную картину выполнения работ, лежащих на критическом пути.

Из графика видно, что подготовка комбайна к работе (работа 1—2) была выполнена в соответствии с плановым графиком. Однако из-за неисправности электродвигателя конвейера СП-63, установленного в лаве, вынужденный простой комбайна в начале смены (работа 2—3) составил 70 мин. Далее производилась выемка угля (работа 3—4) в течение 50 мин на протяжении 60 м без лемеха. Это было отступлением от планового графика, вызванным желанием наверстать упущенное и опасением повторного

* По материалам технической информации МУП УССР.

Таблица 9.1

Путь	Работа	Время, мин	Путь	Работа	Время, мин
0—1	Подготовка комбайна к работе	20	10—11	Осмотр комбайна	20
0—3	Доставка лесоматериалов	20	12—14	Демонтаж лемеха	10
3—4	Доставка лесоматериалов	10	14—16	Передвижка верхней головки	26
1—2	Работа комбайна	10	16—17	Работа комбайна	7
1—8	Зачистка за комбайном	10	16—18	Зачистка за комбайном	12
0—16	Выкладка бутовой полосы	360/3	18—18	Монтаж лемеха	10
0—11	Оформление верхней ниши	247	16—29	Крепление и передвижка	22
0—16	Обслуживание конвейера	360/1	17—18	Осмотр комбайна	15
1—0	Подготовка к передвижке	30	16—27	Выкладка бутовой полосы	88
6—5	Передвижка нижней головки	30	16—21	Переноска органной крепи	88
8—7	Зачистка за комбайном	20	10—22	Обслуживание конвейера	88
1—5	Монтаж лемеха	10	18—23	Зачистка лавы	61
5—10	Работа комбайна	167	18—19	Работа комбайна	56
5—12	Зачистка за комбайном	177	18—24	Передвижка конвейера	61
5—13	Передвижка конвейера	177	18—25	Крепление лавы	66
5—15	Крепление лавы	187	19—26	Оформление забоя	10
5—16	Переноска органной лавы	212			

выхода из строя электродвигателя конвейера. Работа комбайна без лемеха увеличила трудоемкость работы по зачистке лавы, в связи с чем последующие операции — по передвижке привода кон-

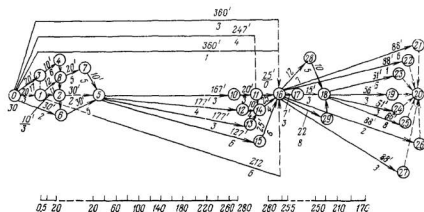


Рис. 25. Плановый сетевой график

вейера и монтажу лемеха (работа 4—5) — длились 50 мин, что на 20 мин больше, чем предусмотрено плановым графиком.

По работе 5—6 выемка угля на протяжении 50 м велась в течение 60 мин, т. е. на рабочей скорости менее 1 м/мин, что вызвано

увеличением крепости угля и попаданием породы в исполнительный орган комбайна. При выполнении работ 6—7 и 10—11 производилась предусмотренная графиком замена зубков, на что затрачено 30 мин. По работе 8—9 из-за отсутствия порожняка выемка угля комбайном была приостановлена на 30 мин. По работе 7—8, 9—10 и 11—12 выемка угля производилась нормально. За 10 мин до конца смены выемка угля не была пре-

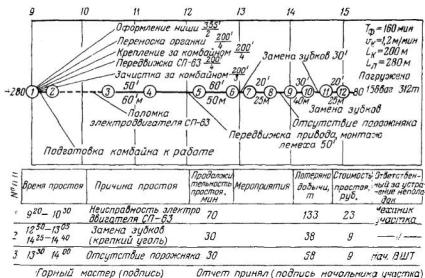


Рис. 26. Исполнительный сетевой график

кращена, как это предусмотрено плановым графиком, так как подготовка лавы к работе следующей смены была выполнена во время остановки для замены зубков.

Принимая отчет от горного мастера по исполнительному графику, начальник участка указывает горному мастеру на допущенное отступление от планового графика — работу комбайна без лемеха, что привело к увеличению трудоемкости работ по зачистке лавы и времени выполнения последующих операций; выдает механику участка наряд на ремонт электродвигателя СП-63 в ремонтную смену; согласовывает с начальником ВШТ вопрос о своевременной подаче порожняка.

Применение сетевых графиков для анализа и планирования организации работ позволяет значительно улучшить организацию труда в лавах, увеличить добычу угля и улучшить технико-экономические показатели работы очистных забоев.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ВЫЕМКИ УГЛЯ

§ 1. Средства выемки угля

Основой технического перевооружения угольной промышленности страны является переход на узкозахватную выемку угля с помощью угольных комбайнов и струговых установок. В настоящее время отечественными заводами угольного машиностроения осуществляется серийный выпуск следующих типов узкозахватных комбайнов: 2К-52, БК-67, КШ-1кг, 1К-58, 1К-101, МК-67, ВНК и «Урал-2м» для пологих пластов и «Темп» и КТ для крутых. Создаются и проходят промышленные испытания узкозахватные комбайны КШ-3, ГШ-68, 1КМ («Малютка»), БШ-1 («Старт»), К-105, БК-4, УК-2, БКТ-1, БК-101. Серийно выпускаются струговые установки УСБ-67 и УСТ-2А.

Характеристики выемочных комбайнов и стругов приведены в табл. 1.П.

Ведутся работы по созданию и освоению механизированных струговых комплексов. Изготовлена опытная партия струговых агрегатов СА. При шахтных испытаниях этого агрегата (шахта № 39/40 комбината Тулауголь) была достигнута высокая производительность труда рабочего по лаве, составившая 68,3 т/выход.

В текущем пятилетии намечено довести уровень применения узкозахватных комбайнов и стругов на шахтах Украины до 90%.

Качественное изменение структуры средств выемки ставит перед работниками угольной промышленности задачу правильного планирования нагрузки на забой. Определение нагрузки на очистной забой зависит от скорости подачи выемочной машины и от длительности технологического цикла выемки. Научно обоснованное планирование нагрузки на забой в конкретных горно-геологических горнотехнических условиях определяется правильным проектированием процессов выемки. Отсутствие его приводит к тому, что на шахтах планы добычи угля участками устанавливаются в основном по достигнутому уровню. Таким образом, планы, по существу, закрепляют недостатки организации производства и неодинаковую напряженность работ на разных участках и предприятиях, находящихся в аналогичных условиях.

Необоснованный план добычи угля в одних случаях приводит к перевыполнению его и выплате работникам незаслуженно высо-

Таблица 1.11

Комбайн	Область применения		Ширина захвата, м	Мощность двигателя, кВт	Производительность, т/мин	Подача	Схема работы
	мощность пласта, м	угол падения, градус					
УК-2	0,55—1,0	0—15	0,8	65/120	1,5—4,5	Гидравлическая	Челноковая
БК-101	0,75—1,0	0—20	0,63	85	2—2,5	»	То же
1К-101	0,75—1,2	0—20	0,63—0,8	75/105	2—2,5	»	»
МК-67	0,7—1,3	0—20	0,8	75/105	2—2,5	»	»
БК-52/67р	0,95—1,4	0—20	0,63; 0,8	75/105	2,5—3,6	»	»
2К-52	1,1—2,0	0—15	0,63; 0,8	75/105	1,6—4,2	»	»
«Урал-2м»	1,5—2,5	0—20	1,0	80	2,1	»	Односторонняя
КШ-1 КГ	1,4—3,0	0—15	0,5; 0,63	75/105	3	»	Челноковая
КШ-3	1,8—3,5	0—15	0,5; 0,63	$2 \times 75 = 150$	До 4,5	»	Односторонняя
				$2 \times 105 = 210$			
1К-58м	1,8—3,5	0—20	0,5; 0,63	150	До 5	»	Челноковая
ВНК-1А	0,85—1,5	0—15	0,8	105	1,3—4,0	»	Односторонняя
К-105	1,4—2,0	0—15	0,63	125	3,6—6,0	»	Челноковая
УСБ-67	0,9—2,0	До 20	До 0,15*	$32 \times 4 = 128$	2,8—5,3	»	»
УСТ-2А	0,55—1,0	До 25	0,06	$22 \times 3 = 66$	До 2,4	»	»

* Толщина снимаемой стружки за проход струга.

ких премий, а в других — к невыполнению плана и нарушению принципа материальной заинтересованности работников.

Определение технологического цикла выемки начинается с проектирования процессов (определение скорости подачи выемочной машины в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях, количественной оценки надежности работы оборудования лавы и т. д.).

Под проектированием технологического процесса выемки понимается совокупность математических зависимостей, адекватно отражающих форму и характер, а также основные количественные, структурные и функциональные взаимосвязи между горно-геологическими и горнотехническими факторами, характеризующими реальный технологический процесс.

Процесс выемки определяется комплексом входных и выходных параметров и подчиняется некоторому закону функционирования.

Группу входных неуправляемых параметров составляют множества горно-геологических характеристик разрабатываемых пластов (сопротивляемость угля резанию, состояние боковых пород, газообильность, выдержанность пласта по мощности, нарушенность и т. д.), надежность отдельных деталей и узлов машин, механизмов и оборудования.

К входным управляемым параметрам относятся технические характеристики применяемых машин, механизмов и оборудования (скорость подачи комбайна, скорость резания, ширина захвата, количество режущих зубков, скорость закрепления призабойного пространства и т. д.), параметры схем подготовки и систем разработки, количественный состав рабочих, материально-техническое снабжение.

Выходные параметры характеризуют обобщающие показатели: объем добычи, себестоимость продукции, производительность труда и т. д.

Входные неуправляемые параметры процесса выемки угля либо задаются на основании опыта отработки угольных пластов в аналогичных условиях, либо определяются путем проведения инструментальных замеров и визуальных наблюдений.

Управляемые параметры процесса выемки угля проектируются.

§ 2. Определение скорости подачи выемочной машины

Известно, что производительность (георетическая) угледобывающей машины предопределяется скоростью подачи и размерами исполнительного органа [22, 24]. Скорость подачи в значительной мере зависит от параметров исполнительного органа (схемы набора и количества зубков, скорости резания), степени износа инструмента, установленной мощности двигателя и сопротивляемости угля резанию. Для конкретной машины с постоянными диаметрами исполнительного органа и заданной мощностью двигателя

скорость подачи будет предопределяться главным образом сопротивляемостью угля резанию.

Установлено, что из всего баланса расходуемой мощности угледобывающей машины преобладает мощность, расходуемая на резание [25]. В первом приближении можно считать, что мощности на подачу и резание пропорциональны. На погрузку угля и другие процессы при работе машины без заштыбовки затрачивается малая доля мощности, которая может не учитываться.

Определение возможной скорости подачи выемочной машины с учетом физико-механических свойств добываемых углей и ее конструктивных особенностей производится по следующим формулам:

а) при работе на вязких донецких углях

$$v_n = \frac{1}{E} \left\{ \frac{1}{k_{от}} \left(\frac{33}{\bar{A}_{p,u}} - 0,063 \right) [dP_d - (30 + 0,1\bar{A}_{p,u})] - \left(10,4 - \frac{1070}{560 - \bar{A}_{p,u}} \right) \right\} \text{ м/мин}; \quad (1. II)$$

б) при работе на хрупких углях Донецкого и других бассейнов [26]:

$$v_n = \frac{0,006S_{cp,дон} v_p n_{p,p}}{r m}, \text{ м/мин}; \quad (2. II)$$

$$E = \frac{3,33\Phi_n t_{cp}}{n_a c_p}, \text{ м/мин (см/мин)}; \quad (3. II)$$

$$d = \frac{102\eta_n}{n_{p,p} v_p}, \quad (4. II)$$

где Φ_n — диаметр барабана исполнительного органа выемочной машины, м;

l_{cp} — среднее расстояние между резами в одной линии резания, см;

n_a — число активных резов в линии резания;

v_p — скорость резания, м/сек;

η_n — к. п. д. трансмиссии исполнительного органа;

$n_{p,p}$ — число одновременно режущих резов [22, 27]; для шнековых, барабанных и дисковых исполнительных органов определяется по выражению

$$n_{p,p} = n_n \frac{0,5\pi + \arcsin \left(\frac{2m_i}{\Phi_n} - 1 \right)}{2\pi}. \quad (5. II)$$

При работе исполнительных органов с вертикальной осью вращения в выражение (5. II) вместо m_i подставляется r — ширина захвата комбайна, м.

Для буровых исполнительных органов

$$n_{p.p} = n_n \frac{0,5\pi + \arcsin\left(\frac{2r}{\Phi_n} - 1\right)}{\pi}, \quad (6.11)$$

где n_n — общее число резцов на исполнительном органе;
 m_i — часть пласта, вынимаемая отдельным исполнительным органом, м;
 r — ширина захвата, м;
 $k_{от}$ — коэффициент отжима угля;
 P_d — устойчивая мощность двигателя, квт.
 Значение P_d принимается:

а) для двигателей с воздушным охлаждением

$$P_d = (0,6 \div 0,7) P_{час},$$

где $P_{час}$ — часовая мощность двигателя по технической характеристике, квт;

б) для двигателей с водяным охлаждением

$$P_d = (0,7 - 0,85) P_{дл},$$

где $P_{дл}$ — мощность двигателя длительная.

Следует иметь в виду, что меньшие значения указанных коэффициентов необходимо применять для двигателей с малыми значениями максимальных моментов (M_{max}), большие значения — соответственно для двигателей с наиболее высокими значениями M_{max} .

К. п. д. привода определяется в зависимости от числа ступеней редуктора. В случае, если имеется двухбарабанный или комбинированный рабочий орган, к. п. д. привода определяется как средневзвешенный по количеству одновременно режущих резцов.

Средневзвешенная скорость резания может определяться по формуле

$$v_p = \frac{\sum v_{pi} m_i}{m}, \text{ м/сек}, \quad (7.11)$$

где v_{pi} — скорость резания i -го исполнительного органа, м/сек;

m — вынимаемая мощность пласта, м;

$A_{p.u}$ — показатель сопротивляемости углей резанию, кгс/см;

$S_{ср. доп}$ — допустимое среднее сечение среза при работе машины на углях с заданной сопротивляемостью резанию; определяется по формулам, приведенным в табл. 2.11.

Среднее значение силы резания, развиваемое двигателем на инструменте исполнительного органа,

$$Z_{ср} = \frac{102 P_d \eta_n}{v_p n_n \sigma}, \text{ кгс}. \quad (8.11)$$

Бассейн	Марка угля	Для вязких углей*	Для хрупких углей*
Донецкий	Ж, К ОС, Т	—	$S_{\text{ср. доп}} = \frac{z_{\text{ср}} - 0,3\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}} - 7}{0,06\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}, \text{ см}^2$
	Г, Д, ПА, А	—	$S_{\text{ср. доп}} = \frac{z_{\text{ср}} - 0,3\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}} - 25}{0,06\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}, \text{ см}^2$
Печорский	Г	$S_{\text{ср. доп}} = \frac{z_{\text{ср}} - 0,5\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}{0,095\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}, \text{ см}^2$	$S_{\text{ср. доп}} = \frac{z_{\text{ср}} - 0,5\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}{0,06\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}, \text{ см}^2$
Карагандинский	Г, К	$S_{\text{ср. доп}} = \frac{z_{\text{ср}} - 0,3\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}} - 13}{0,095\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}, \text{ см}^2$	$S_{\text{ср. доп}} = \frac{z_{\text{ср}} - 0,3\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}{0,06\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}, \text{ см}^2$
Киселевский	Г, Ж	$S_{\text{ср. доп}} = \frac{z_{\text{ср}} - 0,5\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}{0,095\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}, \text{ см}^2$	$S_{\text{ср. доп}} = \frac{z_{\text{ср}} - 0,5\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}{0,06\bar{A}_{\text{р.ц}}k_{\text{от}}}, \text{ см}^2$

* При подстановке в формулы значений $\bar{A}_{\text{р.ц}}$, полученных по табл. 8 Приложения, коэффициент отжима $k_{\text{от}}$ не учитывать.

Входящие в формулу (5.11) величины $\Phi_{\text{н}}$, $t_{\text{ср}}$, $n_{\text{а}}$, $v_{\text{р}}$, $\eta_{\text{н}}$ принимаются из технической характеристики для существующих машин, а для вновь проектируемых рассчитываются.

Сопrotивляемость углей резанию $\bar{A}_{\text{р.ц}}$ в зависимости от величины заглубления (глубины вруба) в угольный массив для шахтопластов Донецко-Макеевского, Красноармейского и Шахтерско-Торезского районов Донбасса и марки углей приведена в табл. 8 приложения.

Указанные в табл. 8 приложения зависимости получены на основании обобщения и обработки статистических данных замеров сопротивляемости угля резанию, проведенных ДонУГИ. В табл. 9 приложения приведены характеристика пластов по сопротивляемости угля резанию по другим бассейнам (по данным ИГД им. А. А. Скочинского).

Взятое из табл. 8 значение сопротивляемости угля резанию подставляется в формулу (1.11), при этом $k_{\text{от}}$ не следует учитывать.

Когда не представляется возможным воспользоваться данными табл. 8 и 9. Приложения, сопротивляемость угля резанию в целом находится по формулам, приведенным в табл. 3.11, с учетом мощности вынимаемого пласта, угла падения, газообильности и глубины разработки. Для увеличения точности расчетных данных все угли Донецкого бассейна были разбиты по маркам, а антрациты по группам разрабатываемых пластов.

Значения коэффициента отжима $k_{\text{от}}$ определяются по формулам табл. 4.11.

Таблица 3.11

Индекс пластов или марка угля	Сопротивляемость углю резанию в щельке, $\bar{A}_{p. u}$, кгс/см	Гарантированная область применения
Антрациты: пласты $l_2; l_3; l_7; l_2''; l_2'$ $l_6; l_4; l_5; l_1$	$\bar{A}_{p. u} = 198,9 - 14,5m^2 + 2,1q -$ $\frac{4948}{H} - 0,4q^2;$ $R = 0,38; F > 1$	$0,5 < m < 2,0$ м; $0^\circ < \alpha < 24^\circ$; $0 < q < 65$ м ³ /т; $50 < H < 600$ м
пласты $h_8; h_2'; h_3; h_4''$ $h_2; h_3'; h_6'; h_6; h_{10}''$ $h_7''; h_4; h_5'; h_{11}; h_{10}'$ h_{10}	$\bar{A}_{p. u} = 176 - 1,9\alpha - 1,2q + 0,03\alpha^2 -$ $-0,000059H^2;$ $R = 0,39; F > 1$	$0,55 < m < 1,7$ м; $4^\circ < \alpha < 70^\circ$; $0 < q < 40$ м ³ /т; $70 < H < 850$ м
пласты $k_2; k_3; k_5; k_7;$ $k_1; k_2'; k_7''; k_6; k_5'; k_2''$ k_2'	$\bar{A}_{p. u} = 135,8 + \frac{219,9}{\alpha} - 0,96q -$ $-16,2 m^2 + 0,036 q^2;$ $R = 0,404; F > 1$	$0,55 < m < 2,0$ м; $2^\circ < \alpha < 42^\circ$; $0 < q < 55$ м ³ /т; $40 < H < 700$ м
Угли марки Ж	$\bar{A}_{p. u} = 91,3 + 4,1\alpha + 0,5q - 0,14\alpha^2 -$ $-0,000085H^2;$ $R = 0,348; F > 1$	$0,54 < m < 1,7$ м; $4^\circ < \alpha < 70^\circ$; $0 < q < 100$ м ³ /т; $100 < H < 1000$ м
Угли марки К	$\bar{A}_{p. u} = 85,9 + 43,9m - 0,073H -$ $-23,7m^2 - 0,0031\alpha^2 + 0,000081H^2$ $R = 0,42; F > 1$	$0,54 < m < 1,7$ м; $4^\circ < \alpha < 70^\circ$; $0 < q < 100$ м ³ /т; $100 < H < 1000$ м
Угли марки Г	$\bar{A}_{p. u} = 354,4 - 37,1m - 0,82H +$ $+0,0089H^2$ $R = 0,438; F > 1$	$0,55 < m < 2,0$ м; $5^\circ < \alpha < 25^\circ$; $0 < q < 40$ м ³ /т; $100 < H < 800$ м
Угли марки Г, Д, ГД вязкие	$\bar{A}_{p. u} = 167,2 + \frac{29,9}{m} + 16,8\sigma -$ $-1,74q - 0,273H - 0,77\alpha^2 + 0,022;^2 +$ $+0,00023H^2$ $R = 0,443; F > 1$	$0,5 < m < 2,1$ м; $4^\circ < \alpha < 18^\circ$; $0 < q < 45$ м ³ /т; $50 < H < 700$ м
Угли марки ОС	$\bar{A}_{p. u} = 103,7 - 1,12\alpha - 0,107H +$ $+0,017\alpha^2 - 0,0019q^2 + 0,00014H^2$ $R = 0,38; F > 1$	$0,45 < m < 1,6$; $3^\circ < \alpha < 70^\circ$; $0 < q < 117$ м ³ /т; $50 < H < 800$ м

Таблица 4.11

Индекс пластов или марки угля	Коэффициент отжима угли	Гарантированная область применения
Антрациты: группы пластов <i>h, l, k</i>	$k_{от} = 0,518 - 0,0078\alpha - 0,00158q - 0,00105H + 1,07r - 0,000238\alpha^2 + 0,00000133H^2 - 0,4494r^2$ $R = 0,836; F > 1$	$0,5 < m < 1,8$ м $3^\circ < \alpha < 22^\circ$ $0 < q < 55$ м ³ /т $120 < H < 650$ м $0 < r < 1,05$ м
Угли марки Ж, К, Г, ОС, Т	$k_{от} = 0,263 - 0,0087m - 0,00556\alpha - 0,000689q + 0,000197H - 0,94r - 0,000276\alpha^2 - 0,0000003H^2 - 0,267r^2$ $R = 0,851; F > 1$	$0,45 < m < 2,0$ м $3^\circ < \alpha < 31^\circ$ $0 < q < 116$ м ³ /т $70 < H < 917$ м $0 < r < 1,05$ м
Вязкие угли марки Г, Д и другие	$k_{от} = 0,396 + 0,0027m - 0,001H - 0,106m^2 + 0,000047q^2 + 0,00000137H^2$ $R = 0,28; F > 1$	$0,54 < m < 1,94$ м $4^\circ < \alpha < 18^\circ$ $0 < q < 38,6$ м ³ /т $90 < H < 740$ м $0 < r < 0,25$ м
	$k_{от} = 0,7086 + 0,0028\alpha + 0,0123q - 0,000256H - 0,0473 m^2 - 0,000029\alpha^2 - 0,00035q^2 + 0,00000006H^2$ $R = 0,32; F > 1$	$0,54 < m < 1,94$ м $4^\circ < \alpha < 18^\circ$ $0 < q < 38,6$ м ³ /т $90 < H < 740$ м $0,25 < r < 0,45$
	$k_{от} = 0,8872 + 0,0104q - 0,000176H - 0,0527m^2 - 0,00031q^2$ $R = 0,34; F > 1$	$0,45 < m < 1,94$ м $4^\circ < \alpha < 18^\circ$ $0 < q < 38,6$ м ³ /т $90 < H < 740$ м $0,45 < r < 0,65$
Вязкие угли марки Г, Д и др.	$k_{от} = 0,999 - 0,355m + 0,0162\alpha + 0,00797q - 0,00017H - 0,119m^2 - 0,000346\alpha^2 - 0,000234q^2 + 0,00000007H^2$ $R = 0,38; F > 1$	$0,54 < m < 1,94$ м $4^\circ < \alpha < 18^\circ$ $0 < q < 38,6$ м ³ /т $90 < H < 740$ м $0,65 < r < 0,85$ м
	$k_{от} = 0,952 - 0,184m + 0,014\alpha + 0,00336q - 0,00015H + 0,0768m^2 - 0,00028\alpha^2 - 0,000063q^2 + 0,00000014H^2$ $R = 0,34; F > 1$	$0,54 < m < 1,94$ м $4^\circ < \alpha < 18^\circ$ $0 < q < 38,6$ м ³ /т $90 < H < 740$ м $0,85 < r < 105$ м
	$k_{от} = 1,038 - 0,0022\alpha - 0,00317q - 0,000125H + 0,000088q^2 + 0,000000195H^2$ $R = 0,44; F > 1$	$0,54 < m < 1,94$ м $4^\circ < \alpha < 18^\circ$ $0 < q < 38,6$ м ³ /т $90 < H < 740$ м $r > 1,05$ м

В формулы табл. 3. II и 4. II входят: m — мощность разрабатываемого пласта, м; α — угол падения, градус; q — газообильность пласта, м³/т суточной добычи; H — глубина разработки пласта, м; r — величина заглубления (глубина захвата) в угольный массив, м (см).

Выражение (1. II) можно представить также в следующем виде:

$$v_n = \frac{1}{E} \left[\frac{1}{k_{от}} a_0 (dP_x - c_0) - b_0 \right], \text{ м/мин}; \quad (9. II)$$

$$a_0 = \frac{33}{\bar{A}_{p.u}} - 0,063; \quad (10.II)$$

$$b_0 = 10,4 - \frac{1070}{560 - \bar{A}_{p.u}}; \quad (11.II)$$

$$c_0 = 30 + 0,1\bar{A}_{p.u}. \quad (12.II)$$

Значения коэффициентов a_0 , b_0 и c_0 для различной сопротивляемости угля резанию приведены на рис. 27.

Возможную скорость подачи выемочной машины можно определить также по методу проф. В. В. Царицына [28].

В табл. 5.II приведены необходимые данные и результаты расчета возможной скорости подачи комбайнов типа МК-67 и УК-2 в условиях шахт треста Павлоградуголь (Западный Донбасс).

Следует отметить, что величина рабочей скорости подачи, определенная по приведенным выше формулам, показывает возможности, заложенные в выемочной машине, по мощности и параметрам исполнительного органа. Необходимо иметь в виду, что полученная скорость подачи не может быть выше максимальной по технической характеристике.

При окончательном выборе скорости подачи необходимо учесть влияние боковых пород, поэтому полученную по формулам (1. II) и (2. II) скорость подачи следует уменьшить на величину α'_i для условий: $\alpha'_1 = 1,10$ при волнистой почве и наличии значительных мульд; при струговой выемке $\alpha'_1 = 1,175$; $\alpha'_2 = 1,22$ при выемке в лавах с неустойчивой или ложной (обрушающейся) кровлей; $\alpha'_3 = 1,15$ при работе в обводненных лавах.

Затем полученную скорость подачи выемочной машины необходимо проверить по газовому фактору, скорости крепления призабойного пространства и другим факторам.

§ 3. Другие факторы, влияющие на скорость подачи выемочной машины

Одним из важных факторов, влияющих на производительность очистного забоя, является скорость подачи выемочной машины. Известно, что максимальная техническая скорость подачи машины за-

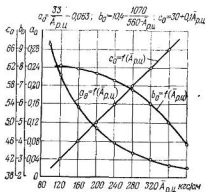


Рис. 27. Зависимость показателей a_0 , b_0 , c_0 от сопротивляемости угля резанию

Таблица 5.11

Шахта	Комбайн МК-67												
	Сопротивляемость угла резания A_p , ц, кгс/см	Сечение среза S_{cp} , см	Средняя толщина среза h_{cp} , см	Среднее расстояние между резами t_{cp} , см	Число линий резания $n_{л.р}$	Число активных резов n_a	Число резов участвующих в резании n_p , р	Число кулачков в линии резания n_k	Коэффициент отжима $k_{от}$	Скорость резания v_p , м/сек	Сопротивление углу при одностороннем сжатии σ_p , кгс/см ²	P_A , квт	Расчетная скорость подачи $v_{п.м/ми}$
«Терновская»	310	16	3,1	5,15	12	2	24	4	0,87	1,12	154	94,9	1,39
«Западно-Донбасская» № 1	224	19	3,34	5,85	11	2	22	4	0,9	1,23	130	78,4	1,6
«Западно-Донбасская» № 2	206	20	3,36	5,95	10	2	20	4	0,92	1,18	126	77,8	1,65
«Западно-Донбасская» № 4	232	18	8,3	5,4	12	2	24	4	0,9	1,07	132,5	75	1,54
	Комбайн УК-2												
«Терновская»	310	15	2,8	5,2	15	2	30	6	0,87	1,73	154	140	1,76
«Западно-Донбасская» № 1	224	15	2,8	5,2	15	2	30	6	0,9	1,96	130	80,7	2,3
«Западно-Донбасская» № 2	206	21	3,5	5,9	15	2	30	6	0,92	2,06	126	71,5	2,2
«Западно-Донбасская» № 4	232	15	2,8	5,2	15	2	30	6	0,9	2,0	132,5	85,7	2,17

кладывается при ее конструировании. Однако эксплуатационная скорость часто не достигает максимальной технической и зависит не только от физико-механических свойств угля и конструкции машины, но и от других факторов, которые можно разделить на группы: горнотехнические; горно-геологические; обусловленные профессионально-техническим мастерством рабочих.

К горнотехническим факторам следует отнести длину лавы, систему разработки, вид крепи, тип выемочной машины и доставочных механизмов, вид транспорта и т. д.

Выбор той или иной системы разработки обуславливает в первую очередь эффективность проветривания забоя и управление опорным давлением, что также сказывается на скорости подачи выемочной машины.

Несоответствие технической, а чаще всего эксплуатационной производительности доставочных механизмов на штреке возможной эксплуатационной производительности лавы приводит к снижению скорости подачи комбайна.

Исследования, проведенные на шахтах Донецкого бассейна, показали, что эксплуатационная скорость подачи выемочной машины при прочих равных условиях имеет некоторую зависимость от длины лавы.

При выемке угля комбайном К-52 увеличение длины лавы приводит к росту его эксплуатационной скорости подачи. Если принять относительную эксплуатационную скорость подачи выемочной машины при оптимальной длине лавы $l_{\text{опт}}$ (см. табл. 2. 1) за $K_{l_{\text{опт}}}^v = 1$, то при изменении длины лавы от 100 до 150 м эксплуатационная скорость подачи уменьшится в среднем на величину $K_l^v = \frac{1,17l}{l_{\text{опт}}}$, от 150 до 210 м — на $K_l^v = \frac{1,07l}{l_{\text{опт}}}$ и от 230 до 260 м — $K_l^v = \frac{0,97l}{l_{\text{опт}}}$ (l — произвольная длина лавы, м).

Объясняется такое явление двумя причинами. Во-первых, комбайны К-52 имеют мощный электродвигатель с водяным охлаждением, которое исключает перегрев двигателя независимо от длительности его работы (длительность работы комбайна пропорциональна длине лавы), во-вторых, с увеличением длины лавы в значительной степени уменьшается влияние снижения скорости подачи при выемке угля в концевых частях лавы на среднюю эксплуатационную скорость подачи.

Несколько иное влияние длина лавы оказывает на изменение средней эксплуатационной скорости подачи комбайнов МК-67.

В этом случае при изменении длины лавы от 80 до 140 м эксплуатационная скорость подачи снижается на величину $K_l^v = \frac{1,08l}{l_{\text{опт}}}$, от 160 до 200 м — на $K_l^v = \frac{0,7l}{l_{\text{опт}}}$ и с 200 до 230 м $K_l^v = \frac{0,4l}{l_{\text{опт}}}$.

Комбайны МК-67 работают в лавах мощностью 0,7—1,3 м, а в среднем 0,8—0,9 м и имеют воздушное охлаждение двигателя. По-

этому длительная работа комбайнов МК-67 в лавах значительной длины приводит к перегреву двигателя и снижению скорости подачи, а иногда перерыву в выемке угля.

В заключение следует сказать, что на маломощных пластах увеличение длины лавы отрицательно влияет на скорость передвижения людей, увеличивается время выполнения ими технологических процессов выемки и в конечном итоге все это снижает скорость подачи комбайна.

При выемке угля комбайнами МК-67 максимальная скорость подачи обеспечивается при длине лавы в пределах 135—175 м.

Как показали наблюдения и исследования [23], мощность на валу электродвигателя при движении комбайна по лаве сверху вниз на 10—15% меньше, чем при его движении снизу вверх, а скорость подачи на 3—7% больше. Разница в мощности определяется изменением усилия подачи за счет веса комбайна и веса погрузочного лемеха с углем.

Горно-геологические факторы влияют на ритм протекания процесса добычи угля. К ним относятся: крепость и устойчивость боковых пород, вмещающих разрабатываемый пласт, ложная кровля, склонность почвы к пучению, водообильность пласта, геологические нарушения, выдержанность гипсометрии, мощность пласта, глубина разработки.

Как известно, значительно осложняется работа выемочной машины в лавах, имеющих неустойчивые боковые породы. В таких очистных забоях часто происходит обрушение пород кровли, усложняется процесс крепления призабойного пространства, что в конечном итоге приводит к снижению скорости подачи выемочной машины по сравнению с возможной по условиям разрушения угольного пласта.

Учет влияния устойчивости боковых пород на скорость подачи выемочной машины предлагается осуществлять при помощи коэффициента α' , значения которого приведены в следующем параграфе.

Ложная кровля оказывает примерно такое же отрицательное влияние на технологический процесс выемки, как и слабая кровля.

Наличие дующей почвы в лавах приводит к тому, что в местах значительного пучения ее происходит заклинивание комбайна, разрывы конвейерной линии и т. п. Геологические нарушения на участке существенно снижают скорость подачи выемочной машины, а иногда даже делают невозможными работы по выемке угля.

Влияние мощности пласта на скорость подачи выемочной машины можно оценить по следующим формулам:

при выемке пласта комбайнами типа К-52

$$v_n = 2,58m^2 - 7,11m + 6,53, \text{ м/мин}; \quad (13.II)$$

$$1,2 \text{ м} \leq m \leq 2,0 \text{ м};$$

при выемке пласта комбайнами типа МК-67

$$v_{\text{п}} = 1,15m^2 + 3,03m - 0,508, \text{ м/мин};$$

$$0,7 \text{ м} \leq m \leq 1,4 \text{ м}.$$

(14.П)

Графически зависимости показаны на рис. 28.

Из рисунка видно (кривая 1), что для выемочных машин с барабанным исполнительным органом, расположенным на горизонтальной оси вращения, увеличение мощности пласта до 1,4 м приводит к снижению скорости подачи, а дальнейшее увеличение мощности — к увеличению скорости подачи. Это объясняется тем, что при мощности пласта до 1,4 м увеличивается площадь обработки выемочным органом комбайна, влияние отжима угля сказывается недостаточно. Увеличение площади обработки снижает скорость подачи выемочной машины. При дальнейшем увеличении мощности пласта существенным образом на работе комбайна сказывается отжим угля. Уголь растрескивается, верхняя пачка его, как правило, обрушается еще до прохода комбайна.

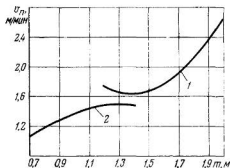


Рис. 28. Влияние мощности пласта на скорость подачи при выемке угля комбайнами 2К-52 (1) и МК-67 (2)

При работе выемочных машин с барабанным исполнительным органом на вертикальной оси с увеличением мощности пласта в диапазоне технической характеристики комбайна увеличивается скорость его подачи (рис. 28, кривая 2).

Практические наблюдения за процессом управления узкозахватными комбайнами на шахтах Донецкого бассейна дают основание считать, что профессионально-техническое мастерство рабочих оказывает определенное, а иногда и существенное влияние на эффективность работы выемочной машины. Высокое профессиональное мастерство и большой опыт позволяют управлять машиной, максимально используя ее технические возможности.

На степень отжима угля сказывается горное давление, увеличивающееся с глубиной ведения работ. В связи с этим легче разрушается угольный массив, что способствует увеличению скорости подачи выемочной машины.

Однако увеличение глубины разработки приводит к повышению газовыделения из пласта, ухудшению состояния боковых пород и в конечном итоге к снижению скорости подачи выемочной машины.

§ 4. Определение надежности выемочного оборудования очистных забоев

Комплексная механизация и автоматизация всех процессов добычи угля предусматривает взаимодействие и одновременную работу различных машин и механизмов, объединенных единым технологическим процессом. Вследствие многозвенности и последовательной цепи работающего оборудования недостаточная надежность отдельных машин и механизмов снижает полезное (машинное) время работы всего комплекса оборудования. Выход из строя любого из элементов комплекса приводит, как правило, к остановке очистных работ в забое, поэтому требования к надежности каждого элемента комплекса значительно повышаются. Экономическая сущность проблемы повышения надежности оборудования очистных забоев заключается в повышении нагрузки на забой, росте производительности труда и снижении себестоимости добываемого угля.

Проблема повышения надежности горношахтного оборудования сложна и многогранна. Она охватывает широкий круг научных, технических и организационных вопросов и требует для своего решения значительных сил и средств в области научных исследований, проектирования технологии производства и эксплуатации машин. Кроме того, вопросы надежности играют большую роль при установлении параметров основных и резервных мощностей на всех этапах очистных, подготовительных, транспортных и других работ.

В качестве основных критериев надежности горных машин, комплексов и технологических схем выемки приняты [29, 30, 31]:

\bar{T} — наработка на отказ;
 $P(t)$ — вероятность безотказной работы в течение требуемого времени;

τ — время восстановления работоспособности системы;

k_r — коэффициент готовности;

λ — интенсивность отказов оборудования очистного забоя;

μ — интенсивность восстановления работоспособности.

Наработка на отказ (среднее время безотказной работы) представляет собой среднее время работы горной машины или очистного забоя между двумя последовательными отказами и определяется по формуле

$$\bar{T} = \frac{\sum_{i=1}^n t_{p_i}}{n}, \quad (15.11)$$

где t_{p_i} — интервал времени между последовательными отказами;

n — число отказов за время испытания или наблюдения.

Функция $P(t)$ выражает вероятность того, что в течение требуемого времени (смена, сутки) t не будет отказа машины или в целом очистного забоя, т. е. вероятность, с которой $T \geq t$

$$P(t) = P(T \geq t). \quad (16. II)$$

Критерии \bar{T} и $P(t)$ характеризуют безотказность работы горных машин

Критерием восстанавливаемости горных машин является время восстановления τ , представляющее собой среднее время устранения одного отказа, и определяется по формуле

$$\tau = \frac{\sum_{i=1}^n \tau'_i}{n}, \quad (17. II)$$

где τ'_i — время, затраченное на устранение i -го отказа; оно представляет собой сумму времени, слагаемого из времени обнаружения отказа, ремонта, опробования элемента или системы после ликвидации отказа, ожидания ликвидации отказа.

Величина времени ожидания ликвидации отказа включает затраты на подготовку инструментов, доставку запасных частей и организационные потери. Таким образом, она зависит от обеспечения запасными частями и материалами для ремонта рассматриваемой системы. Показатель надежности τ , определяемый по суммарному времени простоев, характеризует как ремонтпригодность машины (приспособленность системы для быстрого обнаружения отказов, их ликвидации и опробования после ликвидации отказов), так и уровень организации ремонтной службы и обеспеченность запасными частями и материалами. Отсутствие запасных частей даже при хорошей ремонтпригодности машины приводит к значительному увеличению времени восстановления τ . Под **готовностью** понимается вероятность того, что технологическое оборудование очистного забоя будет работать удовлетворительно в любой момент времени в определенных условиях эксплуатации:

$$k_r = \frac{\bar{T}}{\bar{T} + \tau}; \quad (18. II)$$

$$k_r = \frac{\mu}{\mu + \lambda}. \quad (19. II)$$

С помощью коэффициентов k_r учитывается влияние надежности машины на ее эксплуатационную производительность. Величина количественных значений критериев (показателей) надежности позволяет производить инженерные расчеты надежности и сравни-

тельную оценку горных машин, комплексов и технологических звеньев по надежности. Она также дает основу правильной организации технического обслуживания, рационального выбора межремонтных сроков и обоснования норм снабжения запасными частями.

Задача наиболее точного установления показателей надежности является одной из важнейших для горношахтного оборудования и технологических звеньев шахты.

Коэффициенты эксплуатационной надежности и функции надежности выемочного оборудования. Сущность экспериментальной оценки надежности заключается в том, что на основе полученного объема исходных статистических данных при эксплуатации забойного оборудования производится определение показателей надежности с заданной достоверностью. Методы сбора исходных данных должны учитывать особенности принятых критериев надежности и специфику работы различных забойных машин. Получение достоверных показателей надежности достигается путем проведения хронометражных наблюдений за работой технологического оборудования. Они позволяют получить основные показатели безотказности работы выемочных машин и их элементов, а также монтажа, демонтажа и ремонта.

Для определения функций надежности горных машин и оценки достоверности показателей необходимо знать законы распределения случайных величин — времени безотказной работы t_p и устранения отказов τ .

Обработка данных хронометражных наблюдений для определения закона распределения случайных величин t_p (времени работы очистного забоя между последовательными отказами) показана на примере комбайна 2К-52. По результатам обработки данных наблюдений в течение 204 смен работы очистных забоев, оборудованных комбайнами 2К-52, на шахте им. Абакумова комбината Донецкуголь получено n случайных значений безотказной работы забоя t_p (часть данных приведена в табл. 6. II).

Экспериментальный статистический материал затем формируется в виде статистического ряда. Для этого весь диапазон значений случайной величины t_p разбиваем на интервалы (рекомендуется 7—20). Их удобно принимать равными. Для каждого интервала подсчитываются:

n_i — количество значений случайной величины, попавших в интервал; $W_i = \frac{n_i}{\Sigma n_i}$ — частота; ΣW_i — аккумулярованная частота. При этом $\Sigma W_i = 1$.

Результаты подсчетов для рассматриваемого примера представлены в табл. 7. II. По данным табл. 7. II построена гистограмма значений t_p (рис. 29). Из характера гистограммы, а также приблизительного равенства параметров $\bar{T} \approx \sigma$ можно предположить, что исследуемая случайная величина t_p распределена по экспоненциальному закону. Зная параметры закона распределения,

Таблица 6.11

Время безотказной работы очистного забоя, t_p , мин

Дни на- блюдений	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
	50	360	60	15	3	68	30	3	12	92	3	15	4	4	5
	285	300	180	45	5	120	18	8	10	51	5	3	3	4	72
	300	28	5	28	8	8	58	15	1	75	7	4	3	12	30
	210	40	20	240	12	30	20	1	8	79	4	1	3	10	5
	190	5	75	30	15	15	3	2	48	5	1	3	50	7	2
	90	2	30	5	1	45	5	3	5	10	1	3	48	6	1
	120	30	60	8	3	2	48	2	3	76	18	4	30	1	1
	20	10	2	15	5	12	180	1	1	31	10	1	60	2	1
	60	10	50	98	2	28	12	0	2	87	12	12	5	3	1
	25	30	10	300	5	15	5	36	8	138	13	1	23	3	1
	5	60	285	10	28	120	8	12	15	15	8	0	4	2	1
	70	2	180	40	15	5	2	28	15	8	21	48	28	1	1
	48	3	35	15	10	120	1	16	8	6	36	21	35	11	—
	18	5	8	10	2	120	3	15	3	109	8	1	60	11	—
	30	40	180	80	3	8	28	48	5	10	12	8	300	60	—
	—	38	—	45	18	45	180	120	2	300	21	15	6	300	—
	—	—	—	20	—	15	250	135	3	12	48	7	7	251	—
	—	—	—	—	—	—	—	1	5	8	—	9	12	40	—
	—	—	—	—	—	—	—	2	4	—	—	3	48	—	—
	—	—	—	—	—	—	—	8	—	—	—	—	7	—	—

Таблица 7.11

Интервалы t_i, t_{i+1}	Частота n_i	Частость W_i	Средняя ин- тервала \bar{t}_i	$a=20, \Delta t=40,$ $b = \frac{\bar{t}_i - a}{\Delta t}$	$b n_i$	$b^2 n_i$
0—40	182	0,600	20	0	0	0
40—80	66	0,218	60	1	66	66
80—120	22	0,073	100	2	44	88
120—160	4	0,013	140	3	12	36
160—200	12	0,040	180	4	48	192
200—240	4	0,013	220	5	20	100
240—280	4	0,013	260	6	24	144
280—320	8	0,026	300	7	56	392
320—360	1	0,004	340	8	8	64
$\Sigma n_i = 303$		$\Sigma W_i = 1,0$	$\Sigma b n_i = 282$		$\Sigma b^2 n_i = 1082$	

$$\bar{T} = a + \Delta t \frac{\Sigma b n_i}{\Sigma n_i} = 20 + 40 \frac{282}{303} = 57,2;$$

$$\sigma = \Delta t \sqrt{\left(\frac{\Sigma b^2 n_i}{\Sigma n_i} - \left(\frac{\Sigma b n_i}{\Sigma n_i} \right)^2 \right)} = \pm 65 \text{ мин};$$

$$\bar{T} \approx \sigma.$$

запишем функцию плотности распределения времени безотказной работы выемочного комбайна

$$f(t) = \frac{1}{57,2} \exp\left(-\frac{t}{57,2}\right). \quad (20. II)$$

Поскольку при экспоненциальном законе распределения

$$\lambda = \frac{1}{T},$$

имеем

$$f(t) = \lambda \exp(-\lambda t) = 0,0175 \exp(-0,0175t). \quad (21. II)$$

Используя таблицы функции e^{-x} Приложения, можно рассчитать значения плотности вероятности на границах интервалов (табл. 8.II).

На гистограмме (см. рис. 29) построена выравнивающая кривая распределения, представляющая собой график функции $f(t_p)$, которая, сохраняя в основном существенные особенности статистического распределения, свободна от случайных неправильностей хода гистограммы.

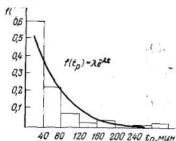


Рис. 29. Гистограмма и выравнивающая кривая распределения случайной величины времени безотказной работы комбайна 2К-52

При подборе теоретической кривой распределения между нею и статистическим распределением неизбежны некоторые расхождения. Необходимо знать, объясняются ли эти расхождения ограниченным числом опытных данных или они связаны с тем, что подобная кривая плохо выравнивает данное статистическое распределение. Установить это можно с помощью критерия согласия Пирсона χ^2 [7]:

Таблица 8.II

t_p , мин	$\lambda t_p = 0,0175 t_p$	$e^{-0,0175 t_p}$	$f(t_p)$	$P(t_{p_i}) = \exp(-\lambda t_i) - \exp(-\lambda t_{i+1})$
0	0	1,0000	0,0175	0,5034
40	0,7	0,4966	0,0087	0,2300
80	1,4	0,2666	0,0046	0,1441
120	2,1	0,1225	0,0021	0,0617
160	2,8	0,0608	0,0011	0,0306
200	3,5	0,0302	0,0005	0,0152
240	4,2	0,0150	0,0003	0,0076
280	4,9	0,0074	0,0001	0,0037
320	5,6	0,0037	0,00007	0,0019

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^k \frac{(n_i - nP_i)^2}{nP_i}, \quad (22. II)$$

где k — число интервалов статистического распределения;
 n_i — число значений случайной величины в каждом интервале;
 n — общее число наблюдаемых значений случайной величины;
 P_i — теоретическая вероятность попадания случайной величины в i -й интервал.

Распределение χ^2 зависит от числа степеней свободы r , которое равно $r = k - S$ (S — число связей, наложенных на частоты).

Для экспоненциального закона распределения $S = 2$.

По табл. 3 приложения находим вероятность P того, что величина, распределенная по закону χ^2 , превзойдет это значение. Если получаемая вероятность больше 0,05, то считаем, что экспериментальные данные не противоречат принятому теоретическому закону распределения случайной величины.

Для рассматриваемого случая $\chi^2 = 14,6$, $P = 0,1$.

Полученная вероятность является достаточной, чтобы считать верной гипотезу о том, что случайные значения времени безотказной работы t_r комбайна 2К-52 распределены по экспоненциальному закону.

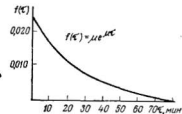


Рис. 30. Кривая распределения случайной величины времени устранения отказов

Статистическая оценка показателя надежности \bar{T} может быть полностью определена, если указаны доверительные границы интервала, в котором с соответствующей доверительной вероятностью γ заключены наиболее вероятные значения наработки на отказ \bar{T} .

Доверительные границы:

$$T_{\max} = \frac{\bar{T}}{\delta_1};$$

$$T_{\min} = \frac{\bar{T}}{\delta_2}.$$

где δ_1, δ_2 — коэффициенты точности оценки [31].

На рис. 30 показаны гистграмма случайных величин времени устранения отказов комбайна 2К-52. Нарботка на отказ определяется согласно формуле (15. II), исходя из эффективного времени работы комбайнов за период наблюдений.

Коэффициенты готовности комбайнов при известных значениях наработки на отказ и времени восстановления рассчитываются по формуле (18. II)

$$k_r^* = \frac{\bar{T}}{\bar{T} + \tau} = \frac{57}{57 + 10} = 0,85.$$

Исследования надежности работы узкозахватных комбайнов в условиях шахт Донецкого бассейна показали, что коэффициент готовности в зависимости от горно-геологических, горнотехнических условий и культуры эксплуатации

$$k_r^* = 0,78 \div 0,87.$$

§ 5. Определение оптимальной надежности оборудования очистных забоев

Определив фактическую надежность оборудования и установив, что она недостаточна для обеспечения эффективной работы, ставится вопрос о ее повышении. Очевидно, максимально увеличивать вероятность безотказной работы экономически не всегда выгодно. Необходимо установить целесообразные значения параметров надежности горных машин, при которых обеспечивается минимальная стоимость выполнения задачи по добыче угля, включая затраты на повышение надежности при изготовлении и эксплуатации [32, 33, 34].

Важной является задача определения целесообразных значений параметров надежности для оборудования механизированных комплексов. Количественные требования к надежности нельзя рассматривать как неизменные. Они будут непрерывно повышаться с разработкой новых высоконадежных машин, деталей и узлов.

Известно, что качество работы комплекса (машины) характеризуется его реальной эффективностью, которая зависит от целого ряда показателей, в том числе и от параметров надежности. Количественно эффективность выражается вероятностью безотказной работы и коэффициентом готовности в определенных условиях эксплуатации. Чем выше требуемая эффективность, тем, при прочих равных условиях, выше должны быть требования к надежности.

Проблема оптимизации надежности оборудования очистного забоя сводится к нахождению минимальной стоимости выполнения поставленной задачи, включая затраты на повышение надежности при производстве и эксплуатации оборудования.

Принципиальная модель оптимальной надежности $C_{\Sigma}(P)$ технологического оборудования очистного забоя может быть представлена в виде суммы, стремящейся к минимуму:

$$C_{\Sigma}(P) = C_a(P) + C_n(P) \rightarrow \min, \quad (23.11)$$

где $C_a(P)$ — составляющая расходов, обусловленных недостаточной надежностью оборудования, руб;

$C_n(P)$ — составляющая расходов, связанных с затратами на повышение надежности, руб;

P — вероятность безотказной работы за время рабочего цикла $t_{и}$.

Очевидно, что составляющая $C_{э}(P)$ с повышением эксплуатационной надежности технологического оборудования очистного забоя имеет тенденцию к снижению, составляющая $C_{п}(P)$ увеличивается с повышением надежности. При таком характере изменения обеих составляющих, связанных с эксплуатационной надежностью технологического оборудования очистной выемки, общие расходы $C_{э}(P)$ должны иметь минимум, которому соответствуют оптимальные значения коэффициентов надежности.

Составляющая расходов $C_{э}(P)$ может быть оценена величиной ущерба, вызванного эксплуатацией недостаточно надежного технологического оборудования очистной выемки. Этот ущерб выражается в увеличении стоимости работ, обусловленном простоями оборудования и равном

$$C_{э}(P) = C_1 n, \text{ руб.}, \quad (24. II)$$

где C_1 — средняя стоимость восстановления работоспособности технологического оборудования лавы после одного отказа, руб.;

n — ожидаемое число отказов за время рабочего цикла.

Обозначим суммарное время безотказной работы технологического оборудования за время рабочего цикла $t_{и}$ через Σt_p и, учитывая, что вероятность безотказной работы элементов механизированных комплексов подчиняется экспоненциальному закону

$$P(t_{и}) = \exp\left(-\frac{t_{и}}{\bar{t}_p}\right);$$

$$\bar{t}_p = \frac{\Sigma t_p}{n}; \quad (25. II)$$

$$t_{и} = T_{сут} [1 - l_n k_{т.п}^{уд}(v_{п}, m)] - t_{рем}, \text{ ч.}, \quad (26. II)$$

найдем зависимость количества отказов n от вероятности безотказной работы $P(t_{и})$:

$$n = \frac{-\Sigma t_p \ln P(t_{и})}{T_{сут} (1 - l_n k_{т.п}^{уд}(v_{п}, m)) - t_{рем}}, \quad (27. II)$$

где $T_{сут}$ — регламентированное время работы очистного забоя в сутки, ч;

$k_{т.п}^{уд}(v_{п}, m)$ — удельный коэффициент технологических пере­рывов, зависящий от скорости подачи выемочной машины и мощности пласта;

l_n — длина лавы, м;

$t_{рем}$ — время ремонтно-профилактических работ, ч.

Для правильного планирования нагрузки на лаву необходимо знать время регламентированных и технологических перерывов и влияние различных факторов на это время. Длительность технологических перерывов, как показала практика работы, зависит от принятой технологии выемки, механизации процессов, мощности пласта, устойчивости боковых пород, скорости подачи выемочной машины и т. д. Очевидно, количественная оценка влияния таких факторов, как скорость подачи и мощность пласта, представляет определенный практический и теоретический интерес для работников угольной промышленности.

Влияние технологических перерывов на производительность оборудования очистного забоя учитывается с помощью так называемого удельного коэффициента технологических перерывов, который представляет собой долю времени, приходящегося на технологические перерывы в течение смены (суток), отнесенного к 1 м лавы:

$$k_{т.п}^{уд} = \frac{\sum t_{т.п.i}}{T_{см} t_n}, \quad (28.11)$$

где $\sum t_{т.п.i}$ — длительность технологических перерывов, обусловленная i -тым элементом системы машин и механизмов (перемонтаж лемеха, передвижка конвейера, зачистка лавы и т. д.), мин.

Определение $k_{т.п}^{уд}$ производилось путем обработки хронометражных данных, полученных на основе эксплуатации узкозахватной техники на шахтах Донбасса. Обработка методом наименьших квадратов позволила установить следующие эмпирические зависимости $k_{т.п}^{уд}$ от скорости подачи выемочной машины (см. табл. 8а11)

Таблица 8а11

$m, м$	a_1	a_2	b_1	b_2	d	Область применения, м/мин
1,1—1,2	10^{-3}	$7,38 \cdot 10^{-4}$	$1,82 \cdot 10^{-3}$	$-3,9 \cdot 10^{-3}$	$7,25 \cdot 10^{-3}$	$0 < v_n < 1,8$
1,21—1,4	10^{-3}	$2,21 \cdot 10^{-3}$	$6,4 \cdot 10^{-4}$	$-1,06 \cdot 10^{-2}$	$1,51 \cdot 10^{-2}$	$1,8 < v_n < 3,5$ $0 < v_n < 2$
1,41—1,5	10^{-3}	$5,4 \cdot 10^{-3}$	$-1,8 \cdot 10^{-4}$	$-2,37 \cdot 10^{-2}$	$2,65 \cdot 10^{-2}$	$2 < v_n < 3,2$ $0 < v_n < 1,75$
1,51—1,65	10^{-3}	$6,47 \cdot 10^{-3}$	—	$-2,83 \cdot 10^{-2}$	$3,28 \cdot 10^{-2}$	$1,75 < v_n < 3$ $0 < v_n < 2$
1,66—1,75	10^{-3}	$1,08 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-3}$	$-4,7 \cdot 10^{-3}$	$6,15 \cdot 10^{-3}$	$2 < v_n < 3$ $0 < v_n < 1,5$
1,76—1,85	10^{-3}	$3,25 \cdot 10^{-4}$	$-2 \cdot 10^{-5}$	$-2,15 \cdot 10^{-3}$	$5,7 \cdot 10^{-3}$	$1,5 < v_n < 3,5$ $0 < v_n < 2,4$ $2,4 < v_n < 4,0$

для различной мощности пласта:

$$k_{т.п}^{уд} = \begin{cases} a_1 v_n + b_1, & 0 \leq v_n \leq v_n^* \\ a_2 v_n^2 + b_2 v_n + d, & v_n^* < v_n \leq v_n^* \end{cases} \quad (29. II)$$

где v_n^* ; v_n^* — фактически достигнутые скорости подачи выемочной машины в конкретных горнотехнических условиях (м/мин), для которых справедлива функциональная зависимость (29. II);

a_1, a_2, b_1, b_2, d — коэффициенты, зависящие от горно-геологических и горнотехнических условий очистных забоев.

Анализ зависимостей показывает, что для всех разрабатываемых мощностей пластов коэффициент технологических перерывов при определенной скорости подачи имеет минимальное значение. С уменьшением мощности разрабатываемого пласта коэффициент возрастает. Так, при мощности пласта $m=1,7$ м минимальное значение коэффициента технологических перерывов составляет 0,001, а при мощности пласта $m=1,17$ м — 0,002, т. е. в 2 раза больше.

Для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальными средствами крепления, коэффициент технологических перерывов можно определить по следующим зависимостям:

$$m = 0,6 - 1 \text{ м};$$

$$k_{т.п}^{уд} = -54 \cdot 10^{-5} v_n + 110,8 \cdot 10^{-5}; \quad (30. II)$$

$$0,5 \leq v_n \leq 1,5 \text{ м/мин};$$

$$m = 1,0 - 1,4 \text{ м.}$$

$$k_{т.п}^{уд} = (204,3v_n^2 - 462v_n + 277,3) \cdot 10^{-5}; \quad (31. II)$$

$$0,7 \leq v_n \leq 2 \text{ м/мин};$$

$$m = 1,4 - 2 \text{ м};$$

$$k_{т.п}^{уд} = -21,7 \cdot 10^{-5} v_n + 105 \cdot 10^{-5}; \quad (32. II)$$

$$0,5 \leq v_n \leq 3,2 \text{ м/мин.}$$

Средняя стоимость восстановления работоспособности технологического оборудования забоя C_1 определяется из фактических эксплуатационных расходов $C_3^\Phi(P_\Phi)$ на устранение отказов для рассматриваемых условий:

$$C_1 = \frac{C_3^\Phi(P_\Phi)}{n_\Phi}, \text{ руб.} \quad (33. II)$$

Эксплуатационные расходы складываются из затрат на содержание ремонтного персонала $C_{р.п}$, запасные части $C_{з.ч}$, из стоимости ущерба C_u , вызванного отказами оборудования:

$$C_3^\Phi(P_\Phi) = C_{р.п} + C_{з.ч} + C_u, \text{ руб.} \quad (34. II)$$

Стоимость капитального ремонта не учитывается.

Стоимость содержания ремонтного персонала $C_{рп}$ рассчитывается, исходя из средней трудоемкости ремонтных работ по комплексно-механизированным лавам, по формуле

$$C_{р.п} = T_{р.п} C_{т} k, \text{ руб.}, \quad (35.II)$$

где $T_{р.п}$ — среднесуточная трудоемкость ремонтных работ, чел.;
 $C_{т}$ — тарифная ставка слесаря по ремонту технологического оборудования лавы, руб.;
 k — коэффициент доплат к тарифной ставке.

Стоимость запасных частей

$$C_{з.ч} = \frac{C'_{з.ч}}{M}, \text{ руб.}, \quad (36.II)$$

где $C'_{з.ч}$ — среднемесячные расходы на запасные части, руб.;
 M — число рабочих дней в месяце.

Стоимость ущерба, вызываемого отказами технологического оборудования,

$$C_y = \alpha Q_{т} \Sigma t_{пр} (1 - I_{л}^{\Phi} k_{т.п}^{y_{л}}(v_{п}, m)), \text{ руб.}, \quad (37.II)$$

где α — условно-постоянная часть себестоимости 1 т угля по шахте, руб;

$Q_{т}$ — фактическая средняя часовая производительность очистного забоя, т;

$\Sigma t_{пр}$ — суммарное время простоев, вызванных неисправностями технического оборудования очистной выемки, ч (мин).

Фактические эксплуатационные затраты составят

$$C_3^{\Phi}(P_{\Phi}) = T_{р.п} C_{т} k + \frac{C'_{з.ч}}{M} + \alpha Q_{т} \Sigma t_{пр} (1 - I_{л}^{\Phi} k_{т.п}^{y_{л}}(v_{п}, m)), \text{ руб.} \quad (38.II)$$

Находим среднюю стоимость восстановления работоспособности технологического оборудования выемки вследствие одного отказа

$$C_1 = \frac{\left\{ T_{р.п} C_{т} k + \frac{C'_{з.ч}}{M} + \alpha Q_{т} \Sigma t_{пр} [1 - I_{л}^{\Phi} k_{т.п}^{y_{л}}(v_{п}, m)] \right\} t_{у}^{\Phi}}{-\Sigma t_{р}^{\Phi} \ln P_{\Phi}(t_{у}^{\Phi})}, \text{ руб.} \quad (39.II)$$

Тогда составляющая расходов $C_3(P)$ согласно формулам (35. II), (36. II), (37. II)

$$C_3(P) = \frac{\left[T_{р.п} C_{т} k + \frac{C'_{з.ч}}{M} + \alpha Q_{т} \Sigma t_{пр} (1 - I_{л}^{\Phi} k_{т.п}^{y_{л}}(v_{п}, m)) \right] t_{у}^{\Phi}}{[-\Sigma t_{р}^{\Phi} \ln P_{\Phi}(t_{у}^{\Phi})]} \rightarrow \frac{[-\Sigma t_{р} \ln P(t_{у})]}{\{T_{сут} [1 - I_{л}^2 k_{т.п}^{y_{л}}(v_{п}, m)] - t_{рсм}\}}, \text{ руб.} \quad (40.II)$$

Производительность забоя

$$Q_c = k_r T_{\text{сут}} [1 - I_n k_{r,n}^{YA}(v_n, m)] Q_r, \text{ т/сутки}, \quad (41. II)$$

где k_r — коэффициент готовности,

$$k_r = \frac{\Sigma t_p}{\Sigma t_p + \Sigma t_{np}} = \frac{\Sigma t_p}{\Sigma t_p + n \bar{t}_{np}} =$$

$$= \frac{\Sigma t_p}{\Sigma t_p + \frac{\Sigma t_p \bar{t}_{np} [-\ln P(t_u)]}{T_{\text{сут}} (1 - I_n k_{r,n}^{YA}(v_n, m)) - t_{\text{рем}}}}. \quad (42. II)$$

Подставив значение k_r в формулу (41. II), будем иметь

$$Q_c = \frac{\Sigma t_p T_{\text{сут}} (1 - I_n k_{r,n}^{YA}(v_n, m)) Q_r}{\Sigma t_p + \frac{\Sigma t_p \bar{t}_{np} [-\ln P(t_u)]}{T_{\text{сут}} (1 - I_n k_{r,n}^{YA}(v_n, m)) - t_{\text{рем}}}}, \text{ т/сутки}. \quad (43. II)$$

Эксплуатационные расходы $C'_3(P)$, зависящие от надежности технологического оборудования очистного забоя, на 1 т суточной добычи составят

$$C'_3(P) = \frac{C_3(P)}{Q_c}, \text{ руб.} \quad (44. II)$$

Составляющая стоимости производства $C_n(P)$ включает дополнительные затраты, связанные с повышением надежности изготавливаемого технологического оборудования. В качестве эталона для сравнения уровней надежности в угольном машиностроении приняты существующие нормативы стойкости

$$C_n(P) = C_0 \left(\frac{T_n}{T_\Phi} \right)^\gamma, \text{ руб.}, \quad (45. II)$$

где C_0 — стоимость дополнительных затрат по обеспечению заданной надежности оборудования («стандартная» стоимость надежности);

T_n — среднее время наработки на отказ оборудования, предусмотренное нормативами стойкости, ч;

T_Φ — среднее время наработки на отказ оборудования, полученное на основе фактических данных, ч;

γ — коэффициент, зависящий от уровня проектирования и изготовления, имеющий по опытным данным значение, близкое к 1.

Если $T_\Phi = T_n$, то $\frac{T_n}{T_\Phi} = 1$, тогда $C_n = C_0$, т. е. дополнительных затрат на производство оборудования повышенной надежности не требуется. Если $T_\Phi < T_n$ в a раз, то $C_n = a C_0$ и при этом расходы

на производство могут быть увеличены за счет дополнительных запасных частей.

Составляющую стоимости производства можно выразить также через вероятность безотказной работы оборудования:

$$C_n(P) = C_o \left(\frac{\Sigma t_p}{t_{цн}} \right)^\gamma, \text{ руб.} \quad (46. II)$$

При $\gamma = 1$

$$C_n(P) = C_o \frac{\Sigma t_p}{t_{цн}}, \text{ руб.} \quad (47. II)$$

Учитывая, что

$$\frac{\Sigma t_p}{t_{цн}} = - \ln P(t_{цн}),$$

$$C_n(P) = \frac{C_o}{- \ln P(t_{цн})}, \text{ руб.} \quad (48. II)$$

Стоимость производства $C_n(P)$ включает все дополнительные затраты на разработку и производство машин и механизмов, связанные только с повышением надежности. Основную долю составляют затраты на резервирование отдельных узлов, обеспечение разгруженных режимов за счет выбора деталей с большим запасом коэффициента нагрузки, применение новых высоконадежных деталей и узлов, встроенных систем автоматического контроля работоспособности машин и другие мероприятия. Фактическая стоимость производства

$$C_n^\Phi(P) = C_m \left[\left(\frac{T_n}{T_\Phi} \right)_{ср} - 1 \right], \text{ руб.}, \quad (49. II)$$

где C_m — стоимость машин, механизмов, руб.;

$\left(\frac{T_n}{T_\Phi} \right)_{ср}$ — отношение нормативной стойкости, т. е. гарантированного заводом машинного времени работы, к фактической наработке на отказ, отнесенное ко всем деталям и узлам машины.

Для машин и механизмов, зависящих от длины технологических звеньев выемки,

$$C_n^\Phi(P) = C_m \left[\left(\frac{T_n}{T_\Phi} \right)_{ср} - 1 \right] \frac{l_n}{l_n} \cdot \frac{\beta}{N}, \text{ руб.}, \quad (50. II)$$

где l_n — длина технологического оборудования, м;

l_n — длина технологического оборудования, для которого дана оптовая стоимость, м;

β — коэффициент амортизационных отчислений;

N — число рабочих дней в году.

Зная фактическую составляющую стоимости производства, определим величину стоимости дополнительных затрат по обеспече-

нию надежности оборудования C_0 , или так называемую «стандартную» стоимость надежности, т. е.

$$C_0 = -C_n^{\Phi}(P) \ln P_{\Phi}(t_n), \text{ руб.} \quad (51. II)$$

Тогда составляющая стоимости производства, обусловленная затратами на повышение надежности при производстве машины,

$$C_n(P) = C_M \left[\left(\frac{T_n}{T_{\Phi}} \right)_{\text{ср}} - 1 \right] \frac{I_n^{\beta} \ln P_{\Phi}(t_n)}{I_n N \ln P(t_n)}, \text{ руб.,} \quad (52. II)$$

или на 1 т добычи

$$C'_n(P) = \frac{C_M \left[\left(\frac{T_n}{T_{\Phi}} \right)_{\text{ср}} - 1 \right] \ln P_{\Phi}(t_n) I_n^{\beta} \Sigma t_p +}{I_n N \ln P(t_n) \Sigma t_p T_{\text{сyr}} (1 -} \rightarrow \\ \rightarrow \frac{- \Sigma t_p \ln P(t_n) \bar{t}_{\text{нр}}}{T_{\text{сyr}} [1 - I_n k_{\text{т.н}}^{\gamma A}(v_n, m)] - t_{\text{рем}}} + \frac{- I_n k_{\text{т.н}}^{\gamma A}(v_n, m) Q_T}{}, \text{ руб.} \quad (53. II)$$

Выражение для принципиальной модели оптимальной надежности

$$C_{\Sigma}(P) = \left[\frac{\Sigma t_p + \frac{\Sigma t_p \bar{t}_{\text{нр}} [- \ln P(t_n)]}{T_{\text{сyr}} [1 - I_n k_{\text{т.н}}^{\gamma A}(v_n, m)] - t_{\text{рем}}}}{\Sigma t_p T_{\text{сyr}} [1 - I_n k_{\text{т.н}}^{\gamma A}(v_n, m)] Q_T} \right] \times \\ \times \left[\frac{\left\{ T_{\text{п.р}} C_{\text{т.к}} + \frac{C_{3.4}}{M} + \alpha Q_T \Sigma t_{\text{нр}} [1 - I_n^{\Phi} k_{\text{т.н}}^{\gamma A}(v_n, m)] \right\} t_n^{\Phi} \Sigma t_p [- \ln P(t_n)]}{- \Sigma t_p^{\Phi} \ln P_{\Phi}(t_n) T_{\text{сyr}} [1 - I_n k_{\text{т.н}}^{\gamma A}(v_n, m)] - t_{\text{рем}}} + \right. \\ \left. + \frac{C_M \left[\left(\frac{T_n}{T_{\Phi}} \right)_{\text{ср}} - 1 \right] I_n^{\beta} \ln P_{\Phi}(t_n)}{I_n N \ln P(t_n)} \right] \text{ руб./т.} \quad (54. II)$$

Итоговая величина затрат $C_{\Sigma}(P)$ изменяется от максимума при наиболее низкой надежности до минимума, отвечающего некоторому уровню затрат. Затем совокупные затраты возрастают. Критическая точка функции будет отвечать отыскиваемому оптимальному уровню надежности. Минимум удельных совокупных затрат, т. е. установленный экономический критерий, находится после дифференцирования видоизмененной принципиальной модели оптимальной надежности и приравнивания нулю полученного результата.

Приведение подобных членов и заменой произведений постоянных величин соответствующими коэффициентами уравнению (54. II) можно придать вид

$$C_{\Sigma}(P) = \left\{ A + B [- \ln P(t_n)] \left\{ D [- \ln P(t_n)] + F \frac{1}{\ln P(t_n)} \right\} \right\}, \text{ руб./т;} \quad (55. II)$$

$$A = \frac{\Sigma t_p}{\Sigma t_p T_{\text{сyr}} [1 - I_n k_{\text{r.n}}^{\text{y.a.}}(v_n, m)] Q_T};$$

$$B = \frac{\bar{t}_{\text{np}}}{\{T_{\text{сyr}} [1 - I_n k_{\text{r.n}}^{\text{y.a.}}(v_n, m)] - t_{\text{рем}}\} \{T_{\text{сyr}} [1 - I_n k_{\text{r.n}}^{\text{y.a.}}(v_n, m)] Q_T\}};$$

$$D = \frac{\left\{ T_{\text{p.p.}} C_{\text{TK}} + \frac{C_{\text{з.ч}}}{M} + \alpha Q_T \Sigma t_{\text{np}} [1 - I_n^{\Phi} k_{\text{r.n}}^{\text{y.a.}}(v_n, m)] \right\} t_n^{\Phi} \Sigma t_p}{\Sigma t_p^{\Phi} [- \ln P_{\Phi}(t_u)] \{ T_{\text{сyr}} [1 - I_n k_{\text{r.n}}^{\text{y.a.}}(v_n, m)] - t_{\text{рем}} \}};$$

$$F = \frac{C_M \left[\left(\frac{T_n}{T_{\Phi}} \right)_{\text{ср}} - 1 \right] I_n \beta \ln P_{\Phi}(t_u)}{I_n N}.$$

Для определения точного значения оптимальной надежности уравнение (55. II) нужно продифференцировать по $P(t_u)$ и производную приравнять нулю:

$$\frac{dC_{\Sigma}(P)}{dP(t_u)} = \frac{D \ln^2 P(t_u) - F}{P(t_u)} [B \ln^2 P(t_u) + B \ln P(t_u) - A] = 0. \quad (56. \text{II})$$

Приравниваем каждый из сомножителей нулю и получаем:

$$D \ln^2 P(t_u) = F; \quad \ln P(t_u) = \pm \sqrt{\frac{F}{D}};$$

$$P_1(t_u) = \exp \left(\pm \sqrt{\frac{F}{D}} \right);$$

$$B \ln^2 P(t_u) + B \ln P(t_u) - A = 0; \quad (57. \text{II})$$

$$P_2(t_u) = \exp \left(\frac{-B + \sqrt{B^2 + 4AB}}{2B} \right); \quad (58. \text{II})$$

$$P_3(t_u) = \exp \left(\frac{-B - \sqrt{B^2 + 4AB}}{2B} \right). \quad (59. \text{II})$$

Оптимальное значение надежности технологического оборудования очистной выемки

$$P_{\text{онт}}(t_u) = e^{-\frac{-B - \sqrt{B^2 + 4AB}}{2B}}. \quad (60. \text{II})$$

Оптимизацию надежности оборудования можно произвести графическим путем. Суммируя ординаты функций $C_{\Sigma}(P)$ и $C_n(P)$, получим изображение функции $C_{\Sigma}(P)$, минимальное значение которой соответствует оптимальному значению надежности машины для существующего уровня развития техники.

Так как

$$\bar{t}_p = -\frac{t_u}{\ln P_{\text{онт}}(t_u)}, \text{ мин,}$$

оптимальное значение коэффициента готовности

$$k_r^{\text{опт}} = \frac{\bar{t}_p}{\bar{t}_p + \bar{t}_{\text{пр}}} \quad (61. II)$$

Оптимизируя k_r^a , мы сводим к минимуму потери добычи угля по лаве, а следовательно, в наибольшей степени используем выемочный комплекс, тем самым повышая эффективность капитальных вложений.

Пример. Определить оптимальную надежность узкозахватного комбайна 2К-52 при следующих данных:

режим работы — 4 смены, из них одна смена ремонтно-подготовительная;

$$Q_{\tau} = 150 \text{ т/ч}; \quad I_{\lambda} = 250 \text{ м}; \quad 1 - I_{\lambda} k_{\tau, \lambda}^{\gamma a}(v_{\text{п}}, m) = 0,75.$$

Время подготовительно-заключительных операций 60 мин/сутки.

Определяем длительность рабочего цикла:

$$t_{\text{р}} = [(1440 - 60) - 360] \cdot 0,75 = 765 \text{ мин.}$$

Фактическая вероятность безотказной работы комбайна по статистическим данным принимается $P_{\Phi}(t_{\text{р}}) = 0,03$. Среднесуточная трудоемкость ремонтных работ по комбайну составляет в среднем $T_{\text{р, п}} = 3$ чел/сутки; $C_{\tau} = 6$ руб/выход; $k = 1,84$ для Донецкого бассейна. Среднемесячные расходы на запасные части к комбайну 240 руб/мес. Тогда они составят $240 : 25,6 = 9,4$ руб/сутки. Затраты на содержание ремонтного персонала

$$C_{\text{р, л}} = 3 \cdot 6 \cdot 1,84 = 33,1 \text{ руб/сутки.}$$

Стоимость ущерба, вызываемого отказами оборудования,

$$C_{\gamma} = 5 \cdot \frac{150}{60} \cdot 153 \cdot 0,75 = 1430 \text{ руб.,}$$

где $\Sigma t_{\text{пр}} = 153$ мин; $\alpha = 5$ руб/т.

Фактические эксплуатационные затраты

$$C_s^{\Phi}(P) = 33,1 + 9,4 + 1430 = 1472,5 \text{ руб.}$$

Тогда средняя стоимость восстановления работоспособности комбайна

$$C_1 = \frac{1472,5 \cdot 765}{6500 \cdot 3,5} = 49,5 \text{ руб.}$$

Результаты расчета эксплуатационных расходов $C_s'(P)$ на 1 т суточной добычи, рассчитанные по формулам (40. II), (43. II), (44. II)

$P(t_{\text{р}})$	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
$C_s(P)$. . .	111,4	79,1	59,4	45,3	34,2	25,2	17,6	10,3	5,2
$Q_{\Phi}(k_r)$. . .	800	900	970	1040	1080	1130	1170	1220	1250
$C_s'(P)$. . .	0,139	0,088	0,061	0,043	0,032	0,022	0,015	0,008	0,004

Фактическую стоимость производства, зависящую от надежности оборудования очистной выемки, определяем по формуле (49. II), где $C_M = 15\,000$ руб. (стоимость комбайна 2К-52). Значения $\frac{T_n}{T_\Phi}$ принимаются из табл. 9. II, 10. II, 11. II, разработанных ДонУГИ.

$$\frac{\beta}{N} = 0,113 \text{ согласно работы [26].}$$

Тогда $C_n^\Phi(P) = 15\,000(1 \cdot 0,2 - 1) \cdot 0,113 = 17$ руб.

Таблица 9. II*

Узлы, детали	Фактическая нагрузка на отказ, T_{Φ} , ч	Нормативное время работы T_n , ч	$\frac{T_n}{T_\Phi}$
Цепь калиброванная тяговая	114	2292	20,10
Шланг орошения	643	1146	1,81
Лыжа сварная	728	1146	1,58
Электрический пульт управления	1180	1146	0,97
Барaban	1200	1146	0,95
Цилиндр подъема рабочего органа	563	1146	2,04
Электродвигатель ЭДКО4-2Л	1165	2292	1,96
Кабель ГРЩС 3×2,5×1×1,5	550	2292	4,16
Редуктор рабочего органа	1180	573	0,48
Кнопка КУВ-3	1140	1146	1,0
Узел второго вала (1К52М-1-02А)	1100	2292	2,08
Уплотнение (К52М-1-09)	507	573	1,13
Ручка управления	1055	2292	2,17
Болт М20×50, ГОСТ 7808-57	870	2292	2,63
Остальные детали и узлы (1233 позиции)	—	—	1,0

$$\left(\frac{T_n}{T_\Phi}\right)_{\text{ср}} = \frac{1276,06}{1247} = 1,02$$

* Комбайн (комплекс) КМ-87.

Стоимость дополнительных затрат по обеспечению надежности оборудования

$$C_0 = -17(-3,5) = 59,5 \text{ руб.}$$

Тогда составляющая стоимости производства

$P(t_n)$	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
$C_n(P)$	25,8	37,2	49,6	65	85,7	117	167	286	566
$C_n'(P)$	0,032	0,041	0,051	0,062	0,079	0,103	0,142	0,234	0,492

Суммируя значения $C_0'(P)$ и $C_n'(P)$, представленные на рис. 31, где кривая 1 соответствует функции $C_0'(P)$, а кривая 2 — функции

Таблица 10.11*

Узлы, детали	Фактиче- ская на- работка на отказ, T_{Φ} , ч	Норматив- ное время работы $T_{н}$, ч	$\frac{T_{н}}{T_{\Phi}}$
Маслостанция	2290	3 456	1,51
Шланг маслопровода	1320	4 320	3,27
Стойка гидровинтовая	1750	4 320	2,47
Перекрытие	2040	17 280	8,46
Гидродомкрат	287	432	1,50
Электродвигатель ЭДК-3-2	2060	13 824	6,72
Блок управления стойками	2110	4 320	2,05
Уплотнения блоков	2610	4 320	1,65
Уплотнения маслостанции	2600	4 320	1,66
Крышка блока	2570	17 280	6,72
Болт М22×90	286	1 728	6,05
Валик	301	1 728	5,75
Ограждение	2070	8 640	4,17
Кнопка КУВ-10	2260	6 912	3,06
Клапан предохранительный	1210	2 160	1,79
Остальные детали и узлы (1022 позиции)	—	—	1,00

$$\left(\frac{T_{н}}{T_{\Phi}}\right)_{\text{ср}} = \frac{1078,83}{1037} = 1,04$$

* Крепь М-87.

Таблица 11.11*

Узлы, детали	Фактиче- ская на- работка на отказ T_{Φ} , ч	Норматив- ное время работы $T_{н}$, ч	$\frac{T_{н}}{T_{\Phi}}$
Цепь тяговая	56,2	2292	40,80
Барaban концевой головки	856	4584	5,35
Диск насосного колеса турбомуфты	863	4584	5,31
Ведущий вал звездочки	1115	1146	1,03
Секция линейная	689	3438	5,0
Турбомуфта	1160	2292	1,98
Вал натяжной головки	1140	4584	4,02
Направляющий утюг	406	2292	5,65
Болт специальный $\varnothing 30$ мм	920	2292	2,49
Скребок	1050	4584	4,36
Остальные детали и узлы (281 позиция)	—	—	1,00

$$\left(\frac{T_{н}}{T_{\Phi}}\right)_{\text{ср}} = \frac{355,99}{291} = 1,22$$

* Конвейер СПМ-87.

$C_n'(P)$ получим минимум затрат на 1 т добычи угля, который соответствует оптимальному значению $P(t_{ц})$

$P(t_{ц})$	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9
$C_9(P)$	0,139	0,088	0,061	0,043	0,032	0,022	0,015	0,008	0,004
$C_n'(P)$	0,032	0,041	0,051	0,062	0,079	0,103	0,142	0,234	0,492
$C_{\Sigma}(P)$	0,171	0,129	0,112	0,105	0,111	0,125	0,157	0,242	0,496

Как видно из рис. 31 и произведенных вычислений, оптимальная вероятность безотказной работы комбайна 2К-52 за $t_{ц} = 765$ мин должна быть $P(t_{ц}) = 0,4$.

При этом средняя наработка на отказ составит

$$\bar{t}_p = \frac{765}{0,915} = 835 \text{ мин}$$

и коэффициент готовности будет равен

$$k_r^{\text{опт}} = \frac{835}{835 + 20} = 0,975.$$

Расчет технической производительности выемочной машины (пример). Техническая производительность выемочной машины — это возможная ее производительность при оптимальном режиме работы в конкретных условиях с учетом затрат времени на выполнение подготовительно-заключительных и вспомогательных операций и подготовку выемочной машины к выполнению следующего цикла, а также с учетом затрат времени на устранение неполадок с выемочной машиной [26].

Техническая производительность рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{тех}} = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{п.з}})n_{\text{см}}k_r m \gamma l_{\text{л}}}{\left(\frac{l_{\text{л(м)}}}{v_{\text{п}}} + T_{\text{всп}}\right)\left(1 + \frac{k_0}{100}\right) + T_{\text{м}}}, \text{ т/сутки.} \quad (62.11)$$

Определение технической производительности дается на примере работы комбайна МК-67 в лаве длиной $l_{\text{л}} = 180$ м при мощности пласта $m = 0,9$ м, сопротивляемости угля резанию $\bar{A}_{\text{р.п}} = 206$ кгс/см; $\gamma = 1,35$ т/м³; $r = 0,8$ м.

Принимаем длительность смены $T_{\text{см}} = 360$ мин, длительность подготовительно-заключительных операций $T_{\text{п.з}} = 15$ мин; коэффициент готовности комбайна МК-67 в среднем $k_r = 0,85$; число смен

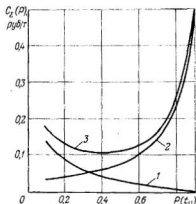


Рис. 31. Зависимость удельных расходов на изготовление комбайна (кривая 2) и эксплуатационных расходов (кривая 1) от надежности комбайна; 3 — суммарная кривая

по выемке угля $n_{см} = 3$; скорость подачи комбайна согласно табл. 5.11 $v_n = 1,65$ м/мин; время на выполнение сопутствующих выемке вспомогательных операций $T_{всп} = 0,102$ мин на 1 м лавы; коэффициент, учитывающий время отдыха рабочих, $k_o = 12\%$ и норматив времени на концевые операции $T_m = 49,1$ мин на цикл. Нормативные значения $T_{всп}$, k_o , T_m приведены в следующих главах книги.

Подставив исходные данные в формулу (62.11), получим

$$Q_{тех} = \frac{(360 - 15) \cdot 0,85 \cdot 0,9 \cdot 1,35 \cdot 0,8 \cdot 180}{\left(\frac{180}{1,65} + 18,3\right) \cdot 1,12 + 49,1} = 800 \text{ т/сутки.}$$

Если подставить оптимальное значение надежности комбайна, то получим

$$Q_{тех} = \frac{(360 - 15) \cdot 0,975 \cdot 0,9 \cdot 1,35 \cdot 0,8 \cdot 180}{\left(\frac{180}{1,65} + 18,3\right) \cdot 1,12 + 49,1} = 920 \text{ т/сутки.}$$

Таким образом, повышение надежности комбайна до его оптимального значения позволит повысить производительность на 15%.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА КРЕПЛЕНИЯ И УПРАВЛЕНИЯ КРОВЛЕЙ В ОЧИСТНОМ ЗАБОЕ

§ 1. Классификация крепей для лав

Следующим важным процессом, обеспечивающим безопасные условия работы в призабойном пространстве, является его крепление.

Крепление призабойного пространства и управление кровлей осуществляются при помощи индивидуальной или механизированной крепи (табл. 1. III).

В основу классификационной схемы крепей, предложенной С. Х. Клорикьяном и Б. К. Мышляевым [37], положены принципиальные различия в их конструкции, по которым они разделяются на индивидуальные, секционные, комплектные и агрегатированные, а по выполняемым функциям — на поддерживающие, оградивительно-поддерживающие, поддерживающе-оградительные и оградительные (табл. 2. III).

Индивидуальные крепи состоят из стоек и верхняков, устанавливаемых совместно и разбираемых полностью или частично при переноске или передвижке. В зависимости от функций они делятся на забойные и посадочные.

Достоинствами индивидуальных крепей являются их мобильность и универсальность. Они применяются в любых горно-геологических условиях.

Секционные крепи состоят из отдельных секций, которые не имеют никаких связей ни между собой, ни с другим оборудованием лавы.

Секции крепи по конструктивной схеме разделяются на бесстоечные, одностоечные, рамные и кустовые [37].

Передвигаются секционные крепи с помощью специальных передвижчиков либо гидродомкратов.

Из-за высокой трудоемкости работ по передвижке и установке они не получили распространения в длинных лавах.

Комплектные крепи состоят из отдельных комплектов секций, не имеющих постоянных связей как между собой, так и с другим оборудованием лавы. Каждый комплект состоит из секций, подвижно связанных между собой. Их передвижение осуществляется с помощью гидродомкратов с опорой на одну или две соседние секции этого же комплекта, находящиеся под распором.

Таблица 1.111

Показатели	Тип крепи			
	ОМКМ	ОКП	КМ-87Д	КМ-87Н
Высота крепи, мм:				
минимальная*	1750 2030 2500	1750 2030 2500	800 995 1415	1050
максимальная	3000	3000	1940	1930
Рабочее сопротивление, тс:				
стойки	80	80	65	75
на 1 м ² поддерживаемой площади	—	—	37	40
на 1 м посадочного ряда	—	—	68	80
Начальный распор стойки, тс	40	42	24	20
Шаг передвижки, мм	До 750	До 750	630	630
Длина комплекса, м	60; 80; 100	120	150—200	150
Пределы применения:				
по мощности пласта, м*	1,8—2,5 2,2—3,0	1,8—2,5 2,0—3,0	1,1—1,4 1,3—1,9	1,30—1,85
по углу падения, градус	До 15	До 15	До 15	До 35
по устойчивости кровли	Легкообрушаемая	Легкообрушаемая	Не ниже средней устойчивости	
по сопротивляемости почве давлению, не менее кгс/см ²	7,5	7,5	30	30
по обводненности	Не выше средней			

* Числитель—I типоразмер, знаменатель—II типоразмер.

На шахтах Донецкого бассейна нашли применение комплекты крепи МК-97. Проходили испытания крепи КДТ, КСК-3, РКД. В других угольных бассейнах страны применяются крепи М-81, «Казахстан» и др.

Агрегатированные крепи состоят из отдельных секций, имеющих постоянную силовую и кинематическую связь с другим оборудованием лавы, в частности с конвейером (крепи М-87, М-100, ОМКТ, МК, А-2, СА, «Руфмастер», «Галик»). Последний является базовой конструкцией для агрегатирования. Секции передвигаются с помощью гидродомкратов.

Следует отметить, что по выполняемым функциям на шахтах Донецкого бассейна широкое применение нашли крепи поддерживающего типа (индивидуальные крепи, комплекты М-97, агрегатированные М-100, М-101, М-87, «Донбасс»), в которых основную роль играют поддерживающие элементы, предохраняющие от обрушения пород кровли в пределах рабочего пространства лавы.

Крепи поддерживающего-оградительного типа на шахтах Донбасса применяются в единичных случаях, а основное распространение они нашли на шахтах Подмосковского и других бассейнов.

Тип крепи							
КМ-81Э	КТУ-3М	1МК	11МКЭ	«Донбасс»	КМК-97	КГД	АЦ
2210	2500	880—1040	1350	560	500 650	670	1000
3350	—	1490— 1992	2200	1140	985 1385	1200	2200
64	—	65	50	30	40	50	15,7
45	17	40	28	38	29	35	8—12,7
64	—	56	45	89	50	62	16
32	—	23	30	21	24	—	14
630	500	630	630	800	800	900	700
60; 90; 120	60—80	60; 100; 120	60; 100	130—200	150—200	120—150	52
2,0—3,2	6—15	1,2—1,8	1,5—2,2	0,7—1,1	0,65—1,30	0,75—1,2	1,2—2,2
До 15	До 15	До 15	До 15	До 15	До 20	45—90	45—90
Любая	Любая	Легкообрушаемая	Легкообрушаемая	Не ниже средней устойчивости	Не ниже средней устойчивости		
27	Любое	7—8	8	10—15	40	—	—
Незначительная		Не выше средней					

Таблица 2.111

Конструкция	Выполняемая функция крепи			
	поддерживающая	оградитель- но-поддер- живающая	поддержи- вающие-о- градитель- ная	оградитель- ная
	Вид крепи			
Индивидуальная	Стойки, верхники, в том числе М-9	—	—	—
Секционная	МПК, М-77, М-39, «Гидрофант» и др.	—	—	—
Комплектная	М-96, МК-97, «Казахстан», КДТ, «Вестфалия», «Хеш», «Дабл-Ту» и др.	М-81 и др.	—	КНД, МЗЛ и др.
Агрегатированная	М-101, М-100, М-87, «Донбасс», «Галик», «Руфмастер» и др.	МК и др.	ОМКТ, АТ, «Мосбасс», Ш-58, КВКП и др.	КТУ и др.

3 С. М. Ливкович и др.

Поэтому в настоящей главе проектирование процесса крепления будет проводиться применительно к крепям поддерживающего типа.

§ 2. Моделирование процесса крепления аналитическим методом (лавы, оборудованные гидрофицированными крепями)

Проектирование процессов производства на рабочих местах угольных шахт в настоящее время осуществляется начальниками участков с участием инженерно-технических работников отдела организации труда.

Обычно составляется график организации труда, который состоит из планограммы, графика выходов рабочих и таблицы технико-экономических показателей.

Разработанный график служит руководством в работе до первого отклонения производственной ситуации в забое от планируемой. Пересоставление графика и планограммы из-за трудоемкости обычно не производится и дальнейшая работа в забое осуществляется под руководством горного надзора, основывающегося на личном опыте.

Для правильного принятия решений при управлении процессами в очистном забое необходимо выразить их с помощью математической модели. Под математической моделью производственного процесса понимается специальная система соотношений (уравнений, неравенств, логических условий, операторов), связывающая характеристики процесса, его параметры и экономические критерии оценки. Реальные процессы представляются весьма сложными, а сопровождающие их явления — чрезвычайно разнообразными. При проектировании излишняя детализация иногда является практически нецелесообразной и достаточно учитывать лишь основные стороны исследуемого процесса.

Известно, что основным сопутствующим процессом выемки угля является крепление и управление кровлей. При движении выемочной машины происходит обнажение призабойного пространства. Его крепление осуществляется рабочими очистного забоя путем передвижки однотипных секций механизированной крепи или постановки рамок при индивидуальной крепи.

Максимально допустимое отставание процесса крепления от процесса выемки будем называть допустимой длиной очереди. Она зависит от устойчивости боковых пород и может состоять из одной, двух и более секций.

Несвоевременное крепление обнаженного призабойного пространства вызывает остановку выемочной машины. Исследования показывают, что комбайн в процессе выемки угля простаивает в среднем 10% времени из-за отставания работ по оформлению и креплению забоя. После того как будут передвинуты секции крепи и очередь будет меньше допустимой длины, снова возобновляется работа по выемке угля. Очевидно, следует уменьшить время,

потерянное комбайном в ожидании крепления обнаженного призабойного пространства, так как это приводит к значительным экономическим убыткам. Принимаем рабочего очистного забоя в качестве обслуживающего персонала для передвижки секций крепи, а в качестве заявки на обслуживание — количество секций, необходимое передвинуть за определенный период времени. Длительность простоя выемочной машины в ожидании крепления призабойного пространства зависит от числа рабочих, занятых на передвижке секций крепи; если рабочих слишком много, то, очевидно, простаивать комбайн из-за отставания крепления не будет, но зато увеличатся простои рабочих. Если число рабочих недостаточно, будет часто останавливаться комбайн в ожидании сокращения до минимально допустимой площади обнажения выработанного призабойного пространства. Следовательно, возникает экономическая задача минимизации затрат в зависимости от потерь времени, с одной стороны, рабочими очистного забоя по креплению призабойного пространства, с другой — выемочной машиной в ожидании крепления [35].

Средний экономический ущерб от 1 мин внутрисменного простоя очистного забоя C_2 определяется по формуле (9.V) и данным табл. 1.V. Ущерб от 1 мин простоя рабочего очистного забоя

$$C_1 = \frac{Sk}{360}, \text{ руб.}, \quad (1.III)$$

где S — тарифная ставка рабочего очистного забоя;
 k — коэффициент доплат к тарифной ставке.

Для оценки общей стоимости времени ожидания в зависимости от скорости подачи выемочной машины с учетом занятости 1, 2, 3, ..., z рабочих передвижкой секции крепи необходимо выявить закон распределения заявок на передвижку секций крепи. Он устанавливается путем проведения хронометражных наблюдений за работой комплексов и анализа полученных результатов.

Исследования статистических данных работы механизированных крепей в условиях шахт Донецкого бассейна за 369* циклов выемки позволили считать, что поток заявок на выполнение процесса крепления (передвижки секций крепи) подчиняется закону Пуассона вида

$$P_n(t) = \frac{(\lambda t)^n e^{-\lambda t}}{n!}, \quad (2.III)$$

где n — число заявок на передвижку секций крепи;

t — время наблюдения, мин;

λ — среднее число передвижек секций крепи за выбранную единицу времени.

Распределение заявок на передвижку секций крепи в течение 10 мин работы выемочной машины приведено в табл. 3.III. Ожидаемое число заявок

* За цикл принимается снятие одной полосы по длине лавы.

Распределение заявок на передвижку секций крепи в течение 10 мин работы выемочной машины

Показатели	Число передвижек секций крепи в течение 10 мин n_i																	
	20	22	24	26	28	30	32	34	36	38	40	42	44	46	48	50	52	54
Наблюдаемая частота	6	9	26	51	32	57	41	36	30	16	14	12	4	4	3	2	0	1
Частость W_i	0,0174	0,0260	0,0750	0,0148	0,0930	0,1650	0,1190	0,1040	0,0870	0,0460	0,0410	0,0350	0,0116	0,0116	0,0087	0,0058	0,0000	0,0003
Теоретическая частота (закон Пуассона)	4,15	10	21,3	41,5	50,5	55,5	52,8	43,5	31,7	20,5	12,4	8,6	3,5	3,24	2,1	0,725	0,31	0,17

$$\bar{n} = \sum_{i=1}^l n_i W_i, \quad (3.III)$$

где l — число интервалов наблюдений;

W_i — частоты, соответствующие наблюдаемому числу заявок.

Тогда $\lambda = \frac{\bar{n}}{t}$ и в приведенном случае равно 3,5 секции/мин, т. е. поступает требование на передвижку 3,5 секции крепи в минуту.

Ожидаемое среднее число передвижек секций крепи можно определить через скорость подачи выемочной машины, а именно:

$$\lambda = \frac{v_n}{h}, \text{ секций/мин,} \quad (4.III)$$

где h — расстояние между секциями, м.

Согласование эмпирического и теоретического законов распределения проводилось по Пирсону. Получили $\chi^2 = 21,5$; $P = 0,18$, что указывает на непротиворечивость выбранного теоретического закона Пуассона полученному эмпирическому. Теперь рассмотрим процесс обслуживания. Когда комбайн вынимает уголь вперед очередной секции крепи, один из свободных рабочих расчищает ее от угля и породы, а затем передвигает на новое место, закрепляя обнаженное пространство. Процесс передвижки складывается из следующих этапов:

1. Переход рабочего к передвигаемой секции.
2. Расчистка секции от угля и породы (часто выполняется отдельно выделенными рабочими).

3. Надевание рукоятки ключа на золотник блока управления, включая расчистку его от породы.
4. Разгрузка передней или задней стойки (или одновременная их разгрузка).
5. Установка или выбивка откосины.
6. Передвижка секции крепи к конвейеру.
7. Дополнительные операции в период передвижки секции к конвейеру.
8. Распор передней или задней стойки (или одновременный их распор).
9. Установка золотника блока управления в нейтральное положение.
10. Дополнительные операции (опускание перекрытий для закладки расвила или затяжки над консолью перекрытия, повторная расчистка секции от породы и угля, выравнивание завалившейся секции и т. д.).

Промежутки времени, необходимые для выполнения различных этапов, являются независимыми случайными величинами, каждая из которых имеет распределение с плотностью

$$f(x) = be^{-bx}, \quad (5.111)$$

где b — среднее число обслуживания за единицу времени;

x — длительность обслуживания крепи поэтапно.

В подтверждение вышесказанного рассматривается один из этапов обслуживания — переход рабочего от одной передвигаемой секции крепи к другой.

Изучая характер гистограммы распределения времени перехода рабочего от одной передвигаемой секции крепи к другой (рис. 32) и учитывая найденное путем обработки хронометражных наблюдений приблизительное равенство между средним временем перехода \bar{x} и средним квадратичным отклонением σ , можно сделать допущение, что теоретическое распределение времени перехода рабочего подчиняется экспоненциальному закону. Полная длительность обслуживания секции крепи имеет сумму N независимых случайных величин, каждая из которых распределена показательным и подчиняется экспоненциальному закону или закону Эрланга [35] с плотностью распределения

$$f(t) = \frac{1}{\alpha! \beta} \left(\frac{t}{\beta} \right)^\alpha e^{-\frac{t}{\beta}}, \quad (6.111)$$

где $\alpha > 1$ — целочисленная величина;

α и β — параметры распределения.

В результате анализа процесса крепления было установлено, что продолжительность полного обслуживания крепи является случайной величиной (например, 25, 40 или 85 сек. ...) и вероятность обслуживания тем или другим рабочим примерно одна и та же. Обработка статистических данных, полученных на шахтах,

эксплуатирующих механизированные крепи, подтвердила, что распределение полного времени, необходимого для передвижения одной секции крепи, подчиняется распределению Эрланга вида

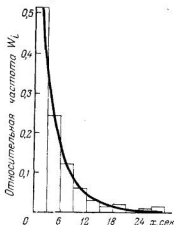


Рис. 32. Гистограмма распределения времени перехода рабочего от одной передвигаемой секции к другой

(6. III) или экспоненциальному. На рис. 33, 34, 35, 36 показаны гистограммы распределения полного времени передвижения различных типов секций крепи.

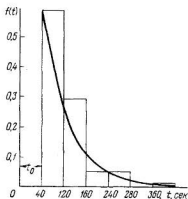


Рис. 33. Плотность двухпараметрического экспоненциального распределения времени передвижки комплекта крепи МКМ-97

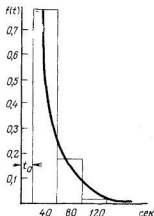


Рис. 34. Плотность двухпараметрического экспоненциального распределения времени передвижки секций крепи М-87 в условиях шахты «Октябрьская» комбината Донецкуголь

Числовые значения параметров распределения α , β , $\bar{t}_{\text{тр}}$ и σ приведены в табл. 4. III, 5. III, 6. III.

Крепь МК-97

Интервалы времени передвижки, сек $t_i - t_{i+1}$	Частота m_i	Частость W_i	Средняя интервала \bar{t}_i	$a_0=60$ $a_1=30$ $\Delta t=60$ $\frac{\Delta t - (a_0 + a_1)}{2}$ $b = \frac{\Delta t}{2}$	$b m_i$	$b^2 m_i$
60—120	48	0,592	90	0	0	0
120—180	24	0,296	150	1	24	24
180—240	4	0,050	210	2	8	16
240—300	4	0,050	270	3	12	36
300—360	0	0,000	330	4	0	0
360—420	1	0,012	390	5	5	25
	$\Sigma m_i = 81$	$\Sigma W_i = 1,0$			$\Sigma b m_i = 49$	$\Sigma b^2 m_i = 101$

$$\bar{t}_{\text{пер}} (a_0 + a_1) + \Delta t \frac{\Sigma b m_i}{\Sigma m_i} = 126 \text{ сек};$$

$$\sigma = \Delta t \sqrt{\frac{\Sigma b^2 m_i}{\Sigma m_i} - \left(\frac{\Sigma b m_i}{\Sigma m_i}\right)^2} = \pm 56 \text{ сек};$$

$$(\bar{t}_{\text{пер}} - a_0) \approx \sigma; \mu = \frac{60}{t_{\text{пер}}} = 0,476 \text{ секций/мин.}$$

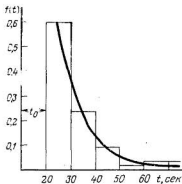


Рис. 35. Плотность двухпараметрического экспоненциального распределения времени передвижки секции крепи «Спутник»

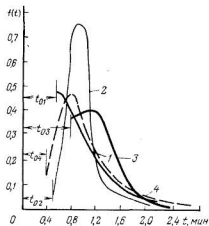


Рис. 36. Плотность распределения времени передвижки секций крепи М-87 на шахтах: им. XXI съезда КПСС (1); № 3 «Доброполье» (2, 3); № 17—18 им. РККА (4)

Таблица 5.III

Крепь М-87

Интервалы времени передвижки, мин t_i+t_{i+1}	Частота m_i	Частость W_i	Сере- дняя интер- вала \bar{t}_i	$a_0=0,2$ $a_1=0,2$ $\Delta t=0,4$	$b m_i$	$b^2 m_i$
0,2—0,6	112	0,136	0,4	0	0	0
0,6—1,0	373	0,452	0,8	1	373	373
1,0—1,4	190	0,230	1,2	2	380	760
1,4—1,8	84	0,102	1,6	3	252	756
1,8—2,2	11	0,013	2,0	4	44	176
2,2—2,6	14	0,017	2,4	5	70	350
2,6—3,0	41	0,050	2,8	6	246	1476
	$\Sigma m_i=825$	$\Sigma W_i=1,0$			$\Sigma b m_i=1365$	$\Sigma b^2 m_i=3891$

$$\bar{t}_{\text{пер}}=1,06 \text{ мин};$$

$$\sigma=\pm 0,56 \text{ мин};$$

$$\alpha = \left(\frac{\bar{t}_{\text{пер}} - a_0}{\sigma} \right)^2 - 1 = 3,6;$$

$$\mu = \frac{2}{1,06} = 1,89 \text{ секций/мин.}$$

Таблица 6.III

Крепь «Спутник»

Интервалы времени передвиж- ки, сек t_i+t_{i+1}	Частота m_i	Частость W_i	Сере- дняя интер- вала \bar{t}_i	$a_0=20$ $a_1=5$ $\Delta t=10$ $b = \frac{t_i - (a_0 + a_1)}{\Delta t}$	$b m_i$	$b^2 m_i$
20—30	40	0,596	25	0	0	0
30—40	16	0,239	35	1	16	16
40—50	6	0,09	45	2	12	24
50—60	1	0,015	55	3	3	9
60—70	2	0,03	65	4	8	32
70—80	2	0,03	75	5	10	50
	$\Sigma m_i=67;$	$\Sigma W_i=1,0$			$\Sigma b m_i=49;$	$\Sigma b^2 m_i=131$

$$\bar{t}_{\text{пер}} = (a_0 + a_1) + \Delta t \frac{\Sigma b m_i}{\Sigma m_i} = 32 \text{ сек};$$

$$\sigma = \Delta t \sqrt{\frac{\Sigma b^2 m_i}{\Sigma m_i} - \left(\frac{\Sigma b m_i}{\Sigma m_i} \right)^2} = \pm 12 \text{ сек};$$

$$(\bar{t}_{\text{пер}} - a_0) \approx \sigma;$$

$$\mu = \frac{60}{1,06} = 1,87 \text{ секций/мин.}$$

Таким образом, на основании анализа опыта работы и проведенных исследований установлено [35, 36]:

1) вероятность поступления количества требований на крепление в течение некоторого промежутка времени зависит не от начала отсчета времени, а от длительности промежутка, в течение которого подсчитывается число заявок. Следовательно, поток требований имеет свойство стационарности;

2) рассматриваемый поток требований не имеет последствия, так как вероятность поступления требований в систему после произвольного промежутка времени t не зависит от того, сколько их поступило до этого момента;

3) вероятность поступления одновременно двух требований за малый промежуток времени равна 0.

Зная полное ожидание времени обслуживания одной секции крепи, можно определить среднее число обслуживаний за 1 мин, или так называемый уровень обслуживания μ крепи одним рабочим:

$$\mu = \frac{1}{t_{кр}}$$
 в случае экспоненциального распределения времени передвижки одной секции крепи и

$$\mu = \frac{2}{t_{кр}}$$
 в случае распределения Эрланга.

Для z рабочих, у которых предполагаем одинаковые способности, этот уровень будет равен μz . Число заявок на передвижку секций крепи не должно превосходить общий уровень обслуживания, т. е.

$$\lambda > \mu z \quad \text{или} \quad \frac{\lambda}{\mu z} < 1. \quad (7. III)$$

Если $\frac{\lambda}{\mu z} > 1$, то среднее время ожидания будет бесконечным.

Величину $\lambda/\mu z$, которую обозначим через φ , назовем интенсивностью деятельности z рабочих.

Средняя длина очереди и средняя продолжительность ожидания передвижки секций крепи (простой выемочной машины) являются функциями от φ . Для того чтобы рассмотреть экономическую сторону задачи, необходимо определить среднее время простоя комбайна из-за ожидания крепления призабойного пространства, которое составляет

$$\bar{t}_f = \frac{1}{\mu} \cdot \frac{z^2 \varphi^z}{z! (1 - \varphi)^z} P_0, \text{ мин}; \quad (8. III)$$

$$P_0 = \frac{1}{\frac{z^2 \varphi^z}{z! (1 - \varphi)} + 1 + \frac{z\varphi}{1!} + \frac{z^2 \varphi^2}{2!} + \dots + \frac{z^{z-1} \varphi^{z-1}}{(z-1)!}}$$

т. е. вероятность того, что время ожидания равно 0.

Таким образом, зная λ , μ , \bar{t}_f , можно найти общее ежесменное время обслуживания:

$$t_{\text{обсл}} = \lambda(T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) [1 - I_a k_{\text{т.п}}^{\text{YA}}(v_{\text{п}}, m)] \frac{k_r^{\text{o.з}}}{\mu}, \text{ мин} \quad (9. \text{III})$$

в случае экспоненциального распределения времени передвижки одной секции крепи

$$t_{\text{обсл}} = k_r^{\text{o.з}} (t_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) [1 - I_a k_{\text{т.п}}^{\text{YA}}(v_{\text{п}}, m)] \frac{2\lambda}{\mu}, \text{ мин.} \quad (10. \text{III})$$

в случае распределения Эрланга,

где $T_{\text{см}}$ — длительность смены, мин;

$k_{\text{т.п}}^{\text{YA}}$ — удельный вес технологических перерывов в общей длительности смены; определяется по формулам (28. II), (29. II);

$k_r^{\text{o.з}}$ — надежность очистного забоя определяется по формулам (10. IV), (11. IV), (12. IV), (13. IV), 14. IV).

Ежесменная продолжительность простоя обслуживающей системы (рабочих по передвижке крепи)

$$t_{\text{пр}} = (T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) [1 - I_a k_{\text{т.п}}^{\text{YA}}(v_{\text{п}}, m)] \left[z - \frac{\lambda}{\mu} \right] k_r^{\text{o.з}}, \text{ мин;} \quad (11. \text{III})$$

в случае распределения Эрланга

$$t_{\text{пр}} = (T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) [1 - I_a k_{\text{т.п}}^{\text{YA}}(v_{\text{п}}, m)] \left[z - \frac{2\lambda}{\mu} \right] k_r^{\text{o.з}}, \text{ мин.} \quad (12. \text{III})$$

Время, потерянное выемочной машиной из-за ожидания крепления, составит

$$t_{\text{п.комб}} = \lambda(T_{\text{см}} - t_{\text{п.п}} [1 - I_{\text{п}} k_{\text{т.п}}^{\text{YA}}(v_{\text{п}}, m)] k_r^{\text{o.з}} \bar{t}_f), \text{ мин,} \quad (13. \text{III})$$

где $i=1, 2, 3, \dots, z$ — число рабочих по передвижке секций крепи.

При среднем экономическом ущербе E , вызванном 1 мин простоя выемочной машины C_2 и рабочего по креплению C_1 , можно вычислить общую ежесменную стоимость времени, потерянного в первом и втором случаях:

$$\begin{aligned} E(z) &= (T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) [1 - I_a k_{\text{т.п}}^{\text{YA}}(v_{\text{п}}, m)] \left[z - \frac{\lambda}{\mu} \right] k_r^{\text{o.з}} C_1 + \lambda(T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) \times \\ &\times [1 - I_a k_{\text{т.п}}^{\text{YA}}(v_{\text{п}}, m)] k_r^{\text{o.з}} \bar{t}_f C_2 = (T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) [1 - I_a k_{\text{т.п}}^{\text{YA}}(v_{\text{п}}, m)] \times \\ &\times \left[\left(z + \frac{\lambda}{\mu} \right) C_1 + \lambda \bar{t}_f C_2 \right] k_r^{\text{o.з}} \rightarrow \min, \text{ руб/смену} \quad (14. \text{III}) \end{aligned}$$

в случае экспоненциального распределения времени передвижки секции крепи;

$$\begin{aligned} E(z) &= (T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}) [1 - I_a k_{\text{т.п}}^{\text{YA}}(v_{\text{п}}, m)] \times \\ &\times \left[\left(z - \frac{2\lambda}{\mu} \right) C_1 + \lambda \bar{t}_f C_2 \right] k_r^{\text{o.з}} \rightarrow \min, \text{ руб/смену} \quad (15. \text{III}) \end{aligned}$$

в случае распределения Эрланга.

В качестве примера произведем расчет оптимального числа рабочих по передвижке секций крепи М-87 в условиях шахт комбината Красноармейскуголь.

Исходные данные: $v_n = 1$ м/мин; 1,5; 2; 2,5; 3; 4; 5 м/мин.

Расстояние между секциями $h = 0,95$ м. Статистические данные времени передвижки одной секции крепи приведены в табл. 3. III.

$$t_{п.з} = 15 \text{ мин}; \quad T_{см} = 420 \text{ мин};$$

1) Определим среднее число заявок на передвижку секций крепи по формуле (4. III). Результаты приведены в табл. 7. III;

2) Определим по формуле (13. IV) $k_r^{0.3}$ для $l_k = 180$ м, который равен $k_r^{0.3} = 0,84$.

Согласно формуле (29. II) принимаем коэффициент технологических перерывов в среднем равным $l_n k_{r,n}^{\lambda} = 0,21$;

3) Имея статистические данные времени передвижки одной секции крепи, определяем закон и параметры его распределения (см. табл. 5. III).

Так как распределение времени передвижки одной секции подчиняется закону Эрланга, имеем

$$\mu = \frac{2}{t_{кр}} = 1,89 \text{ секций/мин.}$$

4) Средний экономический ущерб от 1 мин внутрисменного простоя очистного забоя определяем по формуле (9. V) и принимаем равным

$$C_2 = 3,78 \text{ руб/мин};$$

5) Ущерб от 1 мин простоя рабочего очистного забоя

$$C_1 = \frac{7,5 \cdot 1,84}{360} = 0,04 \text{ руб/мин.}$$

7 руб. 50 коп. — тарифная ставка рабочего очистного забоя;

1,84 — коэффициент доплат для шахт Донецкого бассейна.

6) Определим среднее время простоя комбайна из-за ожидания крепления призабойного пространства в зависимости от скорости его подачи и числа рабочих, занятых на передвижке секций крепи.

Среднее время простоя можно определить по формуле (8. III) или воспользоваться номограммой (рис. 52). Для этого возьмем различные значения z (число рабочих) 2, 3, 4, ... и вычислим соответствующие $\varphi = \frac{\lambda}{\mu z}$.

Каждой рассматриваемой абсциссе z сопоставим точку пересечения прямой, параллельной оси ординат и проходящей через эту абсциссу, с кривой, соответствующей подходящему значению φ , а затем в случае надобности произведем интерполяцию.

Имеем:		$\lambda = 1,05;$	$\varphi = \frac{0,56}{z};$
$z = 1;$	$\varphi = 0,56;$	$\mu \bar{t}_f = 1,35,$	откуда $\bar{t}_f = \frac{1,35}{1,87} = 0,72;$
$z = 2;$	$\varphi = 0,28;$	$\mu \bar{t}_f = 0,075,$	откуда $\bar{t}_f = 0,04;$
$z = 3;$	$\varphi = 0,187;$	$\mu \bar{t}_f = 0,006,$	откуда $\bar{t}_f = 0,0032;$
		$\lambda = 1,58;$	$\varphi = \frac{0,845}{z};$
$z = 1;$	$\varphi = 0,845;$	$\mu \bar{t}_f = 7;$	$\bar{t}_f = 3,74;$
$z = 2;$	$\varphi = 0,42;$	$\mu \bar{t}_f = 0,22;$	$\bar{t}_f = 0,118;$
$z = 3;$	$\varphi = 0,28;$	$\mu \bar{t}_f = 0,075;$	$\bar{t}_f = 0,04;$
$z = 4;$	$\varphi = 0,21;$	$\mu \bar{t}_f = 0,004;$	$\bar{t}_f = 0,0021;$
		$\lambda = 2,1;$	$\varphi = \frac{1,12}{z};$
$z = 2;$	$\varphi = 0,56;$	$\mu \bar{t}_f = 0,43;$	$\bar{t}_f = 0,23;$
$z = 3;$	$\varphi = 0,37;$	$\mu \bar{t}_f = 0,06;$	$\bar{t}_f = 0,032;$
$z = 4;$	$\varphi = 0,28;$	$\mu \bar{t}_f = 0,008;$	$\bar{t}_f = 0,0043;$
$z = 5;$	$\varphi = 0,22;$	$\mu \bar{t}_f = 0,0015;$	$\bar{t}_f = 0,0008;$
		$\lambda = 2,63;$	$\varphi = \frac{1,41}{z};$
$z = 2;$	$\varphi = 0,705;$	$\mu \bar{t}_f = 1,0;$	$\bar{t}_f = 0,535;$
$z = 3;$	$\varphi = 0,47;$	$\mu \bar{t}_f = 0,13;$	$\bar{t}_f = 0,07;$
$z = 4;$	$\varphi = 0,35;$	$\mu \bar{t}_f = 0,023;$	$\bar{t}_f = 0,0123;$
$z = 5;$	$\varphi = 0,28;$	$\mu \bar{t}_f = 0,0035;$	$\bar{t}_f = 0,0019;$
		$\lambda = 3,16;$	$\varphi = \frac{1,69}{z};$
$z = 2;$	$\varphi = 0,84;$	$\mu \bar{t}_f = 2,1;$	$\bar{t}_f = 1,12;$
$z = 3;$	$\varphi = 0,56;$	$\mu \bar{t}_f = 0,23;$	$\bar{t}_f = 0,123;$
$z = 4;$	$\varphi = 0,42;$	$\mu \bar{t}_f = 0,04;$	$\bar{t}_f = 0,021;$
$z = 5;$	$\varphi = 0,28;$	$\mu \bar{t}_f = 0,0013;$	$\bar{t}_f = 0,0007;$
		$\lambda = 4,21;$	$\varphi = \frac{2,25}{z};$
$z = 3;$	$\varphi = 0,75;$	$\mu \bar{t}_f = 0,8$	$\bar{t}_f = 0,43;$

$$\begin{array}{llll}
 z = 4; & \varphi = 0,564; & \mu \bar{t}_f = 0,14; & \bar{t}_f = 0,075; \\
 z = 5; & \varphi = 0,45; & \mu \bar{t}_f = 0,035; & \bar{t}_f = 0,0187; \\
 z = 6; & \varphi = 0,376; & \mu \bar{t}_f = 0,007; & \bar{t}_f = 0,00374;
 \end{array}$$

$$\lambda = 5,26; \quad \varphi = \frac{2,82}{z};$$

$$\begin{array}{llll}
 z = 3; & \varphi = 0,94; & \mu \bar{t}_f = 5; & \bar{t}_f = 2,67; \\
 z = 4; & \varphi = 0,7; & \mu \bar{t}_f = 0,35; & \bar{t}_f = 0,187; \\
 z = 5; & \varphi = 0,56; & \mu \bar{t}_f = 0,08; & \bar{t}_f = 0,0427; \\
 z = 6; & \varphi = 0,47; & \mu \bar{t}_f = 0,025; & \bar{t}_f = 0,0134; \\
 z = 7; & \varphi = 0,40; & \mu \bar{t}_f = 0,006; & \bar{t}_f = 0,0032;
 \end{array}$$

Затем исходные данные подставляются в формулу (14. III).
 Имеем: при $\lambda = 1,05$ секций/мин $E(1) = 74,4$ руб/смену; $E(2) = 52,0$ руб/смену; $E(3) = 53,9$ руб/смену.

Оптимальное число рабочих по передвижке секций крепи при скорости подачи комбайна 1 м/мин составит 2 человека. Результаты дальнейших расчетов приведены в табл. 7. III.

Таблица 7. III

Скорость подачи выемочной машины v , м/мин	λ , секций/мин	Минимальные суммарные эксплуатационные затраты $E(z)$, руб/смену	Оптимальное число рабочих по передвижке секций крепи z_{opt}	Скорость подачи выемочной машины v , м/мин	λ , секций/мин	Минимальные суммарные эксплуатационные затраты $E(z)$, руб/смену	Оптимальное число рабочих по передвижке секций крепи z_{opt}
1,0	1,05	52,0	2	3,0	3,16	30,3	6
1,5	1,58	28,1	4	4,0	4,21	26,8	7
2,0	2,1	28,0	4	5,0	5,26	25,3	8
2,5	2,63	28,4	5				

Аналогичные исследования показали, что увеличение коэффициента готовности забоя или снижение коэффициента технологических перерывов на 0,1 снижает непроизводительное время (простой) рабочих по передвижке крепи на 24%, эксплуатационные затраты на 10%.

§ 3. Расчет необходимого числа рабочих по зачистке межсекционных зазоров при применении в лавах механизированных крепей

Нередко управление процессом крепления разделяется на две операции: зачистка межсекционных зазоров и передвижка секций крепи. Первая осуществляется впереди комбайна специально вы-

деленными рабочими, которые подготавливают фронт работ для передвижки секций крепи. Необходимо, чтобы скорость зачистки межсекционных зазоров была не меньше скорости подачи комбайна во время его работы. Время зачистки межсекционных зазоров зависит от объема упавшей породы.

Обозначим $\mu_{зач}$ — интенсивность зачистки одной секции механизированной крепи одним рабочим:

$$\mu_{зач} = \frac{1}{t_{зач}}, \text{ секций/мин,} \quad (16. III)$$

где $t_{зач}$ — среднее время зачистки одной секции механизированной крепи одним рабочим, мин.

Тогда время, необходимое на зачистку секций крепи в лаве длиной $l_л$ при расстоянии между секциями h ,

$$T_{зач} = \frac{l_л}{h\mu_{зач}k}, \text{ мин.} \quad (17. III)$$

Необходимое число рабочих

$$n_{раб} = \frac{T_{зач}}{T_{ц}}, \quad (18. III)$$

где $n_{раб}$ — необходимое число рабочих для зачистки межсекционных зазоров от упавшей породы;

$T_{ц}$ — продолжительность цикла, или время, необходимое для снятия одной полоски угля по всей длине лавы, мин,

$$T_{ц} = \left(\frac{l_л}{v_л k_T^2} + T_{всп} \right) \left(1 + \frac{k_0}{100} \right) + T_{м}, \text{ мин,} \quad (19. III)$$

где $l_л$ — машинная длина лавы, м.

Обозначения и значения, входящие в формулу (19. III), приведены в гл. X, § 1.

Подставив значения $T_{ц}$ и $T_{зач}$ в формулу (18. III), получим

$$n_{раб} = \frac{l_л}{h\mu_{зач}k \left[\left(\frac{l_л}{v_л k_T^2} + T_{всп} \right) \left(1 + \frac{k_0}{100} \right) + T_{м} \right]}, \quad (20. III)$$

где k — коэффициент, учитывающий состояние кровли: для кровли средней устойчивости $k=1$; для устойчивой кровли $k=2$ и для неустойчивой $k=0,26$.

Исследования работы гидрофицированных комплексов КМ-87 в условиях шахт Донецкого бассейна позволили установить, что интенсивность зачистки секций крепи в лавах со средними горно-геологическими условиями (кровля средней устойчивости) $\mu_{зач} = 1,62$ секций/мин.

В качестве примера произведем расчет числа рабочих, необходимых для зачистки секций крепи в условиях 13-й восточной лавы пласта l_4 шахты им. Абакумова комбината Донецкуголь.

Мощность пласта 1,6 м, породы кровли неустойчивые. В лаве длиной $l_n = 182$ м работает гидрофицированный комплекс КМ-87. Расстояние между секциями $h = 0,95$ м. Принимаем $v_n = 1,5$ м/мин;

$$k_r^n = \frac{l_n}{0,8l_n + 103} = \frac{188}{0,8 \cdot 188 + 103} = 0,742;$$

$$T_{всп} = 0; \quad k_0 = 10\%; \quad T_m = 43,2 \text{ мин/цикл};$$

$$n = \frac{188}{0,95 \cdot 1,62 \cdot 0,26 \left[\left(\frac{188}{1,5 \cdot 0,742} + 0 \right) \left(1 + \frac{10}{100} \right) + 43,2 \right]} = 2,05 = 2 \text{ рабочих.}$$

Таким образом, при рассматриваемых условиях необходимо планировать двух рабочих на зачистку межсекционных зазоров, которые обеспечат фронт работ для занимающихся передвижкой крепи и исключат остановку или снижение скорости подачи комбайна из-за несвоевременного крепления.

§ 4. Моделирование процесса крепления статистическим методом на ЭВМ

Когда поток заявок на выполнение процесса крепления в очистном забое не подчиняется закону Пуассона (при работе узкозахватного комбайна с индивидуальной крепью), необходимые характеристики системы обслуживания можно получить путем статистического моделирования на ЭВМ.

Заявки на возведение рам крепи возникают в случайные моменты времени в зависимости от скорости подачи комбайна во время его безотказной работы, остановок и от расстояний между рамами крепи. При работе узкозахватного комбайна челнокового действия возведение постоянной крепи производится вслед за его движением по мере передвижки конвейера к забою лавы участками длиной 6—8 м. Таким образом, в систему обслуживания заявки на возведение крепи поступают группами в случайные моменты времени.

Каждая группа содержит постоянное число заявок n_0 .

Для моделирования принята следующая организация работ по креплению [38].

Каждую группу заявок по креплению обслуживает звено из двух рабочих. Они возводят крепь на участках лавы, равных расстоянию между домкратами для передвижки конвейера.

Если в каком-либо интервале времени между поступлениями групп заявок число звеньев рабочих превосходит число групп заявок, находящихся в системе обслуживания, то каждая группа заявок может обслуживаться более чем одной парой рабочих.

Если в момент поступления очередной заявки на крепление призабойного пространства лавы число звеньев рабочих не превосхо-

длит числа обслуживаемых групп заявок, то комбайн останавливается из-за отставания крепи и простой длится до тех пор, пока какая-либо группа заявок не будет обслужена и рабочие смогут приступить к установке рам крепи очередной партии.

Время установки рамы крепи $t_{п.р}$ является случайной величиной.

Время моделирования разбивается на интервалы, равные интервалам времени между моментами поступления двух соседних групп заявок: t_{i-1}^n и t_i^n (i — порядковый номер группы заявок).

На рис. 37 представлена блок-схема алгоритма, моделирующего моменты поступления групп заявок в систему обслуживания [38].

В моделирующем алгоритме приняты следующие операторы:

Φ_1 — формирование случайных интервалов времени непрерывной работы комбайна t_p ;

A_1 — вычисление текущего времени t ;

Φ_2 — формирование случайных величин скорости подачи комбайна v_n за время t_p ;

A_2 — вычисление отрезка пути l_i , пройденного комбайном с момента поступления предыдущей партии заявок t_{i-1} до момента остановки комбайна,

$$l_i = l'_{i-1} + v_n t_p,$$

где $l'_{i-1} = l_{i-1} - h_d$ — отрезок пути, вычисленный при формировании момента поступления предыдущей группы заявок;

h_d — расстояние между домкратами для передвижки конвейера.

На участке лавы длиной h_d необходимо установить n_0 рам крепи, т. е. обслужить группу в n_0 заявок;

P_1 — проверка условия $l < h_d$;

H_1 — вычисление отрезка пути $\Delta l = l - h_d$ и засылка величины Δl на место l' ;

A_3 — вычисление отрезка времени $\Delta t = \frac{\Delta l}{v_n}$;

F_1 — формирование момента поступления очередной группы заявок в систему обслуживания t_i^n по формуле $t_i^n = t - \Delta t + t'$ (t' — время, затрачиваемое на передвижку участков конвейера);

Φ_3 — формирование длительности простоя комбайна по различным причинам;

A_4 — вычисление текущего времени t .

Блок-схема алгоритма, моделирующего организацию процесса крепления, представлена на рис. 38 [38].

В блок-схеме приняты следующие операторы:

Φ_1 — формирование случайных значений моментов времени поступления заявок на крепление призабойного пространства лавы в систему обслуживания t_i^n ;

P_2 — проверка условия $t_i^n > T_0$ (T_0 — принятое время реализации процесса на модели);

P_3 — проверка, закончено ли в интервале времени между моментами поступления группы заявок t_{n-1}^n и t_i^n рассмотрение процесса обслуживания во всех группах заявок.

Группа операторов A_4 — P_{11} анализирует процесс обслуживания по всем группам заявок в период времени между t_{i-1}^n и t_i^n .

A_4 — выбор k -й группы заявок, поступившей раньше других в систему обслуживания;

F_5 — формирование номера j -го аппарата для обслуживания k -й группы заявок; определение длительности простоя аппарата к моменту обслуживания k -й группы заявок;

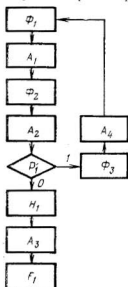


Рис. 37. Блок-схема алгоритма, моделирующего моменты поступления групп заявок на крепление

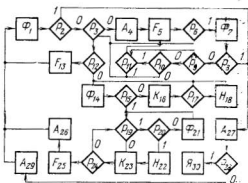


Рис. 38. Блок-схема алгоритма, моделирующего организацию процесса крепления зв комбайном 2К-52

P_6 — проверка для j -го аппарата условия $t_j^o < t_i^n$ (t_j^o — момент окончания обслуживания заявки j -м аппаратом);

Φ_7 — формирование случайного времени обслуживания очередной заявки k -й группы $t_{п.р}$; момента окончания обслуживания заявки j -м аппаратом — t_j ; определение времени простоя аппарата при условии, когда $t_j^o < t_k^n$ (t_k^n — момент поступления k -й группы заявок); регистрация обслуживаемых заявок k -й группы;

P_8 — проверка условия $t_j^o > T_0$;

P_9 — проверка условия $t_j^o < t_i^n$ после того, как j -й аппарат принял заявку на обслуживание;

P_{10} — проверка условия $t_j^o < t_j^a$ для всех аппаратов ($j=1, 2, \dots, n_1$), которые могут обслуживать k -ю группу заявок (n_1 — число аппаратов, пар звеньев рабочих);

P_{11} — проверка законченности обслуживания до момента t_i^a всех заявок k -й группы;

P_{12} — проверка условия $n > m$ (m — число групп заявок в системе обслуживания);

F_{13} — формирование номера аппарата для обслуживания группы заявок, поступившей в момент t_i^a .

Группа операторов Φ_{14} — F_{25} рассматривает процесс обслуживания заявок в период времени t_n после момента t_i^a до тех пор, пока не будет закончено обслуживание какой-либо группы заявок, поступившей до момента t_i^a , и освободившийся аппарат сможет приступить к обслуживанию очередной группы заявок, поступившей в момент t_i^a . В этот период времени t_n комбайн простаивает из-за отставания крепи, так как все рабочие заняты возведенном рам крепи в предыдущих группах.

Φ_{14} — формирование случайного времени обслуживания очередной заявки $t_{п.р}$ и момента окончания обслуживания заявки в m -й группе;

P_{15} — проверка, закончено ли обслуживание всех заявок в m -й группе;

K_{16} — счетчик числа групп, рассмотренных операторами Φ_{14} и P_{15} ;

P_{17} — проверка, во всех ли группах заявок закончено рассмотрение процесса обслуживания;

H_{18} — подготовка операторов Φ_{14} — Φ_{17} к обслуживанию очередной заявки;

P_{19} — проверка условия $t_m^o > t_j^o$ (t_m^o — момент окончания обслуживания m -й группы заявок; t_j^o — момент окончания обслуживания заявок во всех остальных группах).

Проверка условия $t_m^o > t_j^o$ дает возможность установить, есть ли аппараты, которые заканчивают обслуживание заявки в своей группе раньше, чем будет закончено обслуживание m -й группы.

P_{20} — проверка, все ли заявки j -й группы обслужены;

Φ_{21} — то же, что оператор Φ_{14} ;

H_{22} — фиксирование, что имеется аппарат, для которого выполняется условие $t_m^o > t_j^o$;

K_{23} — счетчик числа групп, рассмотренных операторами P_{19} — Φ_{21} ;

P_{24} — то же, что оператор P_{17} ;

F_{25} — то же, что оператор F_{13} ;

A_{26} — вычисление времени простоя комбайна t_n ;

A_{27} — обработка результатов моделирования и выдача на печать;

P_{28} — проверка, равно ли нулю время простоя комбайна из-за отставания крепления;

A_{29} — увеличение числа аппаратов на единицу и подготовка модели к реализации с новым числом аппаратов;

Y_{30} — окончание моделирования.

Чистое машинное время моделирования процесса крепления на ЭВМ «Урал-4» при времени реализации в 100 смен составляет 4 мин на один вариант численности рабочих [38].

В результате моделирования определяются показатели, характеризующие эффективность использования во времени комбайна и рабочих по креплению; процент времени простоя комбайна в смену из-за отставания крепления; процент времени простоя рабочих в смену из-за отсутствия работ по креплению.

В качестве примера в табл. 8. III приведены данные по 8-й восточной лаве пласта n_1 шахты «Октябрьская» комбината Донецк-

Таблица 8. III

ν_{II}	P_i	t_p	P_i	t_n	P_i	$t_{кр}$	P_i
0,3	0,0080	1,5	0,302	5	0,652	0,75	0,0631
0,5	0,0150	4,5	0,238	15	0,145	1,05	0,3470
0,7	0,0326	7,5	0,128	25	0,073	1,35	0,1900
0,9	0,0607	10,5	0,100	35	0,040	1,65	0,1263
1,1	0,0969	13,5	0,091	45	0,028	1,95	0,1052
1,3	0,1320	16,5	0,030	55	0,017	2,25	0,0630
1,5	0,1540	19,5	0,040	65	0,011	2,55	0,0630
1,7	0,1540	22,5	0,017	75	0,006	2,85	0,0425
1,9	0,1320	25,5	0,022	85	0,006		
2,1	0,0969	28,5	0,011	95	0,003		
2,3	0,0607	34,5	0,021	105	0,019		
2,5	0,0326						
2,7	0,0150						
2,9	0,0095						

уголь, характеризующие распределение скорости подачи комбайна ν_{II} , времени на его работу t_p , простоя t_n и возведение рамы крепи $t_{кр}$. Призобойная крепь состояла из рам, устанавливаемых по простиранью (две стойки ГС под деревянный верхняк длиной 2,2 м). Расстояние между рамами 0,8 м.

Результаты моделирования приведены в табл. 9. III.

Таблица 9. III

Численность рабочих по креплению	Время простоя комбайна в смену, %	Время простоя рабочих в смену, %	Убытки вследствие простоя комбайна, руб/смену	Убытки вследствие простоя рабочих по креплению, руб/смену	Суммарные убытки, руб/смену
2	23,82	18,55	240	4,00	244,00
4	2,60	30,00	26,4	12,90	39,30
6	0,07	36,28	0,72	23,30	24,02
8	0,00	39,70	0,00	34,00	34,00

Окончательный выбор численности рабочих по креплению производится путем учета убытков от простоя комбайна (вследствие ожидания крепления) и рабочих по креплению (из-за отсутствия достаточного фронта работ).

Убытки, рассчитанные для рассматриваемого примера при $C_1 = 0,04$ руб/мин и $C_2 = 3,78$ руб/мин, приведены в табл. 9. III.

Наименьшие суммарные убытки соответствуют оптимальной численности рабочих. В нашем примере это 6 рабочих.

§ 5. Расчет необходимого числа рабочих при управлении кровлей

Наиболее прогрессивным способом управления кровлей в очистных забоях, оборудованных индивидуальными крепями, является полное обрушение на металлические посадочные стойки ОКУМ (ОКУ) или на обрезную гидравлическую крепь «Спутник».

Процесс управления кровлей с помощью посадочных стоек ОКУМ складывается из следующих основных операций:

1) расчистка тумбы и дороги для ее передвижки от упавшей породы;

2) разгрузка тумбы путем выбивания клина;

3) передвижка тумбы на новую дорогу;

4) распор тумбы, забивка клина;

5) удаление контрольной стойки;

6) переход к следующей тумбе.

Процесс управления кровлей с помощью обрезной гидравлической крепи «Спутник»:

1) передвижка конвейера;

2) снятие нагрузки с крепи;

3) передвижка тумбы крепи на новую дорогу;

4) установка крепи под нагрузку;

5) переход к следующей тумбе.

Передвижкой тумбы ОКУМ занимаются не менее двух рабочих, а крепи «Спутник» — один рабочий.

Наблюдения за процессом управления кровлей с помощью тумб ОКУМ и крепи «Спутник» показали, что время передвижки зависит от многих факторов (устойчивости боковых пород, размеров крепи, квалификации рабочих и т. д.) и является случайным.

Обработка хронометражных наблюдений за временем передвижки тумб позволила установить, что распределение времени подчиняется экспоненциальному закону (рис. 39) со средним временем передвижки $\bar{t}_{пер}$ и среднеквадратическим отклонением σ .

Тогда интенсивность передвижки одной секции крепи составит

$$\mu = \frac{1}{\bar{t}_{пер}}, \text{ секций/мин.} \quad (21. III)$$

Управление кровлей в зависимости от угла падения пласта может производиться либо одновременно с выемкой, либо порознь.

Управление кровлей в процессе выемки угля производится после того, как комбайн будет находиться не ближе 30 м от места начала посадки кровли.

Необходимое число рабочих, занятых процессом управления кровлей, можно рассчитать по формулам:

1. При управлении кровлей в процессе выемки угля

$$z = \frac{(l_n - \Sigma l_n) v_n k_r^{0,3} [1 - l_n k_{r,n}^{y_n} (v_n m)]}{h \mu (l_n - \Sigma l_n - 30)}, \text{ чел. (звеньев)}, \quad (22. III)$$

где Σl_n — суммарная длина ниш, м;
 h — расстояние между посадочными стойками крепи, м;
 μ — интенсивность передвижки одной секции крепи, секций/мин.

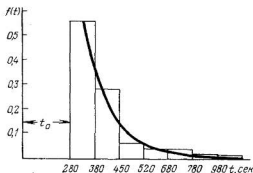


Рис. 39. Плотность двухпараметрического экспоненциального распределения времени передвижки тумб типа ОКУМ в условиях шахты им. Абакумова

Результаты, полученные по формуле (22. III), означают: при управлении кровлей с помощью тумб ОКУМ — число звеньев (пар) рабочих; при управлении кровлей с помощью гидравлической крепи «Спутник» — число рабочих.

2. При управлении кровлей без совмещения с процессом выемки

$$z = \frac{(l_n - \Sigma l_n)}{h \mu t_{\text{рег}}}, \text{ чел. (звеньев)}, \quad (23. III)$$

где $t_{\text{рег}}$ — регламентированное время посадки кровли, мин.

Если управление кровлей производится в ремонтно-подготовительную смену,

$$t_{\text{рег}} = T_{\text{см}} - t_{\text{п.з}}, \text{ мин.} \quad (24. III)$$

В качестве примера произведем расчет числа рабочих, занятых управлением кровлей, для следующих условий:

$l_n = 200$ м; $\Sigma l_n = 15$ м; $v_n = 1,5$ м/мин; $k_r^{0,3} = 0,8$; $l_n k_{r,n}^{y_n} = 0,25$;
 $h = 2$ м; $\mu = 1,7$ секций/мин для посадочной крепи «Спутник»; $\mu = 0,107$ секций/мин для посадочной крепи ОКУМ.

Боковые породы — средней устойчивости.

1. Управление кровлей гидравлической крепью «Спутник»

$$z = \frac{(200 - 15) 1,5 \cdot 0,8 (1 - 0,25)}{2 \cdot 1,7 (200 - 15 - 30)} = 0,25.$$

Для этих условий достаточно иметь одного рабочего по передвижке крепи «Спутник».

2. Управление кровлей индивидуальной посадочной крепью ОКУМ

$$z = \frac{(200 - 15) 1,5 \cdot 0,8 \cdot 0,75}{2 \cdot 0,107 (200 - 15 - 30)} = 5 \text{ пар.}$$

В этом случае необходимо иметь 5 звеньев рабочих (всего 10 человек) по передвижке посадочной крепи.

§ 6. Оценка влияния горно-геологических факторов на процессы крепления и управления кровлей

Длительность крепления и управления кровлей в значительной степени зависит от состояния боковых пород и особенно кровли.

Проведенные авторами исследования влияния горно-геологических факторов на уровень обслуживания одного комплекта крепи позволили рекомендовать следующие значения коэффициентов.

Для агрегатированных крепей при среднем уровне обслуживания (боковые породы средней устойчивости) $\mu = 1,1$ секций/мин; коэффициент k , учитывающий состояние кровли: $k = 1,5$ — для устойчивой кровли; $k = 0,91$ — для неустойчивой;

для комплектных крепей при среднем уровне обслуживания $\mu = 0,48$ секций/мин (боковые породы средней устойчивости), $k = 0,9$ для неустойчивых пород;

для посадочной крепи «Спутник» при среднем уровне обслуживания $\mu = 1,7$ секций/мин (боковые породы средней устойчивости), $k = 1,12$ — для устойчивых пород и $k = 0,87$ — для неустойчивых;

для посадочной крепи типа ОКУМ при среднем уровне обслуживания $\mu = 0,107$ тумб/мин (боковые породы средней устойчивости), $k = 0,72$ — для неустойчивых боковых пород и $k = 1,33$ — для устойчивых боковых пород.

Таким образом, при расчете оптимального числа рабочих по креплению призабойного пространства необходимо учитывать состояние боковых пород очистного забоя путем корректировки среднего уровня обслуживания соответствующими коэффициентами.

Например, рассчитать оптимальное число рабочих по креплению призабойного пространства для лавы, оборудованной гидрофицированным комплексом КМ-87. Боковые породы — неустойчивые.

В этом случае в формулы (14. III), (15. III), (22. III), (23. III), необходимо подставлять:

$$\mu' = \mu k = 1,1 \cdot 0,91 = 1 \text{ секция/мин.}$$

§ 7. Оценка эксплуатационной надежности механизированных крепей и надежности крепления очистных забоев для различных технологических схем выемки

Механизированная крепь современных узкозахватных комплексов должна обеспечивать бесперебойную работу выемочных и доставочных машин комплексов и безопасность работ в очистном забое. Опыт ее эксплуатации показывает, что наряду с отказами, вызывающими простои комплекса, т. е. перерывы в работе выемочной или доставочной машины, имеют место также отказы, устранение которых совмещается с работой основного оборудования (совместимые отказы) или может быть отложено на некоторое время (несрочные отказы). По отказам, вызывающим простои комплекса, определяются показатели надежности крепи как составной части комплекса, влияющей на его производительность (критерии таких показателей надежности приведены в гл. II, § 4). По общему числу отказов крепи, вызывающих и не вызывающих простои комплекса, зафиксированному в рабочие и ремонтно-подготовительные смены, определяются показатели, характеризующие надежность крепи в целом.

Хронометражные наблюдения за работой крепи в добычные смены должны проводиться минимум двумя хронометражистами, из которых один наблюдает за крепью, а второй — за работой выемочной и доставочной машин.

Сопоставление времени обнаружения отказов крепи и их устранения и времени возникновения простоев выемочной и доставочной машин дает возможность точно учитывать отказы крепи, вызывающие простои выемочного комплекса.

Следует отметить, что различные элементы механизированной крепи имеют неодинаковое эффективное время работы за один и тот же отрезок календарного времени. Так, эффективное время работы насосной станции и гидромагистрالی обычно меньше календарного. Поэтому наработки на отказ насосной станции, рассчитанные по эффективному и календарному времени работы, будут отличаться на величину коэффициента k_3 , характеризующего степень использования элемента во времени [31]:

$$\bar{T}_3 = k_3 \bar{T}_к, \quad (25. III)$$

где \bar{T}_3 и $\bar{T}_к$ — наработки на отказ соответственно по эффективному и календарному времени работы.

Наработку таких элементов секций, как золотники гидроблоков, клапаны податливости и др., удобно определять по числу перемещений золотника или срабатываний клапана до отказа.

Наработка на отказ несущих элементов секций крепи (перекрытия, стойки) определяется исходя из числа отказов, вызвавших простои основного оборудования за эффективное время его работы, а также из общего числа отказов за календарное время работы.

Таким образом, методы определения наработок на отказ или до отказа для всех элементов крепи могут быть установлены в каждом конкретном случае в зависимости от конструктивных особенностей и схемы работы механизированной крепи.

Механизированная крепь представляет собой сложную систему взаимодействия целого ряда секций с домкратами передвижения секций (конвейера), насосной станции и гидрокоммуникаций от насосной станции к секциям. Для определения показателей надежности крепи в зависимости от числа секций, установленных в забое, целесообразно всю крепь разбить на элементы.

Нарботка на отказ для крепи в целом связана с наработками на отказ линейных секций $\bar{T}_{л.с.}$, насосной станции $\bar{T}_{н.с.}$, магнитной станции $\bar{T}_{м.с.}$ и гидромагистралей $T_{г.м}$ следующим соотношением:

$$\bar{T}_k = \frac{1}{\frac{1}{\bar{T}_{л.с.}} + \frac{1}{\bar{T}_{н.с.}} + \frac{1}{\bar{T}_{г.м}} + \frac{1}{\bar{T}_{м.с.}}}, \text{ мин.} \quad (26. \text{III})$$

Исследованиями МГИ, ДПИ, ДонУГИ, ИГД им. А. А. Скочинского и других институтов установлено, что время безотказной работы механизированной крепи в целом подчиняется экспоненциальному закону распределения. Тогда

$$\frac{1}{\bar{T}_{л.с.}} = \lambda_{л.с.}; \quad \frac{1}{\bar{T}_{н.с.}} = \lambda_{н.с.}; \quad \frac{1}{\bar{T}_{г.м}} = \lambda_{г.м.}; \quad \frac{1}{\bar{T}_{м.с.}} = \lambda_{м.с.}$$

и формула (26. III) может быть переписана в следующем виде:

$$T_k = \frac{1}{\sum_{i=1}^a \lambda_i}, \text{ мин.} \quad (27. \text{III})$$

где $i=1, 2, \dots, a$ — составляющие системы крепи.

Время восстановления крепи как системы

$$\tau_k = \frac{\sum_{i=1}^a \tau_i}{n}, \text{ мин.} \quad (28. \text{III})$$

где $\Sigma \tau_i$ — суммарное время восстановления работоспособности крепи как системы, мин (ч);

n — число отказов.

На рис. 40 показана гистограмма распределения времени безотказной работы крепи М-87 для средних горно-геологических условий Донбасса. Из сопоставления гистограммы случайных значений времени безотказной работы t_p крепи М-87 и выравнивающей экспоненциальной кривой распределения (см. рис. 40) может быть принята гипотеза о распределении случайных величин по экспоненциальному закону.

Таблица 10. III

Крепь	Длина лавы, м	Наработка на отказ \bar{T}_K , мин	Время восстановления \bar{T} , мин	Коэффициент готовности $K_{гр}$
М-87	180	154	22	0,87
«Донбасс»	160	90	31	0,745
КМК-97	130	105	26	0,8
ОМКТ (подмосковный угольный бассейн)	60	308	26	0,922

В табл. 10. III приведены параметры показателей надежности некоторых типов механизированных крепей.

В практической деятельности шахт большое значение представляет оценка надежности крепления очистных забоев.

Для количественной оценки надежности крепления были отобраны следующие технологические схемы:

1. Узкозахватная выемка с механизированными крепями (см. рис. 1):

а) КМ-87; б) «Донбасс»:

Узкозахватная выемка с индивидуальными крепями (см. рис. 3, 4):

а) К-101; б) БК-52.

3. Струговая выемка с индивидуальной крепью (см. рис. 3).

Под надежностью крепления призбойного пространства понимается вероятность обеспечения безопасных условий труда, т. е. отсутствия обрушения пород кровли в рабочее пространство лавы, вызывающего аварии машин и механизмов.

Так как время между двумя последовательными обрушениями пород кровли в призбойное пространство лавы является случайным и непрерывным, возникает необходимость установления закона распределения этого времени и определения его параметров.

Установление закона распределения времени между двумя обрушениями пород кровли производится на основании хронометражных (статистических) данных опыта работы технологических схем выемки в различных горно-геологических и горнотехнических условиях. В табл. 11. III приведен пример расчета параметров распределения и установления закона распределения времени между двумя последовательными обрушениями пород кровли для лавы, оборудованной узкозахватным комбайном К-101 и индивидуальной крепью (см. рис. 4).

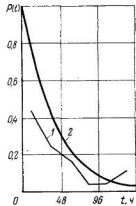


Рис. 40. Гистограмма распределения времени безотказной работы крепи М-87:

1 — эмпирическая кривая; 2 — теоретическая кривая

Интервалы, ч $t_i - t_{i-1}$	Частота M_i	Частота W_i	Средина интервала \bar{t}_i	$a = 24$ $\Delta t = 48$ $b = \frac{\bar{t}_i - a}{\Delta t}$	bM_i	b^2M_i	$x_1 = \frac{t_i - t_0}{\sigma}$	$x_2 = \frac{t_{i+1} - t_0}{\sigma}$	$\Phi(x_1)$	$\Phi(x_2)$	$P(x)$	$F(x)$	$1 - F(x)$	M'
0—48	8	0,167	24	0	0	0	-1,71	-1,04	-0,913	-0,702	0,105	0,043	0,957	5
48—96	11	0,229	74	1	11	11	-1,04	-0,365	-0,702	-0,288	0,207	0,149	0,851	10
96—144	13	0,271	120	2	26	52	-0,365	0,309	-0,288	0,243	0,265	0,356	0,644	13
144—192	7	0,146	168	3	21	63	0,309	0,985	0,243	0,675	0,216	0,621	0,379	10
192—240	5	0,104	216	4	20	80	0,985	1,65	0,675	0,901	0,113	0,837	0,163	5
240—288	4	0,083	264	5	20	100	1,65	2,33	0,901	0,908	0,039	0,950	0,05	2

$$\Sigma M_i = 48 \quad \Sigma W_i = 1,0$$

$$\Sigma bM_i = 98 \quad \Sigma b^2M_i = 306$$

$$t_0 = a + \Delta t \frac{\Sigma bM_i}{\Sigma M_i} = 122 \text{ ч;}$$

$$\sigma = \Delta t \sqrt{\frac{\Sigma b^2M_i}{\Sigma M_i} - \left(\frac{\Sigma bM_i}{\Sigma M_i}\right)^2} = 71,2 \text{ ч;}$$

$$\alpha = \left(\frac{\bar{t}_0}{\sigma}\right)^2 - 1 = 1,95.$$

На рис. 41 приведено распределение времени между двумя последовательными обрушениями пород кровли. Характер гистограммы позволяет предположить, что время между двумя последовательными обрушениями пород кровли имеет теоретическое распределение, следующее нормальному закону с плотностью вероятностей

$$f(t) = \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} \exp \left[-\frac{(\bar{t} - t_0)^2}{2\sigma^2} \right].$$

Интегральная функция непрерывной случайной величины выражается формулой

$$\Phi(x) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} \int_0^x e^{-\frac{x^2}{2}} dx \text{ — табулированная функция,}$$

где t — время;

Δt_0 — величина интервала времени между двумя последовательными обрушениями;

a — величина полуинтервала;

\bar{t}_0 — математическое ожидание случайной величины t ;

σ^2 — дисперсия случайной величины.

Согласие эмпирического и теоретического законов распределения произведено по Пирсону (табл. 12.III).

Обработка статистического материала, полученного на основании опыта работы рассматриваемых технологических схем выемки в условиях шахт Донецкого бассейна, подтвердила гипотезу о нормальном законе распределения времени между двумя последовательными обрушениями пород кровли в призабойное пространство.

Полученные параметры распределения приведены в табл. 13.III. Они позволяют сделать вывод о том, что наиболее надежным креплением являются механизированная и индивидуальная крепи в сочетании со стружковой выемкой. Вероятность отсутствия обрушения пород кровли в призабойное пространство выше в лавах с механизированными крепями. Среднее время между двумя последовательными обрушениями уменьшается с увеличением мощности разрабатываемого пласта (рис. 42) и имеет следующую зависимость:

$$\bar{t}_0 = bt + C, \text{ а,} \quad (29.III)$$

где b и C — эмпирические коэффициенты, $b = -66,0$; $C = 212,2$.

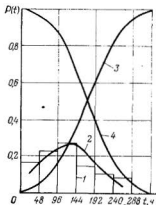


Рис. 41. Распределение интенсивности обрушения пород кровли в призабойное пространство лавы:

1 — эмпирическая плотность распределения случайной величины t ; 2 — теоретическая плотность распределения ее; 3 — интегральная кривая; 4 — дифференциальная кривая распределения случайной величины.

Таблица 12.III

$t_i + t_{i+1}$	Эмпирическая частота M	Теоретическая частота M'	$(M - M')$	$(M - M')^2$	$\frac{(M - M')^2}{M'}$
0—48	8	5	3	9	1,8
48—96	11	10	1	1	0,1
96—144	13	13	0	0	0,0
144—192	7	10	3	9	0,9
192—240	5	5	0	0	0,0
240—288	4	2	2	4	2,0
	$\Sigma M = 48$				$\Sigma \frac{(M - M')^2}{M'} = 4,8$

$$\chi^2 = \Sigma \frac{(M - M')^2}{M'} = 4,8;$$

$$k = 6 - 3 = 3;$$

$$P(\chi^2) > 0,18.$$

Таблица 13.III

Технологические схемы	Параметры распределения		
	\bar{t}_e	σ	α
Узкозахватная выемка с механизированными крепями:			
КМ-87	139,5—75,4	70,3—39,6	3—1,4
«Донбасс»	131	77,7	1,83
Узкозахватная выемка с индивидуальными крепями:			
К-101	122—113,5	71,2—54	1,95—3,4
БК-52	105	54,8	2,32
Струговая выемка с индивидуальной крепью	139,8	92,5	1,3

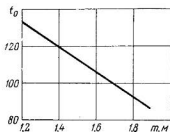


Рис. 42. Зависимость среднего времени между двумя последовательными обрушениями пород кровли в призабойное пространство лавы, оборудованной механизированной крепью М-87, от мощности пласта

Возможно и для других видов крепления увеличение мощности пласта будет отрицательно сказываться на надежности, так как при разработке пластов мощностью 1,7—2 м наблюдается значительное сдвигание пород кровли, приводящее к их растрескиванию и более частым вывалам в призабойное пространство лавы.

ВЫБОР СРЕДСТВ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ УГЛЯ ПО ЛАВЕ

§ 1. Средства транспортирования и их классификация

Для доставки угля из очистных забоев угольных шахт могут применяться ленточные, пластинчатые и скребковые конвейеры.

Однако основным и практически единственным в настоящее время видом транспорта из длинных очистных забоев являются скребковые конвейеры, рассматриваемые в настоящей главе.

Основными параметрами забойного скребкового конвейера являются: скорость движения цепи, ширина и высота решетчатого става, длина конвейера, число и мощность приводов [39].

Они определяются горно-геологическими и горнотехническими условиями применения: мощностью и углом падения пласта; направлением доставки; способом погрузки угля на конвейер; типом, производительностью и схемой работы выемочной машины и транспортных устройств за лавой; способом крепления в лаве; способами и средствами передвижки к забою лавы.

Производительность забойного конвейера, скорость движения скребковой цепи, мощность привода и длину конвейера можно изменять в определенных пределах независимо от другого забойного оборудования. Однако размеры решетчатого става зависят от оборудования, сопрягаемого с конвейером. Поэтому в качестве главного параметра скребкового конвейера выбирается ширина тягового органа, определяющая основные размеры его решетчатого става, привода и рамы. Под шириной тягового органа подразумевается размер скребка, а у двух- и трехцепных конвейеров — расстояние между осями крайних цепей.

Схема классификационных признаков забойных скребковых конвейеров приведена на рис. 43.

Поскольку основным направлением технического развития средств механизации очистной выемки является применение узкозахватных комбайнов и стругов с механизированной и индивидуальной крепью, в данной главе рассматриваются конвейеры типа СП (передвижные двух- и трехцепные изгибающиеся или с жестким ставом).

В настоящее время в промышленном производстве находятся следующие модели передвижных скребковых конвейеров [39, 40, 41]: передвижные общего назначения для лав с индивидуальной и

механизированной крепи СМ-46, СП-46М, СП-64, СП-63, СП-63М и СП-80;

передвижные, применяемые в механизированных комплексах и струговых установках МК-46, СМ-87Д, СП-63К₂, СКТ-64, КИ-3М, СП-63/3, Т-12К, СП-63ТН, СП-63ТС2, УСТК-2А₀.

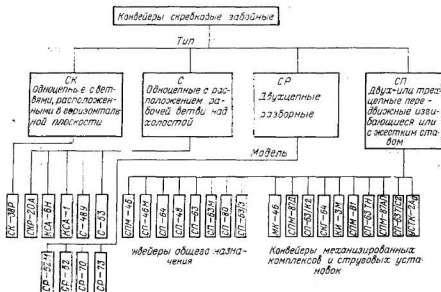


Рис. 43. Классификационная схема забойных скребковых конвейеров

Технические характеристики указанных конвейеров приведены в табл. 1.IV и 2.IV.

§ 2. Дополнительное оборудование к скребковым конвейерам

Кабелеукладчики. Несколько лет назад Гидроуглемаш разработал конструкцию автоматического кабелеукладчика АК-1, предназначенного для механизированной укладки силового комбайнового кабеля и шланга орошения за комбайнами на пластах мощностью более 1 м. Он состоит из следующих основных узлов: специального желоба для траковой цепи; траковой цепи с кабелем и шлангом орошения; крепления траковой цепи к комбайну.

Внедрение кабелеукладчика повышает безопасность работ и культуру производства, почти полностью устраняет повреждения оболочки кабеля, увеличивает рабочую скорость комбайна, высвобождает одного рабочего очистного забоя.

Таблица 1.IV

Показатели	Типы конвейеров общего назначения							СП-63/3 (комбайн ВНК)
	СПМ-46	СП-46М	СП-64	СП-48	СП-63	СП-63М	СП-80	
Производительность, т/ч .	120	160	300	150; 170	220; 260	260; 300; 355	350; 450;	260; 325
Длина в поставке, м . . .	90; 220; 170	100; 150; 200	150; 200	150	150; 200; 250	150; 200; 300	300	150; 200
Мощность электродвигателя, квт	20	20	20	32	32	45	55	55
Число электродвигателей	1; 2; 3	3; 4; 5	4; 5	2	2; 3; 4	2; 3; 4	3; 4	2; 3
Скорость движения цепи, м,сек	0,8	0,96	0,96	0,8; 0,92	0,8; 0,92	0,8; 0,92; 1,1	0,774; 0,983	0,85; 1,06
Высота решетчатого става со стороны забоя, мм .	145	145	145	183	183	183	230	183
Размер звеньев цепи, мм .	14×50	14×50	14×50	18×64	18×64	18×64	24×86	18×64
Число цепей	2	2	3	2	2	2	2	2
Длина привода, мм	2140	2177	2177	2288	2288	2284	2462	2115
	1510 ¹	2084 ²	2158 ²	1445 ¹	1626 ¹	1754 ¹	2127 ¹	
Ширина привода, мм	2100	2900	3010	1928	2140	2064	2756	2112
Ширина линейной секции, мм	484	484	634	492	645	647	806	647
Длина концевой головки, мм	1265	1265	1261	1886	1886	1100		1088
Ширина концевой головки, мм	966	966	920	886	1030	1076	Нет концевой головки	1076

Примечания. 1—над чертой—одинарного, под чертой—двояного. 2—над чертой—с двумя электродвигательными редукторами и двумя электродвигателями, под чертой—с одним электродвигательным и одним двухдвигательным редукторами и тремя электродвигателями.

В последнее время разработаны конструкции кабелеукладчиков типа ЦК (цепной кабелеукладчик) для пластов любой мощности.

Средства для передвижки забойных конвейеров. Передвижные скребковые конвейеры, работающие в комплексе с механизированными крепями, передвигаются к забою с помощью гидравлических домкратов, которыми они соединены с секциями крепи. Эти домкраты поочередно используются для передвижения секций крепи к конвейеру и его самого к забою лавы. Передвижение конвейера может быть одновременным по всей длине лавы (комплекс КМ-87) или последовательным с изгибом (комплекс КМ-81).

Показатели	Типы конвейеров, применяемых в комплексах и со струговыми установками									
	МК-46 (ком- плекс КМК-97)	СПМ-87Д (комплекс КМ-87Д)	СП-63/К, (комплекс ОМКТМ)	СКТ-64 (комплекс КТУ-3М)	КИ-3М (комплекс ИМК)	СПМ-81 (комплекс КМ-81)	СП-63 ТН (комплекс КОН)	СПМ-87АП (комплекс КМ-87А)	СП-63 Т/С, (струг УСБ-67)	УСТК-2А ₀ (струг УСТ-2А)
Производительность, т/ч	135	250; 300	240	250; 400	200	440; 570	220; 260	300; 400	260; 320	160
Длина в поставке, м	150; 200	150	60; 80; 100	60	64; 104	120; 300	200	200	200; 250; 300	150
Мощность электродвигателя, квт	22	45	32	32	32	55	32	55	32	22
Скорость движения цепи, м/сек	0,96	0,92; 1,12	0,92	0,3; 0,6	0,92	0,9; 1,17	0,8; 0,92	0,85; 1,15	0,92; 1,12	0,88
Высота решетчатого става со стороны забоя, мм	145	209	410	183	200	245	183	209	183	183
Размер звеньев цепи, мм	14×50	18×64	18×64	18×64	18×64	24×86	18×64	18×64	18×64	18×64
Число цепей	2	2	2	3	2	2	3	3	3	2
Длина привода, мм	2140	2232	2288	2745	2288	2620	2395	2130	2288	2104
Ширина приводов, мм:										
одинарного	1494		1850							
сдвоенного	2084	2064	2078	2130	2078	1805	2140	3063	2140	1545
Ширина решетчатого става, мм	484	688	895	636	895	784	738	688	645	495
Длина концевой головки, мм	1265	Нет концевой головки	1094	1330	1100	1315				
Ширина концевой головки, мм	966		1030	676	840	1408	Нет концевой головки			

При эксплуатации передвижных скребковых конвейеров в лавах, закрепленных индивидуальной металлической крепью, для их передвижения используются системы гидравлических домкратов, расположенные вдоль конвейера с определенным интервалом.

Трудоемкость передвижки конвейеров при применении стационарных гидродомкратов составляет 1,256 чел-мин/м для пластов мощностью 1,21—2 м и 1,393 чел-мин/м для всех остальных. При применении переносных домкратов эти показатели равны соответственно 2,666 и 2,889 чел-мин/м. Следует отметить, что ввиду необходимости перестановки стоек временной крепи между конвейером и забоем фактическая трудоемкость превышает нормативную.

Обычно конвейер комплектуется двумя-тремя домкратами. Шаг установки их на конвейере 6—10 м. Приводные головки передвигаются двумя домкратами. Нормативная трудоемкость передвижки головки конвейера 80 чел-мин (2 человека за 40 мин).

Устройство УПК для удержания конвейера от сползания.

Устройство предназначено для удержания конвейера СП-63ТП в комплексах КОН от сползания на наклонных пластах. При угле падения до 30° и длине лавы до 150 м можно ограничиться одним комплектом УПК в верхней части лавы. При большем угле падения и длине лавы рекомендуется устанавливать два комплекта.

С помощью устройства УПК (рис. 44) осуществляются удержание конвейера от сползания по почве пласта, передвижка привода и примыкающей к нему части става к забою, крепление кровли над приводом, подтягивание конвейера вверх по лаве в случае сползания, регулировка натяжения скребковой цепи конвейера.

Применение устройства УПК сокращает трудоемкость передвижки привода к забою. Если обычно передвижка привода СП-63 осуществляется двумя рабочими за 25—30 мин (с применением гидродомкрата ДГ-3М), то с помощью УПК эта операция производится за 7—10 мин одним рабочим с пульта управления.

§ 3. Выбор скребковых конвейеров и расчет их длины

Конвейер отвечает требованиям эксплуатации по производительности в том случае, если фактическая максимальная производительность выемочной машины не превышает производительности конвейера по технической характеристике, скорректированной по относительной скорости движения его тягового органа.

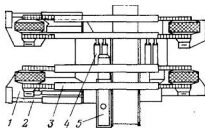


Рис. 44. Устройство УПК для удержания конвейера от сползания и его подтягивания:

1 — балка; 2 — домкраты передвижки; 3 — верхняя; 4 — домкраты подтягивания; 5 — привод конвейера

Фактическая производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_m = mrv_n\gamma, \text{ т/мин.}$$

Следует учесть, что отбор материала от выемочной машины тяговым органом конвейера происходит не с номинальной скоростью тягового органа, указанной в технической характеристике, а с относительной, которая зависит от направления движения комбайна при выемке и может быть больше или меньше номинальной.

Относительная скорость движения тягового органа

$$v_o = v_k \pm v_n,$$

где v_k — скорость движения тягового органа конвейера, м/мин;
 v_n — скорость подачи выемочной машины, м/мин.

Знак плюс принимается при встречном движении конвейера и выемочной машины, знак минус — при попутном.

Поправочный коэффициент для учета относительной скорости движения тягового органа конвейера.

$$k_k = v_o/v_n.$$

При определении коэффициента k_k следует учитывать худший случай — попутное движение конвейера и выемочной машины во время выемки угля, если оно предусмотрено технологической схемой работы лавы.

Необходимая производительность конвейера должна быть не менее

$$Q_k = k_n k_k Q_m k_y k_r 60, \text{ т/ч.} \quad (1.IV)$$

k_r — позволяет учесть фактическое снижение номинальной производительности конвейера, вызванное простоями его вследствие отказов самого конвейера;

k_n — коэффициент неравномерности, равный 1,5—1,6, учитывающий неравномерность загрузки желоба вследствие прерывного характера работы скребкового тягового органа;

k_y — коэффициент угла наклона, учитывающий угол падения пласта и направление доставки (вверх или вниз по лаве).

При доставке вниз k_y равен 1,5 для угла 10° и более и 1,3 для 5° . При доставке вверх $k_y = 0,7$ для угла 10° и 0,3 для 20° .

Ввиду резкого уменьшения производительности конвейера не рекомендуется производить выдачу угля из лавы вверх при углах падения, превышающих 10° .

Если величина Q_k оказалась выше номинальной производительности конвейера (см. табл. 1.IV и 2.IV), необходимо выбрать конвейер с большим значением скорости и произвести повторный расчет.

В ряде случаев при решении практических задач на производстве необходимо определить возможную длину конвейера L_k по формуле

$$L_k = \frac{P}{1,1 [2q_0 \cos \beta f + q (\cos \beta \omega \pm \sin \beta)]}, \text{ м,} \quad (2.IV)$$

где P — тяговое усилие привода, кгс;
 q_0 — масса 1 м тягового органа, кг;
 q — масса транспортируемого материала на 1 м желоба конвейера, кг;
 f — коэффициент сопротивления движения тягового органа;
 ω — коэффициент сопротивления движения угля;
 β — угол наклона конвейера.

Для двух- и трехцепных конвейеров с направляющими для рабочей ветви тягового органа и открытой снизу холостой ветвью (СП-63) $f=0,5$; $\omega=0,8$.

Тяговое усилие определяется по формуле

$$P = \frac{102N\eta}{v_k}, \quad (3.IV)$$

где N — суммарная мощность двигателей конвейера;
 η — к. п. д. привода, который следует принимать равным 0,8—0,85.

Масса материала на 1 м конвейера

$$q = \frac{Q_m}{3,6v_0}, \text{ кг.} \quad (4.IV)$$

Коэффициент 1,1 в формуле (2.IV) учитывает дополнительные сопротивления перемещению тягового органа и материала на криволинейных участках.

При определении допустимой длины конвейера для лавы, оборудованной комбайном или стругом, можно увеличить расчетную длину на 20—25%, поскольку полная загрузка конвейера имеет место только при нахождении выемочной машины в верхней части лавы (при выдаче угля на нижний штрек) и перегрузка двигателей в этом случае не является длительной.

§ 4. Эксплуатационная надежность забойных скребковых конвейеров

Поскольку забойными конвейерами транспортируется уголь из нш, суммарная продолжительность эффективной работы конвейеров $\Sigma t_{p. \text{конв}}$ по доставке полезного ископаемого больше времени эффективной работы комбайнов $\Sigma t_{p. \text{комб}}$.

Фактическое время работы забойного конвейера $\Sigma t_{p. \text{конв}}$ определяется из данных хронометражных наблюдений или рассчитывается по формуле [31]

$$\Sigma t_{p. \text{конв}} = k_{\text{конв}} \Sigma t_{p. \text{комб}}, \quad (5.IV)$$

где $k_{\text{конв}} > 1$ — коэффициент, учитывающий превышение суммарного времени работы конвейера по сравнению с суммарным временем работы комбайна.

По данным НИС комбината Донецкуголь, для условий Донбаса $k_{\text{норм}} = 1,15$.

На основании хронометражных наблюдений за работой скребковых передвижных конвейеров установлены показатели их надежности и отдельных узлов.

Статистические данные, использованные для оценки надежности конвейеров, представлены в табл. 3.IV и 4.IV.

Таблица 3.IV

Конвейер	Продолжительность времени наблюдений, смен	Суммарное эффективное время работы ΣT_p , мин	Число отказов n	Суммарное время устранения отказов Σt , мин
СП-63	1029	115 299	322	11 366
СПМ-87	504	53 570	162	5 746

Таблица 4.IV

Конвейер	Узел									
	Электрооборудование		Привод		Решачный стан		Концевая головка		Скребковая цепь	
	n_1	Σt , мин	n_2	Σt , мин	n_3	Σt , мин	n_4	Σt , мин	n_5	Σt , мин
СП-63	60	2220	41	2052	7	143	7	455	203	6496
СПМ-87	30	1123	24	1344	6	132	4	196	98	2951

По данным табл. 3.IV и 4.IV рассчитаны среднестатистические оценки наработки на отказ, времени восстановления, коэффициентов отказов и относительных простоев узлов конвейеров.

Среднестатистические значения наработки на отказ T_i и коэффициентов отказов k_{oi} приведены в табл. 5.IV, значения времени восстановления $T_{\text{вп}}$ и коэффициентов относительных простоев $k_{o.n}$ — в табл. 6.VI, из которой видно, что наименьшую наработку на отказ имеют отказы скребковой цепи конвейеров.

Главной причиной отказов скребковой цепи являются ее обрывы, составляющие 65—70% всех отказов, а также выход скребковой цепи из направляющих, повреждение и заклинивание скребков. Простои конвейеров из-за отказов скребковых цепей составляют 51% у конвейера СП-63 и 56,8% у конвейера СПМ-87 от общего времени простоев, вызванных всеми отказами конвейера [42].

Относительно невысокие значения наработки на отказ T_i имеют также приводы конвейеров, 75% отказов которых приходится на турбомуфты.

Таблица 5.IV

Конвейер	Наработка на отказ конвейера, мин	Узел									
		Электрооборудование		Привод		Рештачный став		Концевая головка		Скребокная цепь	
		$T_{1.}$ мин	k_{01}	$T_{2.}$ мин	k_{02}	$T_{3.}$ мин	k_{03}	$T_{4.}$ мин	k_{04}	$T_{5.}$ мин	k_{05}
СП-63	358	1920	0,186	2810	0,127	16461	0,022	16461	0,022	567	0,643
СПМ-87	330	1780	0,186	2230	0,148	8928	0,037	13392	0,024	545	0,605

Таблица 6.IV

Конвейер	Время восстановления конвейера	Узел									
		Электрооборудование		Привод		Рештачный став		Концевая головка		Скребокная цепь	
		$T_{в1.}$ мин	$k_{0.п1}$	$T_{в2.}$ мин	$k_{0.п2}$	$T_{в3.}$ мин	$k_{0.п3}$	$T_{в4.}$ мин	$k_{0.п4}$	$T_{в5.}$ мин	$k_{0.п5}$
СП-63	35	37	0,196	50	0,182	20	0,013	65	0,041	32	0,568
СПМ-87	35	37	0,200	55	0,234	22	0,023	49	0,031	30	0,512

Исследования различных авторов показали, что случайные величины времени безотказной работы и времени устранения отказов подчиняются экспоненциальному и логарифмически-нормальному законам.

Доверительные интервалы изменения наработки на отказ \bar{T}_i и времени восстановления $\tau_{в}$, рассчитанные с доверительной вероятностью 0,9, составляют:

для конвейера СП-63:

$$\begin{aligned} 398 \text{ мин} > \bar{T} > 325 \text{ мин}, \\ 39 \text{ мин} > \tau_{в} > 32 \text{ мин}; \end{aligned}$$

для конвейера СПМ-87:

$$\begin{aligned} 407 \text{ мин} > \bar{T} > 278 \text{ мин}, \\ 44 \text{ мин} > \tau_{в} > 30 \text{ мин}. \end{aligned}$$

Приведенным значениям наработки на отказ и времени восстановления соответствуют коэффициенты готовности, равные 0,912 для конвейера СП-63 и 0,905 для СПМ-87.

Надежность и долговечность скребкового конвейера в значительной мере зависят от прямолинейности става в вертикальной и горизонтальной плоскостях. Нензгибающиеся конвейеры должны быть строго прямолинейны в плоскости пласта, изгибающиеся — иметь симметричный изгиб в обе стороны.

Изогнутый по дуге став для конвейеров недопустим.

§ 5. Определение надежности очистных забоев, оборудованных узкозахватными комплексами

Отказом узкозахватного комплекса следует считать любой отказ основного или вспомогательного оборудования, вызывающий остановку выемочной машины, т. е. непредусмотренный перерыв в работах по выемке угля. Время эффективной работы технологического оборудования очистного забоя в целом следует принимать равным времени эффективной работы выемочной машины [40, 42].

Наработка на отказ технологического оборудования выемки может быть найдена из выражения

$$\bar{T}_{0.3} = \frac{\sum_i t_{pi}}{b \sum_{i=1}^b n_i}, \text{ мин/(ч)}, \quad (6.IV)$$

где $\sum_i t_{pi}$ — суммарное время эффективной работы выемочной машины, мин;

$\sum_{i=1}^b n_i$ — суммарное количество отказов основного и вспомогательного оборудования выемки;

$i=1, 2, \dots, b$ — число типов машин и оборудования, составляющих комплекс.

Время восстановления технологического комплекса выемки удобно определять через показатели времени восстановления машин и оборудования, составляющих выемочный комплекс:

$$\tau_{0.3} = \bar{T}_{0.3} \sum_{i=1}^b \frac{\tau_n}{T_i}, \text{ мин}, \quad (7.IV)$$

где $\sum_{i=1}^b \frac{\tau_n}{T_i}$ — сумма отношений времени восстановления к наработке на отказ каждой машины выемочного комплекса оборудования.

Зная вероятность безотказной работы (коэффициенты готовности) составляющих комплекса оборудования лавы, можно определить вероятность безотказной работы (коэффициент готовности) в целом комплекса оборудования:

$$P_K(t) = \prod_{i=1}^b P_i(t); \quad (8.IV)$$

$$k_K^K = \prod_{i=1}^b k_{r_i}. \quad (9.IV)$$

Наибольшее число отказов при работе комплексов (50—60%) связано с отказами узкозахватных комбайнов. На долю отказов механизированных крепей и забойных скребковых конвейеров приходится соответственно 15—30% и 10—15% всех отказов комплексов.

Анализ работы очистных забоев, оборудованных узкозахватными комплексами, показал, что надежность зависит от горно-геологических, горнотехнических, организационных факторов и квалификации обслуживающего персонала.

К горно-геологическим факторам относятся устойчивость боковых пород, крепость угля, наличие твердых включений в пласте угля, мощность пласта, водообильность, наличие геологических нарушений и т. д. Сложные горно-геологические условия могут привести даже к невозможности применения дорогостоящего оборудования из-за высокой его аварийности и значительных экономических убытков.

К горнотехническим факторам, существенным образом влияющим на надежность работы забоя, следует отнести длину лавы.

Поскольку с изменением длины лавы меняется длина тяговых цепей и электрических кабелей выемочных комбайнов, тяговых цепей стругов, скребковых цепей конвейеров, число линейных секций решетчатого става конвейеров, а также число секций механизированных крепей, показатели надежности однотипных горных машин и комплексов не будут оставаться постоянными для лав различной длины.

Поэтому с целью получения необходимых для практического пользования результатов были установлены зависимости коэффициента готовности от длины лавы с усреднением горно-геологических условий и дифференциацией по мощности разрабатываемого пласта и типу выемочной техники:

а) очистные забои, оборудованные узкозахватными машинами (2К-52, К-101, МК-67 и др.) и индивидуальными средствами крепления:

$$m = 0,6 \div 1 \text{ м};$$

$$k_r = -16 \cdot 10^{-5} l_n^2 + 54,8 \cdot 10^{-3} l_n - 45,8 \cdot 10^{-1}; \quad (10.IV)$$

$$140 \text{ м} \leq l_n \leq 210 \text{ м};$$

$$m = 1 \div 1,4 \text{ м};$$

$$k_r = -34,4 \cdot 10^{-6} l_n^2 + 14,1 \cdot 10^{-3} l_n - 54 \cdot 10^{-2}; \quad (11.IV)$$

$$80 \text{ м} \leq l_n \leq 300 \text{ м};$$

$$m = 1,4 \div 2 \text{ м};$$

$$k_r = -11,7 \cdot 10^{-8} l_n^2 + 48,7 \cdot 10^{-4} l_n + 29,3 \cdot 10^{-2}; \quad (12.IV)$$

$$80 \text{ м} \leq l_n \leq 300 \text{ м}.$$

Уравнения (10.IV), (11.IV), (12.IV) и рис. 45 показывают, что зависимость коэффициента готовности очистного забоя, оборудованного узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью, имеет параболический характер для всего диапазона мощностей.

При этом коэффициент готовности очистных забоев имеет максимальное значение при определенной длине лавы.

Так, при мощности пласта 0,6—1 м максимальное значение коэффициента готовности имеет место при длине лавы 170—190 м, при мощности пласта 1—1,4 м — 190—220 м, а при мощности 1,4—2 м — 190—230 м;

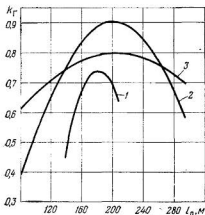


Рис. 45. Зависимость коэффициента готовности очистного забоя, оборудованного узкозахватной технологией выемки и индивидуальной крепью, от длины лавы при отработке пластов мощностью:

1 — 0,6—1 м; 2 — 1—1,4 м; 3 — 1,4—2 м

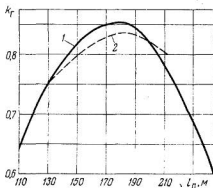


Рис. 46. Зависимость коэффициента готовности очистного забоя, оборудованного гидрофицированным комплексом КМ-87:

1 — первого типоразмера; 2 — второго типоразмера

б) очистные забои, оборудованные узкозахватной техникой (2К-52, К-101, МК-67) и гидрофицированными крепями:

для гидрофицированных комплексов I типоразмера ($m = 1,1—1,4$ м)

$$k_r = -3,3 \cdot 10^{-5} l_d^2 + 1,17 \cdot 10^{-2} l_d - 0,21; \quad (13.IV)$$

$$130 \text{ м} < l_d < 210 \text{ м},$$

для гидрофицированных комплексов II типоразмера ($m \geq 1,4$ м)

$$k_r = -5,3 \cdot 10^{-5} l_d^2 + 1,83 \cdot 10^{-2} l_d - 0,73; \quad (14.IV)$$

$$110 \text{ м} < l_d < 250 \text{ м}.$$

Приведенные зависимости (13.IV) и (14.IV) показывают, что максимальная надежность очистного забоя, оборудованного механизированным комплексом КМ-87, находится в пределах длины лав 170—190 м (рис. 46).

Таким образом, с помощью уравнений (10.IV)—(14.IV) можно определить надежность работы очистных забоев и учесть ее при расчете нагрузки на очистной забой.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ РЕМОНТНО-ПРОФИЛАКТИЧЕСКИХ РАБОТ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ**§ 1. Определение оптимальной длительности ремонтно-профилактических работ в лаве**

Важной проблемой надежности и эффективности работы технологических звеньев угольных шахт, в частности очистного забоя, является организация ремонтно-профилактических мероприятий. Своевременные и целесообразные профилактические работы позволяют не только повышать технические характеристики эксплуатируемых систем машин и механизмов в заданных горно-геологических и горнотехнических условиях и улучшать показатели их надежности, но и сокращать эксплуатационные расходы. В ряде случаев для комплекса машин и механизмов очистного забоя можно добиться требуемых показателей надежности лишь соответствующей организацией оптимальных профилактических работ. Эту проблему можно сформулировать следующим образом.

В процессе эксплуатации машины и механизмы технологического звена выемки случайным образом, последовательно переходят в состояние с худшими качественными характеристиками, в результате чего снижаются производительность очистного забоя и качество выполнения ими своих функций.

Представляется естественным стремление вернуть систему машин и механизмов технологического звена выемки путем подрегулировки, замены отказавших элементов, восстановления рабочего состояния и положения элементов и т. д. в первоначальное состояние, характеризующееся максимальным эффектом. Это вызывает определенные затраты не только экономические, но и такие, которые связаны с проведением, собственно, профилактических и ремонтных работ. Здесь необходимо учитывать потери от простоев оборудования в период проведения этих работ.

В большинстве случаев существует возможность принять такой метод проведения профилактических мероприятий, который позволяет сделать минимальными суммарные потери от затрат на профилактику и от снижения эффективности функционирования комплекса машин и механизмов очистного забоя. Существуют и другие целевые функции, оптимизация которых достигается соответствующим регламентом профилактических работ. Их можно так планировать, чтобы сделать максимальным коэффициент готовности си-

* Глава V написана совместно с В. И. Чекавским.

стемы машин и механизмов очистного забоя, вероятность ее безотказной работы в течение заданного времени или какой-нибудь другой показатель надежности.

На рис. 47 приведена классификационная схема ремонтно-профилактических работ в очистных забоях.

В табл. 1.V приведены перечень основных ремонтных работ, проводимых в комплексно-механизированных лавах, и затрачиваемое время на ремонт единицы оборудования.

Ремонтно-профилактические работы		
Характер ремонтно-профилактических работ	Обусловленные технологией выемки	Обусловленные надежностью технологического оборудования
Виды ремонтно-профилактических работ	Ежесуточные	Ежемесячные
Цель ремонтно-профилактических работ	Подготовка к следующему циклу выемки	Восстановление первоначального состояния системы машин и механизмов
Влияние на работу очистного забоя	Связанные с остановкой работ по выемке угля	Не связанные с остановкой работ по выемке угля
Исполнители	Рабочие очистного забоя	Рабочие очистного забоя, электрослесари

Рис. 47. Классификационная схема ремонтно-профилактических работ в очистных забоях

Данные табл. 1.V показывают, что время ремонта единицы оборудования не превышает, как правило, 60—100 мин. Только в аварийных случаях, т. е. при выходе из строя крупных узлов машины, оно длится более 180 мин.

Анализ работы комплексно-механизированных лав шахт Донбасса показал, что в ремонтно-подготовительную смену наряду с рабочими очистного забоя выходят от 2 до 14 электрослесарей. Длительность ремонтных работ от 0 до 360 мин [44].

Проведенные исследования позволили установить следующую зависимость надежности системы «очистной забой» от длительности проведения ремонтно-профилактических работ и других влияющих факторов:

$$k_r = 1 - \frac{T_{сут} k_{пр} (t_{рем})}{(T_{сут} - t_{п.з} n_{см} - t_{рем}) [1 - I_{д}^{k_{уд}}(m, v_n)]} \quad (1.V)$$

где $T_{сут}$ — регламентированное время работы очистного забоя в сутки, включая и время на проведение ремонтно-профилактических работ, мин;

Таблица 1.V

Работа	Время, необходимое на ремонт единицы оборудования, мин			Необходимое число рабочих	
	максимальное	минимальное	среднее	электрослесарей	рабочих общего забора

Ремонт электрооборудования

Ревизия пускателей ПМВИ-1365	40	5	20	1	—
Ревизия муфты МР-5	—	—	16	1	—
Ревизия контроллера комбайна 2К-52	65	45	51	1	—
Ремонт сигнализации	40	30	35	1	—
Ревизия АФВ	40	18	30	1	—
Проверка реле утечки УАКИ-660	10	5	10	1	—
Заправка электродвигателей конвейера смазкой с отсоединением его от редуктора	—	—	145	1	1
Ревизия ТКШВП-320	150	90	120	1	—
Замена электродвигателя комбайна 2К-52	200	170	180	2	2
Подвеска кабеля	50	30	40	2	—
Замена электродвигателя конвейера СПМ-87	150	120	130	1	2
Проверка заземления	10	5	7	1	—

Ремонт конвейеров СПМ-87 и СП-63

Выравнивание скребков тяговой цепи конвейера	7	2	4,3	—	1
Подтяжка болтов соединительных звеньев тяговой цепи	2,9	1,7	2,1	—	1
Замена соединительных звеньев тяговой цепи	36	25	30	1	1
Ревизия редукторов конвейеров, доливка масла	20	15	17	1	1
Заливка масла в турбомуфты	17	11	15	1	1
Проверка отбойника тяговой цепи	25	10	16	1	—
Проверка наличия смазки в подшипниках	30	6	18	1	—
Замена предохранительных пробок турбомуфт	5	4	5	1	—
Сокращение конвейера СП-63	35	30	35	—	4
Замена соединительных решетчатых болтов конвейера СПМ-87	12	7	10	—	1
Замена вала натяжной головки конвейера СП-63	—	—	90	2	—
Замена вала приводной головки СПМ-87	—	—	90	2	2
Замена одного решета конвейера СПМ-87	—	—	100	1	3

Ремонт крепи М-87

Крепление бокового уширителя	24	6	12	—	1
Замена высоконапорных шлангов	17	6	11	1	—
Крепление шлангов высокого давления к направляющим балкам	10	5	8	1	—
Замена гидростойки	100	90	95	1	1
Замена уплотнения в блоке управления секций	40	35	38	1	—
Проверка крепления кронштейнов к решеткам	8	7	8	—	1
Замена рессоры	—	—	60	—	2

Работа	Время, необходимое на ремонт единицы оборудования, мин			Необходимое число рабочих	
	максимальное	минимальное	среднее	электросварщиков	рабочих очистного забоя
Ревизия блоков управления секцией	35	30	33	1	—
Замена вкладышей соединения основания секции с кронштейном	10	5	7	—	1
Укладка направляющих балок крепи	23	20	21	—	2
Замена перекрытия секции крепи М-87	—	—	90	1	3
Замена стаканов стойки секции крепи	—	—	120	2	—
Ремонт комбайна 2К-52					
Ревизия редуктора режущей части	60	30	60	1	—
Осмотр тяговой цепи	45	30	35	1	—
Регулировка шнеков режущего органа	27	10	21	2	—
Доливка масла в редуктор режущей части	100	40	56	2	—
Осмотр и ревизия системы орошения комбайна	30	25	30	1	—
Обтяжка крепежных болтов комбайна	60	90	76	2	—
Замена масляного фильтра подающей части	25	25	25	1	—
Замена домкрата подъема верхнего шнека	—	—	120	2	—
Замена насоса подающей части комбайна	—	—	180	3	—
Замена зубков на рабочем органе комбайна	1,5	1,3	1,35	2*	—
Ремонт маслостанции СМУ-1М					
Замена и промывка фильтров	90	85	90	1	—
Замена масла в маслостанции	45	40	40	1	(1)
Регулировка работы насосов	90	80	90	1	—
Сокращение шлангов высокого давления	12	5	10	1	—
Замена обратного клапана в блоке	—	—	35	1	—
Ревизия предохранительных клапанов, автоматов разгрузки	35	30	35	1	—
Промывка фильтров	45	20	30	1	—
Замена пружины в насосе Н-403	35	20	27	1	—
Ревизия насосов Н-403; замена плунжеров	60	30	40	1	—
Замена насоса Н-403	120	75	90	1	1
Замена электродвигателя насоса подпитки	120	75	95	1	1

* Машинист комбайна и его помощник.

$k_{\text{пр}}(t_{\text{рем}})$ — удельный вес простоев очистного забоя, зависящий от длительности проведения ремонтно-профилактических работ; определяется по эмпирической формуле

$$k_{\text{пр}} = -0,04 + \frac{35}{t_{\text{рем}} + 140};$$

$$0 \leq t_{\text{рем}} \leq 480 \text{ мин}$$

(2.V)

или из графика (рис. 48);

- $t_{\text{рем}}$ — длительность ремонтно-профилактических работ, мин;
 $t_{\text{п.з}}$ — время подготовительно-заключительных операций в очистном забое, мин;
 $n_{\text{см}}$ — число смен по выемке угля;
 $l_{\text{л}}$ — длина лавы, м;
 $k_{\text{т.п}}^{\text{у.г}}$ — коэффициент технологических перерывов, зависящий от мощности разрабатываемого пласта m и скорости подачи выемочной машины $v_{\text{п}}$; он определяется по формулам или из графика (рис. 49).

Результаты расчетов по формуле (1.V) для лав длиной 150 и 200 м, оборудованных комплексами КМ-87, со скоростью подачи комбайна $v_{\text{п}}=2$ м/мин и мощности пласта $m=1,5$ м приведены на рис. 50, откуда видно, что а) с ростом длины лавы надежность очистного забоя снижается; б) наиболее низкая надежность наблюдается при отсутствии времени на проведение ремонтно-профилактических работ; в) с увеличением времени до 180 мин наблюдается резкое возрастание надежности работы забоя, но при дальнейшем увеличении длительности ремонта надежность забоя увеличивается в значительно меньшей степени.

Оптимизацию времени проведения ремонтно-профилактических работ в очистном забое можно производить по ожидаемой суточной нагрузке на лаву

$$\bar{Q} = (T_{\text{сут}} - t_{\text{рем}} - t_{\text{п.з}} n_{\text{см}}) v_{\text{п}} m \gamma C k_{\text{т.п}}^{\text{у.г}} \times [1 - l_{\text{л}} k_{\text{т.п}}^{\text{у.г}}(m, v_{\text{п}})], \text{ т/сутки}, \quad (3.V)$$

где \bar{Q} — ожидаемая нагрузка на лаву, т/сутки;

γ — удельный вес угля, т/м³;

C — коэффициент извлечения угля в очистном забое; принимается в расчетах 0,95—0,98.

Как видно из формул (1.V), (3.V), с увеличением времени ремонтно-профилактических работ уменьшается время на непосредственную выемку угля в забое, но увеличивается надежность работы комплекса машин и механизмов.

С другой стороны, уменьшение времени на ремонтно-профилактические работы приводит, во-первых, к уменьшению надежности

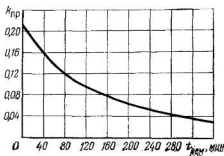


Рис. 48. Зависимость коэффициента простоя очистного забоя от длительности ремонтно-профилактических работ для комплексно-механизированных очистных забоев

работы комплекса машин и механизмов выемки, а во-вторых, к увеличению времени на непосредственную выемку угля.

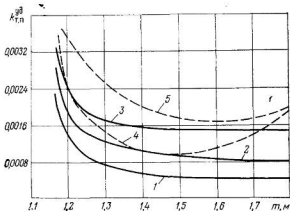


Рис. 49. Зависимость коэффициента технологических перерывов $K_{т.п}^{гд}$ от мощности разрабатываемого пласта и скорости подачи выемочной машины:
 1 - $v_{п} = 0,5$ м/мин; 2 - $v_{п} = 1$ м/мин; 3 - $v_{п} = 1,5$ м/мин;
 4 - $v_{п} = 2,5$ м/мин; 5 - $v_{п} = 3$ м/мин

Очевидно, существует такая длительность времени ремонта, при которой обеспечивается максимально ожидаемая суточная нагрузка на лаву.

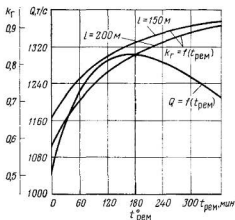


Рис. 50. Зависимость коэффициента готовности и суточной нагрузки очистного забоя от длительности ремонтно-профилактических работ в комплексно-механизированных лавах при различной их длине

На рис. 51 показаны зависимости ожидаемой суточной нагрузки на лаву [кривые (1), (2), (3), (5)] и коэффициента готовности (кривые 1, 2, 3, 4, 5) от длительности ремонтно-профилактических работ. В качестве исходных условий приняты: $l_{л} = 200$ м; $v_{п} = 0,5$; 1; 1,5; 2; 2,5 м/мин; $m = 1,5$ м; $r = 0,63$ м; $\gamma = 1,35$ т/м³; $t_{п.з} = 30$ мин; $C = 0,97$.

Из графика (кривые 1, 2, 3, 4, 5) видно, что увеличение скорости подачи выемочной машины приводит к снижению надежности очистного забоя, особенно при отсутствии времени на проведение ремонтно-профи-

лактических работ. Так, при скорости подачи комбайна 0,5 м/мин максимально ожидаемая суточная добыча обеспечивается 120 минутами ремонта (кривая (1)), а при $v_n=2,5$ м/мин — 240 минутами (кривая (5)).

Таким образом, длительность проведения ремонтно-профилактических работ обусловливается комплексом факторов, основные из которых — скорость подачи выемочной машины, длина лавы, мощность пласта, состояние боковых пород.

§ 2. Экономико-математическая модель оптимизации численности ремонтных рабочих в комплексно-механизированных лавах

Практика работы комплексно-механизированных очистных забоев на шахтах Донбасса показала, что в ремонтно-подготовительную смену для проведения ремонтно-профилактических работ выходят наряду с электрослесарями и рабочие очистного забоя.

Намечается определенный объем ремонтно-профилактических работ по комбайнам, конвейерам, гидравлической крепи, энерго- и электрооборудованию, штрековому оборудованию. Выполняемые ремонты и осмотры узлов в целом и систем распадутся на ряд подсистем, обслуживание которых может производиться либо одновременно, либо в определенной очередности. Очевидно, содержание большого числа ремонтных рабочих, с одной стороны, ускорит время ремонта, а с другой — приведет к значительному их простоям, так как трудоемкость выполнения ремонтных работ подсистем различна. Если ремонтных рабочих недостаточно, длительность ремонта увеличивается, в связи с чем будет потеряно для шахты определенное количество добычи.

Таким образом, возникает следующая экономическая задача. Каково должно быть число ремонтных рабочих, чтобы время, потерянное ими, с одной стороны, и комплексом машин и механиз-

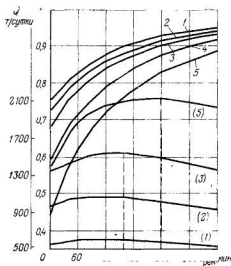


Рис. 51. Зависимость коэффициента готовности и суточной нагрузки [(1)–(5)] комплексно-механизированного очистного забоя от длительности ремонтно-профилактических работ при скорости подачи комбайна:

1 — 0,5 м/мин; 2 — 1 м/мин; 3 — 1,5 м/мин;
4 — 2 м/мин; 5 — 2,5 м/мин

мов очистного забоя — с другой, приводило к минимальным затратам.

Расчет производится по формуле [44, 45]

$$z = S(k_p) + B(k_p) \rightarrow \min, \quad (4.V)$$

где $S(k_p)$ — убытки, возникающие от простоев действующих очистных забоев в ожидании окончания ремонтно-профилактических работ, руб.;

$B(k_p)$ — убытки, возникающие от простоев рабочих, занятых на проведении ремонтно-профилактических работ в забое, и другого обслуживающего персонала, руб.

Определение экономически целесообразного числа ремонтных рабочих сводится к минимальной сумме убытков по забою путем изменения числа этих рабочих.

Определение величины $S(k_p)$ производится по формуле

$$S(k_p) = \sum \bar{\theta}_i \bar{t}_{jk_p} C_2, \text{ руб./сутки}, \quad (5.V)$$

где θ_i — среднее число заявок на ремонт элементов системы обслуживания очистного забоя в ремонтно-подготовительное время; определяется путем обработки статистических данных опыта проведения ремонтно-профилактических работ для выбранной техники и технологии выемки угля с учетом влияния горнотехнических факторов по формуле

$$\bar{\theta}_i = \sum_{j=1}^n \theta_{ij} W_j, \quad (6.V)$$

где θ_{ij} — число заявок на ремонт j -го элемента i -й системы;
 W_j — частоты, соответствующие наблюдаемому числу заявок j .

Необходимо отметить, что поток заявок на выполнение ремонтно-профилактических работ в комплексно-механизированных лавах подчиняется закону Пуассона;

\bar{t}_{jk_p} — среднее время простоя очистного забоя в ожидании окончания ремонтно-профилактических работ; определяется по номограмме (рис. 52) или по формуле

$$\bar{t}_{jk_p} = \frac{k_p^k \varphi^k P_0}{\mu k_p k_p! (1 - \varphi)^{k_p}} P_0, \text{ мин}, \quad (7.V)$$

$$P_0 = \frac{1}{\frac{k_p^k \varphi^k}{k_p! (1 - \varphi)} + 1 + \frac{k_p \varphi}{1!} + \frac{k_p^2 \varphi^2}{2!} + \dots + \frac{k_p^k \varphi^k P^{-1}}{(k_p - 1)!}}$$

вероятность того, что время ожидания равно 0.

k_p — число рабочих, занятых на проведении ремонтно-профилактических работ;

$$\varphi = \frac{\sum \bar{\theta}_i}{t_{\text{рем}}^{\text{рег}} \mu_i k_p}, \quad (8.V)$$

$t_{\text{рем}}^{\text{рег}}$ — регламентируемое время ремонта, мин.

μ — интенсивность (уровень) ремонта единицы оборудования одним рабочим;

$\mu_i = \frac{1}{t_{pi}}$ — при распределении времени ремонта единицы оборудова-

ния по экспоненциальному закону и $\mu_i = \frac{2}{t_{pi}}$

по закону Эрланга.

t_{pi} — ожидаемое время ремонта единицы оборудования, мин; определяется путем проведения хронометражных наблюдений за процессом ремонта оборудования лавы в течение 50—70 смен. Затем устанавливается закон распределения времени ремонта единицы оборудования и его параметры, т. е. среднее время ремонта и среднеквадратическое отклонение от среднего значения.

При использовании для определения $t_{кр}$ номограммы (рис. 52) берем различные значения $k_p = 1, 2, 3, \dots$ и вычислим значения, соответствующие φ . Каждой рассматриваемой абсциссе k_p сопоставим точку пересечения прямой, параллельной оси ординат и проходящей через эту абсциссу, с кривой, соответствующей подходящему значению φ , а в случае надобности производится интерполяция.

C_2 — убытки от простоя действующего очистного забоя в единицу времени, руб/мин (руб/сутки). Они складываются из условно-постоянных затрат по участку и части общешахтных условно-постоянных затрат β_m , не зависящих от числа очистных забоев:

$$C_2 = \beta_{уч} + \beta_m \frac{Q_n}{A_m}, \quad \text{руб/сутки}, \quad (9.V)$$

где A_m — нагрузка на шахту, т/сутки;

Q_n — нагрузка на лаву, т/сутки;

$\beta_{уч}$ и β_m — условно-постоянные затраты, руб/сутки.

Для различных горно-геологических и горнотехнических условий эксплуатации условно-постоянная часть затрат по действующему добычному участку $\beta_{уч}$ определяется по формулам, разработанным ДонУГИ и приведенным в табл. 2.V. При этом приняты следующие условные обозначения:

m — мощность разрабатываемого пласта, м;

l_r — длина лавы, м;

H — глубина ведения работ, м;

L — длина поддерживаемых выработок на участке, м.

Условно-постоянные обще- шахтные затраты $\beta_{ш}$:

$A_{ш}$, т/сутки	1000	1500	2000	2500	3000
$\beta_{ш}$, руб./сутки	6500	7600	8660	9850	10900
$A_{ш}$, т/сутки	3500	4000	4500	5000	
$\beta_{ш}$, руб./сутки	12060	13180	14320	15400	

Таблица 2.V

Условно-постоянные затраты по участку ($\beta_{уч}$) при различной комбинной технологии выемки угля, руб./сутки

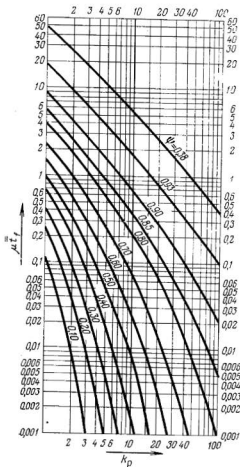


Рис. 52. Номограмма определения среднего времени простоя очистного забоя из-за ожидания окончания ремонта

Указательная с механизированной крепью

Система разработки

слошная

столбовая

слошная

столбовая

$$\beta_{уч} = 199 + 83,5m +$$

$$+ 0,635L_n + 0,199H +$$

$$+ 0,0472L + 0,277Q_n$$

$$R = 0,68$$

$$\mu = 15$$

$$\beta_{уч} = 235 + 101,5m +$$

$$+ 0,536L_n + 0,145H +$$

$$+ 0,044L + 0,21Q_n$$

$$R = 0,76$$

$$\mu = 24$$

$$\beta_{уч} = 151 + 40,2m +$$

$$+ 0,825L_n + 0,145H +$$

$$+ 0,0206L + 0,122Q_n$$

$$R = 0,81$$

$$\mu = 28$$

$$\beta_{уч} = 110 + 96m + 0,682L_n +$$

$$+ 0,102H + 0,135L +$$

$$+ 0,133Q_n$$

$$R = 0,87$$

$$\mu = 41$$

Определение величины $B(k_p)$ производится по формуле

$$B(k_p) = \left(t_{\text{рем}}^{\text{пер}} k_p - \frac{\sum \bar{\theta}_i}{\mu_i} \right) C_1, \text{ руб/сутки}, \quad (10.V)$$

где $t_{\text{рем}}^{\text{пер}}$ — регламентированное время ремонта оборудования, мин; может быть равно оптимальному времени проведения ремонтно-профилактических работ;

C_1 — убытки от простоя рабочего, занятого на проведении ремонтно-профилактических работ, и другого обслуживающего персонала, руб/мин (руб/сутки),

$$C_1 = \frac{(S_1 k \xi_1 + S_2 k \xi_2) k_1}{360}, \text{ руб/мин}, \quad (11.V)$$

k_1 — коэффициент, учитывающий простои другого обслуживающего персонала; принимается 1,1—1,15,

k — коэффициент доплат к тарифной ставке; принимается [3] $k=1,84$ для Донбасса; $k=1,64$ для Мосбасса; $k=1,97$ для Караганды и Кузбасса; ξ_1 — удельный вес рабочих, имеющих квалификацию горнорабочего очистного забоя;

ξ_2 — удельный вес рабочих, имеющих квалификацию электрослесаря;

S_1 и S_2 — соответственно тарифные ставки рабочего очистного забоя и электрослесаря.

В качестве примера приведем расчет оптимального числа рабочих, необходимых для проведения ремонтно-профилактических работ в лаве, оборудованной гидрофицированным комплексом КМ-87. Исходные данные для расчета: $m=1,5$ м; $l_{\text{л}}=200$ м; $H=-500$ м; $L=1000$ м; $Q_{\text{л}}=1500$ т/сутки.

Оборудование участка можно представить в виде следующих систем: 1) выемочная машина (комбайн); 2) доставочные механизмы в лаве (конвейер СПМ-87, СП-63); 3) призабойная и посадочная крепи (гидравлическая крепь М-87); 4) маслостанции; 5) электрооборудование; 6) доставочные механизмы в штреке (конвейеры КЛ-150, электровозы и др.).

Определяем среднее число заявок на ремонт элементов системы оборудования очистного забоя, т. е. число заявок на ремонт элементов комбайна, конвейера, крепи и т. д.

В результате анализа хронометражных наблюдений, проведенных в ремонтно-подготовительные смены на шахтах «Краснолиманская», им. XXI съезда КПСС, им. РККА и других комбината Красноармейскуголь в течение 105 смен, было установлено, что поток заявок на выполнение ремонтно-профилактических работ на участках, оборудованных гидрофицированными комплексами, подчинялся закону Пуассона

$$P_{\theta}(t) = \frac{e^{-\bar{\theta}} (\bar{\theta})^{\theta}}{\theta!}. \quad (12.V)$$

Распределение объема необходимых ремонтно-профилактических работ в течение ремонтно-подготовительной смены для каждой системы оборудования участка приведено в табл. 3.V и на рис. 53. Из данных этой таблицы определяем среднее число заявок по элементам каждой системы:

$$\bar{\Theta}_{\text{комб}} = 3 \cdot 0,03 + 4 \cdot 0,007 + 5 \cdot 0,39 + 6 \cdot 0,18 + 7 \cdot 0,11 + 8 \cdot 0,007 + 9 \cdot 0,07 + 10 \cdot 0,04 + 11 \cdot 0,03 + 12 \cdot 0,01 = 6,2 \text{ единицы.}$$

Аналогичным образом находим $\bar{\Theta}_{\text{конт}} = 19,5$ единицы; $\bar{\Theta}_{\text{рем}} = 16,5$ единицы; $\bar{\Theta}_{\text{масл}} = 4,6$ единицы; $\bar{\Theta}_{\text{эл. обор}} = 7,6$ единицы; $\bar{\Theta}_{\text{ш. конт}} = 10$ единиц.

Показатели	Ожидаемый объем													
	Распределение заявок на ремонтно-профилактические													
	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14		

По комбайну

Наблюдаемая частота	3	7	39	18	11	7	7	4	3	1	—	—
Частость	0,03	0,07	0,39	0,18	0,11	0,07	0,07	0,04	0,03	0,01	—	—

По лавному конвейеру

Наблюдаемая частота	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Частость	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

По гидравлической

Наблюдаемая частота	—	—	—	—	—	1	1	1	3	4	7	9
Частость	—	—	—	—	—	0,007	0,007	0,007	0,020	0,027	0,047	0,06

По маслостанции

Наблюдаемая частота	38	22	13	7	13	5	2	—	—	—	—	—
Частость	0,38	0,22	0,13	0,07	0,13	0,05	0,02	—	—	—	—	—

По электро

Наблюдаемая частота	—	—	—	35	23	15	10	9	6	2	—	—
Частость	—	—	—	0,35	0,23	0,15	0,10	0,09	0,06	0,02	—	—

По штрековым

Наблюдаемая частота	—	—	—	—	5	10	25	30	15	10	5	—
Частость	—	—	—	—	0,05	0,10	0,25	0,30	0,15	0,10	0,05	—

Теперь рассмотрим процесс ремонта. Рабочий, придя в забой, приступает к осмотру оборудования участка и профилактическому ремонту. Закончив ремонт одного узла или механизма, приступает к следующему и т. д., пока не закончит полностью ремонтно-профилактические работы. Продолжительность ремонта узла или механизма является случайной величиной (например, 30, 50 или 70 мин), считаем, что вероятность обслуживания тем или другим рабочим примерно одна и та же.

Установление закона распределения времени ремонта единицы оборудования было проведено путем обработки результатов хронометражных наблюдений на указанных выше шахтах.

Таблица 3.V

работ №	распределение заявок на ремонтно-профилактические																									
	работы на участке по следующему элементу системы																									
	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27													
2К-32	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—		
СПМ-87 и СП-63	2	4	12	35	41	28	11	7	4	3	2	1	1	0,013	0,026	0,080	0,232	0,272	0,186	0,074	0,046	0,026	0,020	0,013	0,006	0,005
крепь М-87	13	21	35	28	17	8	1	—	—	—	—	—	—	0,087	0,140	0,235	0,188	0,114	0,054	0,007	—	—	—	—	—	—
СНУ-1М	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
оборудованию	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
конвейерам	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Таблица 4.V

Интервалы времени ремонта, мин $t_{p_i} + t_{p_i} + 1$	Частота ω_i	Частость ω_i	Середина интервала \bar{t}_{p_i}	$a = 10; \Delta t = 20$ $b_i = \frac{\bar{t}_{p_i} - a}{\Delta t}$	$b_i \omega_i$	$b_i^2 \omega_i$
0—20	136	0,735	10	0	0	0
20—40	26	0,140	30	1	26	26
40—60	12	0,065	50	2	24	48
60—80	4	0,022	70	3	12	36
80—100	2	0,011	90	4	8	32
100—120	3	0,016	110	5	15	75
120—140	0	0,000	130	6	0	0
140—160	0	0,000	150	7	0	0
160—180	2	0,011	170	8	16	128
	$\Sigma \omega_i = 185$	$\Sigma \omega_i = 1,0$		$\Sigma b_i \omega_i = 101$		$\Sigma b_i^2 \omega_i = 345$

$$\bar{t}_{\text{рем}} = a + \Delta t \quad \frac{\Sigma b_i \omega_i}{\Sigma \omega_i} = 21 \text{ мин};$$

$$\sigma = \Delta t \sqrt{\frac{\Sigma b_i^2 \omega_i}{\Sigma \omega_i} - \left(\frac{\Sigma b_i \omega_i}{\Sigma \omega_i}\right)^2} = \pm 25 \text{ мин}; \quad \alpha = \left(\frac{\bar{t}_p}{\sigma}\right)^2 - 1 \approx 0.$$

Можно принять, что $\bar{t}_{\text{рем}} \approx \sigma$.

В табл. 4.V приведен пример расчета параметров распределения времени ремонта элементов выемочного комбайна 2К-52. При $\bar{t}_p = \sigma$ или $a = 0$ можно считать, что распределение времени ремонта элементов системы оборудования участка подчиняется экспоненциальному закону. Согласно эмпирического и теоретического законов распределения необходимо проверить по критерию Пирсона [7].

Аналогичным образом устанавливались законы распределения времени ремонта элементов других систем оборудования участка и его параметры (в табл. 5.V).

По номограмме (рис. 52) определяем среднее время простоя очистного забоя \bar{t}_{fp} в ожидании окончания ремонтно-профилактических работ при различной численности ремонтных рабочих k_p .

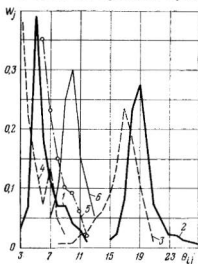


Рис. 53. Полигоны распределения ожидаемого объема ремонтно-профилактических работ по:

1 — комбайну 2К-52; 2 — лавному конвейеру СПМ-87; 3 — гидравлической крепи М-87; 4 — маслостанциям СМУ-1; 5 — электрооборудованию; 6 — участковым конвейерам

Таблица 5.V

Оборудование участка	Принятый закон распределения времени ремонта элементов системы	Параметры распределения			
		$\bar{t}_{\text{рем}}$, мин	σ , мин	α	$\mu = \frac{1}{\bar{t}_{\text{рем}}}$
Комбайн 2К-52	Экспоненциальный	21	25	0	0,048
Конвейеры СПМ-87 СП-63	и Экспоненциальный	13	14	0	0,077
Крепь М-87	Экспоненциальный	18	18,5	0	0,055
Маслостанция СНУ-1	Эрланга	41,5	27,7	1,25	0,048
Электрооборудование	Экспоненциальный	24	29	0	0,042
Штрековые конвейеры	Экспоненциальный	43	42	0	0,023

$$\mu_{\text{ср}} = 0,039$$

При регламентированном времени ремонта $t_{\text{рем}}^{\text{рег}} = 120$ мин:

$k_p = 12$;	$\varphi = 0,91$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,7$,	откуда	$\bar{t}_f = 14,6$
$k_p = 13$;	$\varphi = 0,84$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,22$,	откуда	$\bar{t}_f = 4,58$
.....				
$k_p = 20$;	$\varphi = 0,55$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,001$,	откуда	$\bar{t}_f = 0,021$
$k_p = 21$;	$\varphi = 0,52$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,00$,	откуда	$\bar{t}_f = 0,000$
.....				

При регламентированном времени ремонта $t_{\text{рем}}^{\text{рег}} = 180$ мин:

$k_p = 10$;	$\varphi = 0,73$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,12$,	откуда	$\bar{t}_f = 2,45$
$k_p = 11$;	$\varphi = 0,66$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,04$,	откуда	$\bar{t}_f = 0,817$
.....				
$k_p = 15$;	$\varphi = 0,49$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,0012$,	откуда	$\bar{t}_f = 0,022$
$k_p = 16$;	$\varphi = 0,46$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,0001$,	откуда	$\bar{t}_f = 0,002$
$k_p = 17$;	$\varphi = 0,43$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,000$,	откуда	$\bar{t}_f = 0,000$
.....				

При регламентированном времени ремонта $t_{\text{рем}}^{\text{рег}} = 240$ мин:

$k_p = 6$;	$\varphi = 0,91$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 1,7$,	откуда	$\bar{t}_f = 34,7$
$k_p = 7$;	$\varphi = 0,78$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,28$,	откуда	$\bar{t}_f = 5,7$
.....				
$k_p = 12$;	$\varphi = 0,46$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,002$,	откуда	$\bar{t}_f = 0,041$
$k_p = 13$;	$\varphi = 0,42$;	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,000$,	откуда	$\bar{t}_f = 0,000$
.....				

При регламентированном времени ремонта $t_{\text{рем}}^{\text{рег}} = 300$ мин:

$k_p = 6;$	$\varphi = 0,73;$	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,27,$	откуда	$\bar{t}_f = 5,5$
$k_p = 7;$	$\varphi = 0,63;$	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,08,$	откуда	$\bar{t}_f = 1,63$
.....
$k_p = 11;$	$\varphi = 0,4;$	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,001,$	откуда	$\bar{t}_f = 0,02$
.....

При регламентированном времени ремонта $t_{\text{рем}}^{\text{рег}} = 360$ мин:

$k_p = 5;$	$\varphi = 0,73;$	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,33,$	откуда	$\bar{t}_f = 6,73$
$k_p = 6;$	$\varphi = 0,61;$	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,1,$	откуда	$\bar{t}_f = 2,04$
.....
$k_p = 10;$	$\varphi = 0,36;$	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,001,$	откуда	$\bar{t}_f = 0,02$
$k_p = 11;$	$\varphi = 0,34;$	$\mu_{\text{ср}} \bar{t}_f = 0,000,$	откуда	$\bar{t}_f = 0,00.$

Убытки от простоя действующего очистного забоя C_2 согласно формуле (9.V) и табл. 1.V:

$$C_2 = 235 + 101,5 \cdot 1,5 + 0,536 \cdot 200 + 0,145 \cdot 500 + 0,044 \cdot 1000 + 0,21 \cdot 1500 + 15 \cdot 400 \cdot \frac{1500}{5000} = 5545,8 \text{ руб/сутки, или } 3,78 \text{ руб/мин.}$$

Убытки от простоя действующего очистного забоя подсчитаны для столбовой системы разработки и суточной нагрузки на шахту $A_{\text{ш}} = 5000$ т.

Подставив исходные данные $\sum_i \bar{\Theta}_i$, \bar{t}_{fhp} и C_2 в формулу (5.V), получим убытки, возникающие от простоя действующего очистного забоя в ожидании окончания ремонтно-профилактических работ, которые приведены в табл. 6.V.

Убытки от простоя рабочего C_1 , занятого на ремонтно-профилактических работах, определяются по формуле (11.V):

при обслуживании комбайна 2К-52

$$C_1^{\text{ком}} = \frac{9 \cdot 0,66 \cdot 1,84 + 6 \cdot 1,84 \cdot 0,34 \cdot 1,12}{360} = 0,046 \text{ руб/мин;}$$

при обслуживании конвейеров в лаве

$$C_1^{\text{кон}} = \frac{1,84 \cdot 1,12 (0,5 \cdot 7,5 + 0,5 \cdot 6,0)}{360} = 0,039 \text{ руб/мин;}$$

при обслуживании гидравлической крепи

$$C_1^{\text{кр}} = \frac{1,84 \cdot 1,12 (0,5 \cdot 7,5 + 0,5 \cdot 6,0)}{360} = 0,039 \text{ руб/мин;}$$

при обслуживании маслостанции СМУ-1

$$C_1^{\text{м}} = \frac{1,84 \cdot 1,12 (0,7,5 + 1,6,0)}{360} = 0,0344 \text{ руб/мин;}$$

Число рабочих k_p	Убытки от простоя забоя в ожидании окончания ремонтно-профилактических работ S (k_p), руб./сутки					Убытки от простоев рабочих, занятых на проведении ремонтно-профилактических работ B (k_p), руб./сутки					Суммарные убытки Z , руб./сутки				
	При регламентированном (оптимальном) времени ремонта $t_{рег}$, мин														
	120	180	240	300	360	120	180	240	300	360	120	180	240	300	360
5	—	—	—	—	1630	—	—	—	—	19,1	—	—	—	—	1649,1
6	—	—	8950	1330	494	—	—	5,06	19,2	33,1	—	—	—	1349,2	527,1
7	—	—	1380	384	148	—	—	14,4	30,8	47,1	—	—	1394,8	414,8	195,1
8	—	—	445	141	39,4	—	—	23,8	42,5	61,1	—	—	468,8	183,5	100,5
9	—	—	223	39,4	18,6	—	—	33,1	54,2	75,1	—	—	256,1	93,6	93,7
10	—	597	74	17,4	4,8	—	19,1	42,5	66	89,1	—	616,1	116,5	83,4	94,2
11	35300	199	27,1	4,9	0,0	0,39	26,1	51,9	77,6	103,1	—	225,1	79	82,5	103,1
12	3530	110	0,0	0,0	—	5,07	33,1	60,9	89,4	—	3535,07	143,1	69,9	89,4	—
13	1110	34,9	0,0	0,0	—	9,75	40,0	70,6	101	—	1119,75	74,9	70,6	101	—
14	455	17,5	0,0	—	—	14,4	47,2	80	—	—	469,4	64,5	80	—	—
15	252	5,3	0,0	—	—	19,1	54,6	89,4	—	—	271,1	59,9	89,4	—	—
16	100	0,48	—	—	—	23,8	61,2	—	—	—	123,8	61,68	—	—	—
17	71	0,00	—	—	—	28,4	68,2	—	—	—	99,4	68,2	—	—	—
18	40,4	0,00	—	—	—	33,1	75,2	—	—	—	73,5	75,2	—	—	—
19	12,6	0,00	—	—	—	37,8	82,4	—	—	—	50,4	82,4	—	—	—
20	5,06	0,00	—	—	—	42,6	89,5	—	—	—	47,66	89,5	—	—	—
21	0,0	—	—	—	—	47,2	—	—	—	—	47,2	—	—	—	—
22	0,0	—	—	—	—	52,0	—	—	—	—	52,00	—	—	—	—

при обслуживании электрооборудования

$$C_1^2 = 0,0344 \text{ руб/мин};$$

при обслуживании конвейеров, расположенных в штреке,

$$C_1^{\text{ш.к}} = \frac{1,84 \cdot 1,12 (0,6 \cdot 7,5 \div 0,4 \cdot 6,0)}{360} = 0,04 \text{ руб/мин};$$

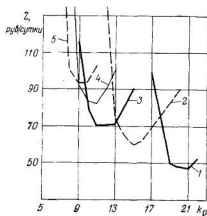


Рис. 54. Графическое определение оптимального числа рабочих для ремонта при регламентированном времени ремонта:

1 — $t^{\text{рег}}_{\text{рем}} = 120$ мин; 2 — $t^{\text{рег}}_{\text{рем}} = 180$ мин; 3 — $t^{\text{рег}}_{\text{рем}} = 240$ мин; 4 — $t^{\text{рег}}_{\text{рем}} = 300$ мин; 5 — $t^{\text{рег}}_{\text{рем}} = 360$ мин

$$C_{1\text{ср}} = \frac{\sum_{i=1}^p C_{1i}}{p_1} = 0,039 \text{ руб/мин.}$$

Значения μ_i и $\mu_{\text{ср}}$ в формуле (10.V) приведены в табл. 5.V.

Убытки от простоев рабочих, занятых на проведении ремонтно-профилактических работ в забое, определены по формуле (11.V) и приведены в табл. 6.V. Суммарные убытки по очистному забою приведены в табл. 6.V и на рис. 54, из которых видно, что минимальным суточным эксплуатационным расходам соответствует оптимальное число рабочих по ремонту и осмотру оборудования.

Так, при регламентированном времени ремонта, равном

120 мин, необходимо иметь ремонтную бригаду в составе 21 человека (см. рис. 54, кривая 1), в том числе 13 электрослесарей и 8 рабочих очистного забоя. При этом ремонтом оборудования в лаге будут заниматься 10, на штреке 11 человек.

При регламентированном времени ремонта, равном 240 мин, оптимальное число ремонтных рабочих составит 12 человек (кривая 3), из них 8 электрослесарей. И, наконец, при регламентированном времени ремонта, равном 360 мин, оптимальное число ремонтных рабочих составит 9 человек (кривая 5).

Отклонение числа ремонтных рабочих от оптимального приведет к увеличению эксплуатационных расходов. Снижение регламентированного времени ремонта в 2 раза (с 360 мин до 180 мин) приводит к увеличению числа ремонтных рабочих с 9 до 21 человека, т. е. в 2,3 раза, в то же время эксплуатационные расходы снижаются с 93,7 до 47,2 руб/сутки, или почти в 2 раза.

ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЗЕРВА ЗАПАСНЫХ ЧАСТЕЙ
ДЛЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

§ 1. Общие положения

Увеличение нагрузки на комплексно-механизованную лаву зависит от роста машинного времени работы механизмов, что, в свою очередь, повышает требования к надежности и долговечности отдельных машин и узлов гидрофицированного комплекса. При нагрузках на лаву в несколько тысяч тонн в сутки, достигаемых передовыми бригадами шахт страны, особо актуальным становится вопрос о четкой организации профилактического осмотра и плано-предупредительного ремонта. Достаточно сказать, что благодаря четкой организации ремонтных работ и своевременной замене отдельных узлов в лаве, обслуживаемой бригадой А. В. Степанова (шахта «Краснолиманская» комбината Красноармейскуголь), простои из-за отказов оборудования комплекса в добычные смены за 31 рабочий день составили всего 20 ч с условной потерей добычи 3000 т, в том числе из-за поломок крепи М-87ТС — 5 ч 20 мин с условной потерей добычи 800 т. При этом среднесуточная добыча составила 3550 т, а максимальная — 6000 т.

Регулярные ежемесячные профилактические осмотры и ремонты машин и механизмов в очистном забое, проводимые бригадой Г. И. Моцака (шахта № 3 «Дарьевская» комбината Донбассантрацит), ежесуточные профилактические осмотры и ремонты машин и механизмов в начале первой смены во всех технологических звеньях по шахте, начиная с момента ввода углевыемочных комплексов в очистные забои, уменьшили число поломок машин и механизмов и сократили простои.

Особенно часто наблюдается выход из строя деталей и узлов комплексов оборудования при их эксплуатации в сложных горно-геологических условиях. Так, в лавах пласта I_4 (шахты им. Челюскинцев) имеется ложная кровля мощностью до 1 м. На шахтах «Петровская» комбината Донецкуголь и им. Бажанова комбината Макеевуголь лавы расположены на большой глубине (около 1000 м), где в значительной степени сказывается горное давление и, кроме того, боковые породы неустойчивы. Эти факторы отрицательно влияют на работу комплексов оборудования, вызывая частые поломки деталей и узлов.

В табл. I.VI приведен перечень элементов крепи по шахтам

Таблица 1.VI

Детали и узлы	Число деталей и узлов, вышедших из строя по шахтам за 10 месяцев работы					
	№ 1 им. Челюскинцев, КМ-87	№ 4-21, КМ-100	№ 2-43, КМ-87	им. Бажанова, КМ-87	«Донецкая», КМ-87	№ 3 «Доброполье»*
Гидроблоки	18	40	23	10	16	12
Перекрытия секций	20	—	—	—	—	13
Шланги высоконапорные диаметром, мм:						
12	200	—	40	—	—	88
16	—	254	—	194	—	—
25	—	450	—	107	—	—
20	—	—	190	—	—	—
Гидродомкраты	—	210	—	—	—	—
Гидростойки	—	380	40	—	20	—
Насос высокого давления	—	—	3	—	—	—
Насос Н-403	—	—	—	1	3	—

* Данные за 4 месяцев работы.

им. Челюскинцев, «Петровская» комбината Донецкуголь, № 2—43, «Донецкая» комбината Торезантрацит и им. Бажанова комбината Макеевуголь, вышедших из строя в течение 10 месяцев эксплуатации гидрофицированных крепей М-87 и М-100. Из табл. 1.VI видно, что наибольшее число вышедших из строя деталей наблюдалось при работе комплекса КМ-100 в 12-й западной лаве шахты № 4-21.

Естественно, что четкая организация ремонтных работ на механизированных комплексах невозможна без наличия достаточного количества запасных частей, особенно часто выходящих из строя: высоконапорных рукавов гидромагистралей, соединительных звеньев тяговой цепи комбайна и других. В настоящее время количество запасных частей, поставляемых с механизированными комплексами, определяется без обоснованных расчетов, а по многим элементам, таким, как высоконапорные шланги, гидроблоки и другие, является недостаточным для нормальной работы большинства комплексов. Так, Дружковский машиностроительный завод с комплексом КМ-87Д на лаву длиной 150 м поставляет всего по 20 высоконапорных шлангов трех типов, 10 блоков управления секцией крепи, по 10 гидродомкратов, гидростоек и перекрытий, по 5 оснований и буферов. В связи с недостатком запасных частей шахты вынуждены в процессе эксплуатации производить разукладывание узлов комплексов, находящихся на поверхности, или завозить их с заводов-изготовителей, что, как правило, приводит к длительным простоям лав. В то же время завышенное число

запасных частей может привести к неоправданному повышению отпускной цены, создаст производственные трудности для завода-изготовителя. Поэтому весьма актуальным в настоящее время является научно обоснованное определение необходимого числа запасных частей не только для гидрофицированного комплекса, но и для горношахтного оборудования в целом.

§ 2. Определение необходимого числа запасных частей

Известно, что одной из характеристик надежности является ремонтпригодность [46]. В то же время одним из факторов, существенно влияющих на ремонтпригодность машины, является обеспеченность запасными частями. Потребность в них рассчитывается на основе оценки ожидаемого числа отказов в течение заданного периода времени. Расчетным (заданным) периодом времени можно принять время, в течение которого ремонт обслуживаемого оборудования производится лишь за счет имеющихся запасных частей [47]. За расчетное время τ_p в нашем случае целесообразно принять время отработки выемочного поля (участка), имеющего оптимальные параметры (длину крыла панели, длину лавы, скорость подвигания очистного забоя):

$$\tau_p = \frac{L_n - L_n}{v_c}, \text{ дней,} \quad (1.VI)$$

где L_n — длина крыла панели, м;
 L_n — длина оставляемого целика для охраны наклонных выработок, м;
 v_c — суточная скорость подвигания очистного забоя, м.

Ожидаемое число отказов $|n|$ элементов комплекса (гибких шлангов, гидроблоков и др.) i -го типа в течение расчетного времени τ_p определяется соотношением

$$|n| = \tau_p \lambda_{zi} N_i, \quad (2.VI)$$

где λ_{zi} — интенсивность замены детали i -го типа;
 N_i — общее количество деталей i -го типа;

Для машин и механизмов, зависящих от длины лавы,

$$N_i = \frac{l_n}{h} a_i, \quad (3.VI)$$

где h — расстояние между элементами системы, м;
 a_i — число деталей i -го типа в одном элементе (секции крепи).

Учитывая формулы (1.VI), (2.VI), (3.VI), можно записать

$$|n| = \frac{(L_n - L_n) \lambda_{zi} l_n a_i}{v_c h}. \quad (4.VI)$$

Как видно из формулы (4.VI), ожидаемое количество отказов прямо пропорционально длине лавы и выемочного поля (панели).

Если принять количество запасных частей i -го типа $N_{zi} = |n|$, это привело бы к тому, что данная запасная деталь (узел) имелась бы в наличии в момент возникновения потребности в ней с вероятностью 50% [48]. Поэтому для определения числа запасных частей, при котором вероятность наличия необходимой детали была бы не менее заданной α , воспользуемся распределением Пуассона. Для этого определим при среднем ожидаемом числе отказов $|n|$ за расчетное время τ_p вероятности возникновения k или более отказов [48]:

$$P_k = 1 - [P(0) + P(1) + P(2) + \dots + P(k-1)]; \quad (5.VI)$$

$$P(m) = \frac{(|n|)^m}{m!} \exp[-|n|].$$

Вероятности P_{k-1} и P_k выбираются таким образом, чтобы соблюдалось соотношение

$$P_{k-1} > 1 - \alpha \geq P_k. \quad (6.VI)$$

В этом случае необходимое число запасных частей N_{zi} i -го типа будет $N_{zi} = k$.

Пусть, например, ожидаемое число отказов деталей комплекса определенного типа за расчетное время τ_p составляет 10. Требуется определить необходимое количество запасных частей этого типа так, чтобы вероятность наличия запасной детали в момент возникновения необходимости в ней была не менее 0,95. Используя данные интегрального распределения Пуассона при $|n| = 10$, имеем:

k	0	1	2...	10	11	12...	14	15	16
$P_{\geq k}$	1,0	0,999	0,998	0,417	0,303	0,208	0,083	0,048	0,027

Из них следует, что соотношение (6.VI) выполняется при $k=15$; так как $0,083 > 1 - 0,95 > 0,048$, поэтому требуемое число запасных деталей должно быть не менее 15.

На рис. 55 приведена кривая зависимости числа запасных частей N_z от ожидаемого числа отказов $|n|$ при 95%-ной вероятности наличия требуемой запасной части.

Обработка статистических данных, полученных в результате наблюдения за работой гидрофицированной крепи М-87ТС на шахте «Краснолиманская» в течение 5 месяцев 1967 г., позволила установить, что ин-

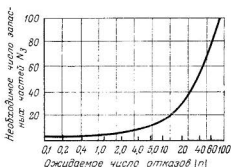


Рис. 55. Зависимость числа запасных частей N_z от ожидаемого количества отказов $|n|$ при 95% вероятности наличия требуемой запасной части

тенсивность замены гидростоек крепи равна $\lambda_{zi} = 0,00215 \frac{1}{\text{дней}}$.

Исходя из параметров выемочного участка (длина лавы 203,5 м, длина панели 600 м и суточная скорость подвигания 6 м), по формуле (4.VI) определяем ожидаемое число отказов за время отработки участка $|n| = 46$.

Из графика (см. рис. 55) определяем число необходимых запасных частей (гидростоек). При $|n| = 46$ $N_3 = 68$, в то время как завод-изготовитель поставляет всего 10 гидростоек.

§ 3. Экономико-математическая модель оптимизации резерва запасных частей по стоимости

В настоящем параграфе оптимизация резерва запасных частей производится на примере работы комплексно-механизированного забоя в средних горно-геологических условиях.

Оптимальная потребность в запасных частях определяется на T дней нормальной работы комплекса оборудования очистного забоя. При этом для гидростоек, перекрытий и оснований секций крепи, постоянно испытывающих нагрузки со стороны боковых пород, расчетный период времени необходимо исчислять в календарных днях, а для высоконапорных шлангов, гидроблоков и гидродомкратов, испытывающих основные нагрузки лишь во время работы комплекса, — в рабочих днях [49].

Известно [47, 49], что каждый элемент i -го типа характеризуется экспоненциальным распределением времени работы до отказа с интенсивностью λ_i ($i = 1, 2, \dots, n$) и стоит C_i руб. Необходимо определить количество x_i запасных частей i -го типа, чтобы обеспечить максимальную вероятность достаточности запасных элементов крепи, комбайна, конвейера и т. д. при заданной их стоимости в течение времени T .

Согласно работе [47] поток отказов по случайным причинам является Пуассоновским. Общее число отказов a_i элементов оборудования очистной выемки типа i за время T определяется по формуле

$$a_i = \lambda_i N_i T. \quad (7.VI)$$

Поскольку суммарный поток отказов элементов оборудования, состоящий из Пуассоновских потоков, также Пуассоновский, величина a_i является случайной с распределением Пуассона, имеющим параметры λ_i , N_i , T_i . Таким образом,

$$R_i(x_i) = P(a_i \leq x_i) = \sum_{k=0}^{x_i} e^{-\lambda_i} \frac{\lambda_i^k}{k!}. \quad (8.VI)$$

Поскольку отказы элементов оборудования независимы,

$$R(\vec{x}) = \prod_{i=1}^n R_i(x_i). \quad (9.VI)$$

Необходимо оптимизировать (максимизировать) $R(\vec{x})$ при заданном ограничении по стоимости

$$C(\vec{x}) = \sum_{i=1}^n C_i x_i \leq C_0, \quad (10.VI)$$

где C_0 — планируемые затраты на приобретение запасных частей n видов, руб.

Так как оптимизация (максимизация) функции эквивалентна оптимизации (максимизации) логарифма (если основание логарифма больше 1) этой функции, имеем [50]:

$$\ln R_i(x_i) = G_i(x_i);$$

$$\ln R(\vec{x}) = G(\vec{x}).$$

Следовательно, задача состоит в максимизации нелинейной целевой функции $G(\vec{x})$ при наличии линейного ограничения

$$\sum_{i=1}^n x_i C_i \leq C_0. \quad (11.VI)$$

Поскольку $G(\vec{x}) = \sum G_i(x_i)$, при максимизации $G_i(x_i)$ одновременно оптимизируется (максимизируется) и $G(\vec{x})$; $G_i(x_i)$ является возрастающей функцией от x_i — числа запасных частей (элементов). Обозначим: $R_i(x_i)$ — вероятность того, что x_i запасных частей i -го типа достаточно для обеспечения нормальной работы оборудования; $R(\vec{x})$ — вероятность того, что объем запасов, содержащих x_i элементов оборудования i -го типа, достаточен для обеспечения нормальной работы оборудования, где $i = 1, 2, 3, \dots, n$

$$\vec{x}(x_1, x_2, x_3, \dots, x_n).$$

Достаточность запасных частей означает, что в течение времени T с заданной вероятностью запасных частей понадобится не больше, чем было заготовлено. В настоящей работе производится не просто нахождение максимума целевой функции, а исследование всевозможных решений функции ограниченной суммарной стоимостью запасных элементов крепя. Отыскание оптимума, в частности максимума целевой функции производится с помощью метода множителей Лагранжа [50]; позволяющего преобразовать задачу оптимизации при ограничениях в задачу оптимизации без всяких ограничений. Это означает, что вместо максимизации функции $G_i(x_i) = \ln R(x_i)$ при затратах на элементы i -го типа,

равных $C_i x_i$, максимизируем функцию $G_i(x_i) = r C_i x_i$, где r — множитель Лагранжа.

Так как число запасных частей дискретная целочисленная величина и целевая функция не является непрерывной и дифференцируемой, то используется метод последовательных приближений, где в качестве исходного значения r выбирается отношение приращения целевой функции (логарифма вероятности достаточности запаса) к приращению стоимости:

$$r = \frac{\Delta G_i(x_i)}{C_i}. \quad (12.VI)$$

В работе [50] показано, что

$$\Delta G_i(x_i) = G_i(x_i + 1) - G_i(x_i)$$

является убывающей функцией от x_i для $i = 1, 2, \dots, n$ при экспоненциальном распределении времени работы элементов оборудования

$$\Delta G_i(x_i) = \frac{e^{-\lambda_i} \lambda_i^{(x_i+1)}}{(x_i + 1)!}. \quad (13.VI)$$

Следовательно, приращение логарифма надежности падает с увеличением числа запасных элементов, а значит, и с увеличением стоимости. Для определения первого значения r вычисляем величину $a_1 + 3\sqrt{a_1}$ (a_1 — параметр суммарного пуассоновского потока отказов элемента оборудования очистного забоя) и округляем до ближайшего целого числа. Эту величину принимаем за x_i . Она соответствует трем среднеквадратическим отклонениям от среднего значения, так как в Пуассоновском распределении среднеквадратическое отклонение равно корню квадратному из среднего значения. Используя формулу (13.VI), вычисляем $\Delta G_i(x_i)$, равное b_1 . Затем находим x_2 как такое наибольшее значение x , при котором

$$\frac{1}{C_2} e^{-\lambda_2} \frac{\lambda_2^x}{x!} \geq b_1. \quad (14.VI)$$

Получаем $x_2 = n_2$. Заменив индекс 2 в формуле (14.VI) на 3, 4, 5, 6, находим соответственно $x_3 = n_3$; $x_4 = n_4$; $x_5 = n_5$; $x_6 = n_6$. Имея $x = (x_1 x_2 x_3 x_4 x_5 x_6)$, определяем:

$$R(\vec{x}) = \prod_{i=1}^n \sum_{x=0}^{x_i} e^{-\lambda_i} \frac{\lambda_i^x}{x!}; \quad (15.VI)$$

$$C(\vec{x}) = \sum_{i=1}^n x_i C_i, \text{ руб.} \quad (16.VI)$$

В качестве примера рассмотрим оптимизацию запасных частей для гидрофицированного комплекса оборудования КМ-87, в

частности для гидрокрепи. Как показала практика, на шахтах Донецкого бассейна в процессе их эксплуатации происходят отказы элементов секций крепи, перечень которых приведен в табл. 2.VI.

Таблица 2.VI

Элементы секции крепи	Среднее число выходов из строя элементов крепи	Интенсивность отказов одного элемента крепи λ	Элементы секции крепи	Среднее число выходов из строя элементов крепи	Интенсивность отказов одного элемента крепи λ
Гидростойки	40	0,0002	Гидродомкраты	15*	0,00036
Перекрытия	20	0,0004	Гидроблоки	16	0,00038
Основания	6	0,00012	Шланги высоконапорные	100	0,00027

Оптимальная потребность в запасных частях определяется на месячный срок.

Таблица 3.VI

Элементы секции крепи	λ_i	N_i	a_i	c_i	T
Гидростойки крепи	0,00020	380	2,3	139	30
Перекрытия секций	0,00040	190	2,3	173	30
Основания секций	0,00012	190	0,7	132	30
Гидродомкраты	0,00036	190	1,7	44,5	25
Гидроблоки	0,00038	190	1,8	178,2	25
Шланги высоконапорные	0,00027	1520	10,2	4,5	25

Величины λ_i , N_i , a_i , C_i , T для основных деталей крепи представлены в табл. 3.VI, при этом значения N_i и a_i определялись соответственно по формулам (3.VI) и (7.VI):

$$a_1 + 3\sqrt{a_1} = 2,3 + 3\sqrt{2,3} = 6,8 \approx 7.$$

Используя формулу (13.VI), определяем

$$\Delta G_i(x_i) = 0,000014.$$

Затем находим x_2 как такое наибольшее значение x , при котором

$$\frac{1}{C_2} e^{-\lambda_2} \frac{\lambda_2^x}{x!} \geq 0,000014. \quad (17.VI)$$

Получаем $x_2 = 7$. Аналогичным образом определяем

$$x_3 = 4; \quad x_4 = 7; \quad x_5 = 6; \quad x_6 = 24.$$

Определяем вероятность того, что полученного объема запасов достаточно для обеспечения нормальной работы крепи. Подставив данные в формулу (15.VI), получим

$$R(\vec{x}) = 0,985.$$

По формуле (16.VI) определяем

$$C(\vec{x}) = 4191 \text{ руб.}$$

Таким образом, чтобы получить максимальную вероятность достаточности запасных элементов крепи при ассигнованиях 4191 руб., необходимо иметь в наличии 7 гидростоек крепи, 7 перекрытий секций крепи, 4 основания, 7 линейных гидродомкрата, 6 гидроблоков управления и 24 шланга высокого давления. При этом вероятность достаточности запасных частей составит 0,985.

Установлено [50], что запас \vec{x} , определенный с помощью множителей Лагранжа, является оптимальным из всех возможных, стоимость которых не превышает стоимости запаса \vec{x} . Результаты вычислений для различных значений \vec{x} приведены в табл. 4.VI.

Таблица 4.VI

Оптимальное количество запасных элементов секций крепи						Суммарная стоимость запасных частей, руб. $R(\vec{x}) = \sum_{i=1}^6 c_i x_i$	Вероятность достаточности запаса $R(\vec{x}) = \prod_{i=1}^6 \sum_{k=0}^{x_i} \lambda_i^k \frac{\lambda_i^k}{k!} \times e^{-\lambda_i}$
гидростойки (x_1)	перекрытия (x_2)	основания (x_3)	гидродомкраты (x_4)	гидроблоки (x_5)	шланги высокого давления (x_6)		
2	2	1	3	2	18	1326	0,192
3	3	2	4	3	19	1997	0,530
4	4	2	5	4	20	2495	0,775
5	5	3	5	4	21	2965	0,883
6	6	3	6	5	23	3528	0,962
7	7	4	7	6	24	4191	0,985
8	8	5	8	7	25	4875	0,995
9	9	5	9	8	27	5419	0,998
10	10	6	10	9	29	6098	0,999

Зависимость вероятности достаточности запасных частей от ассигнований на их приобретение показана на рис. 5б. Методика вычислений числа запасных частей определена не только для экспоненциального распределения времени безотказной работы элементов крепи, но и для нормального и гамма-распределений, поскольку и в этом случае $\Delta G_i(x_i)$ является убывающей функцией от x_i . Используя данные табл. 4.VI, определяем отношение $\frac{\Delta R}{\Delta C}$,

которое является убывающей функцией от C (ΔC и ΔR — приращение стоимости запасных частей и соответствующее приращение вероятности достаточности запаса). Графически эта зависимость

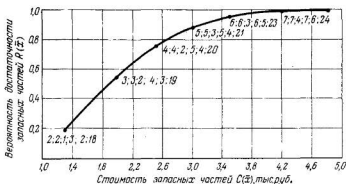


Рис. 56. Зависимость вероятности достаточности запасных частей от ассигнований на их приобретение

показана на рис. 57. Она позволяет определить оптимальное число запасных частей как функцию суточной производительности комплекса оборудования, условно-постоянной части себестоимости I т угля по шахте и потерь времени в ожидании доставки недостающих запасных частей с завода-изготовителя или других баз (когда число отказов элементов крепи превышает число имеющихся запасных частей).

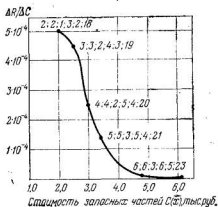


Рис. 57. Зависимость удельного приращения вероятности достаточности запасных частей от их стоимости

Если запасных частей достаточно с вероятностью R_1 , а следовательно, недостаточно с вероятностью $(1-R_1)$, то убытки C_y вследствие потерь времени на доставку и замену запасных частей, вышедших из строя, составят

$$C_y = [R_1 t_{\text{зам}} + (1 - R_1)(t_{\text{зам}} + t_{\text{ок}})] Q C_{\text{ш}}^y, \text{ руб.} \quad (18.VI)$$

Увеличение стоимости запасных частей на ΔC приводит к увеличению вероятности достаточности их на ΔR ($\Delta R = R_2 - R_1$). Сумма убытков C_y в этом случае составит

$$C'_y = [R_2 t_{\text{зам}} + (1 - R_2)(t_{\text{зам}} + t_{\text{ож}})] QC_{\text{ш}}^{y \cdot n}, \text{ руб.}, \quad (19.VI)$$

где $t_{\text{зам}}$ — суммарное время замены вышедших из строя элементов оборудования, дней;

Q — суточная производительность комплекса, т;
 $C_{\text{ш}}^{y \cdot n}$ — условно-постоянная часть себестоимости 1 т угля по шахте, руб.;

$t_{\text{ож}}$ — время ожидания доставки недостающих запасных частей, дней.

Необходимо, чтобы

$$C_y - C'_y \leq \Delta C. \quad (20.VI)$$

Подставив в формулу (20.VI) значения составляющих из формул (18.VI) и (19.VI), получим:

$$\Delta R t_{\text{ож}} QC_{\text{ш}}^{y \cdot n} \leq \Delta C;$$

$$\frac{\Delta R}{\Delta C} = \frac{1}{t_{\text{ож}} QC_{\text{ш}}^{y \cdot n}}. \quad (21.VI)$$

В конечном итоге, зная Q и $C_{\text{ш}}^{y \cdot n}$, оценив суммарные потери времени за месяц в ожидании доставки недостающих запасных частей, определяем $\frac{\Delta R}{\Delta C}$, а по приведенной зависимости (см. рис. 56) находим $C(x)$ и соответствующий набор запасных частей.

Так, при $Q = 1000$ т/сутки, $C_{\text{ш}}^{y \cdot n} = 7$ руб/т и $t_{\text{ож}} = 0,57$ дня $\frac{\Delta R}{\Delta C} = 2,5 \cdot 10^{-4}$, а соответствующая стоимость запасных частей — 2965 руб. ($x_1 = 5$; $x_2 = 5$; $x_3 = 3$; $x_4 = 5$; $x_5 = 4$; $x_6 = 21$).

Цифры, стоящие у отдельных точек кривых на рис. 56 и 57, показывают набор резерва запасных частей к гидрофицированной крепи.

Так, первая точка слева на кривой рис. 56 с цифрами 2; 2; 1; 3; 2; 18 показывает, что при содержании в резерве 2 гидростоек, 2 перекрытий, 1 основания, 3 гидродомкратов, 2 гидроблоков и 18 высоконапорных шлангов обеспечивает вероятность достаточности запаса не более 0,2 при суммарной их стоимости 1,3 тыс. руб.

В табл. 5.VI, 6.VI, 7.VI и 8.VI приведены результаты расчетов потребности в запасных частях и их конкретной номенклатуре для комбайна К-52 (табл. 5.VI), конвейера (табл. 6.VI), крепи М-87 (табл. 7.VI), маслостанций СНУ-1м (табл. 8.VI). Расчет запасных частей произведен для условий отработки участка, имеющего оптимальные параметры ($l_{\text{л}} = 190$ м, $L = 1200$ м) и мощность пласта 1,5 м. Суточная скорость подвигания до 4,5 м.

Таблица 5.VI

Детали и узлы комбайна 2К-52	Интенсивность выхода из строя $\lambda, \frac{1}{4}$	Ожидаемое число выхода из строя за время отра- ботки выемоч- ного поля	Необходимое число запас- ных частей при 95%-ной вероятности их наличия
Насос подающей части	$0,92 \cdot 10^{-3}$	3,0	7
Гидродвигатель	$1,1 \cdot 10^{-3}$	3,6	8
Насос подъема шнеков режущей част- ти	$1,46 \cdot 10^{-3}$	4,8	11
Режущая часть	$1,3 \cdot 10^{-3}$	4,2	10
Подающая часть	$0,64 \cdot 10^{-3}$	2,0	6
Электродвигатель	$1,02 \cdot 10^{-3}$	3,3	8
Домкрат подъема шнека	$1,1 \cdot 10^{-3}$	3,6	8
Гидропульт	$1,1 \cdot 10^{-3}$	3,6	8
Лыжа	$3,38 \cdot 10^{-3}$	11	18
Шнеки	$2,98 \cdot 10^{-3}$	9,8	16
Разводка маслопровода гидросистемы .	$7,75 \cdot 10^{-3}$	25,4	40
Маслофильтр	$15,38 \cdot 10^{-3}$	50,5	70
Уплотнения УМА-190	$15,38 \cdot 10^{-3}$	50,5	70

Таблица 6.VI

Детали и узлы конвейера СПМ-87 и СП-63	Интенсивность выхода из строя $\lambda, \frac{1}{4}$	Ожидаемое число выхода из строя за время огра- ботки выемоч- ного поля	Необходимое число запас- ных частей при 95%-ной вероятности их наличия
Переходная секция	$0,2 \cdot 10^{-3}$	3,0	7
Редуктор	$0,35 \cdot 10^{-3}$	3,5	8
Тяговая цепь*	$0,13 \cdot 10^{-3}$	9,1	15
Электродвигатель	$0,56 \cdot 10^{-3}$	5,5	12
Вал приводной головки	$0,49 \cdot 10^{-3}$	4,8	11
Линейный рештак	$0,032 \cdot 10^{-3}$	21,2	32
Ритцель	$1,9 \cdot 10^{-3}$	9,4	16
Соединительные звенья** тяговой цепи	$0,09 \cdot 10^{-3}$	16 600	19200
Рештачные болты**	$0,47 \cdot 10^{-3}$	610,8	701
Предохранительные пробки турбомуфт	$20 \cdot 10^{-3}$	284	326
Болты крепления приводных звездочек	$1,9 \cdot 10^{-3}$	74	90

* На 100 м лавы.

** На 1 рештак.

Таблица 7.VI

Детали и узлы гидрофицированной крепи М-87	Интенсивность выхода из строя $\lambda, \frac{1}{4}$	Ожидаемое число выхода из строя за время отработки выемочного поля	Необходимое число запасных частей при 95%-ной вероятности их наличия
Перекрытия секций	$0,4 \cdot 10^{-3}$	2,8	6
Уширители на перекрытиях секций	$1,8 \cdot 10^{-3}$	13,0	18
Рессоры на перекрытиях секций	$1,8 \cdot 10^{-3}$	13,0	18
Основание секции	$0,2 \cdot 10^{-3}$	1,4	7
Стаканы	$0,06 \cdot 10^{-3}$	4,3	10
Кронштейны	$0,3 \cdot 10^{-3}$	2,2	7
Блоки подательности стойки крепи	$1,4 \cdot 10^{-3}$	10	16
Гидростойки	$1,4 \cdot 10^{-3}$	7,3	15
Гидродомкраты	$0,5 \cdot 10^{-3}$	3,6	8
Высоконапорные шланги	$140 \cdot 10^{-3}$	1008	1150
Блочок управления секцией крепи	$8 \cdot 10^{-3}$	57,6	80
Болты крепления кронштейнов к решеткам	$14 \cdot 10^{-3}$	100	115

Таблица 8.VI

Детали и узлы маслостанций СНУ-1М	Интенсивность выхода из строя $\lambda, \frac{1}{4}$	Ожидаемое число выхода из строя за время отработки выемочного поля	Необходимое число запасных частей при 95%-ной вероятности их наличия
Насос Н-403	$2,6 \cdot 10^{-3}$	12,8	18
Электродвигатель	$1,1 \cdot 10^{-3}$	5,4	11
Насос подпитки	$1,1 \cdot 10^{-3}$	5,4	11
Блок разгрузки	$0,6 \cdot 10^{-3}$	3,0	7
Электродвигатель насоса подпитки	$0,56 \cdot 10^{-3}$	2,8	6
Реле уровня масла	$0,88 \cdot 10^{-3}$	4,0	10
Соединительные шланги	$1,6 \cdot 10^{-3}$	15,8	22
Трубы маслопровода	$1,1 \cdot 10^{-3}$	5,4	11
Обратные клапаны в блоках	$5 \cdot 10^{-3}$	24,6	34
Автомат разгрузки в блоке	$9,3 \cdot 10^{-3}$	45,8	66
Предохранительный клапан	$15,6 \cdot 10^{-3}$	76,8	90
Шланги высокого давления	$15,6 \cdot 10^{-3}$	76,8	90
Муфта насоса Н-403	$4 \cdot 10^{-3}$	19,7	28

§ 1. Общие замечания

Подземная разработка угольных месторождений сопровождается выделением в атмосферу горных выработок больших количеств двух газов — метана и углекислоты. Оба эти газа представляют потенциальную опасность для жизни и здоровья шахтеров.

Для предотвращения скопления опасных концентраций указанных газов в процессе добычи угля приходится либо непрерывно подавать в выработки необходимое количество свежего воздуха, либо изолировать от рабочего пространства выделяющийся газ, направляя его по специальным газопроводам на поверхность. Первый способ снижения концентрации газа является наиболее распространенным и надежным.

Второй способ заключается в предварительном обнаружении источников поступления обоих газов, их каптажа и отсоса специальными дегазационными установками.

Количество воздуха для проветривания отдельного выемочного участка рассчитывается в соответствии с «Временной инструкцией по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания угольных шахт» (М., изд-во «Недра», 1966).

Расчет газового баланса при высоких темпах выемки необходимо производить по методике, разработанной Московским горным институтом, а также работ [51, 74].

Выбор методов дегазации отдельных коллекторов газа (разрабатываемых пластов, подрабатываемых и надрабатываемых пластов и пропластков угля и выработанных пространств) и определения параметров газоулавливающих скважин (длины дегазационных скважин, углов их наклона к горизонту и разворота, расстояния между отдельными дегазационными скважинами и др.), а также коэффициентов эффективности дегазации применительно к горно-геологическим условиям разработки отдельных пластов должны производиться с учетом рекомендаций, изложенных во «Временном руководстве по дегазации угольных шахт СССР» [52].

При разработке угольных пластов на больших глубинах (800—1200 м), где наблюдаются высокие газообильность пластов и температура вмещающих пород, вопрос определения нагрузки на лаву по факторам газовыделения и тепловыделения приобретает

весьма важное значение. С увеличением глубины разработки температурные условия будут оказывать решающее значение на выбор длины очистного забоя.

Очистной забой, оборудованный гидрофицированным комплексом, подвигается со скоростью от 1,5—2 до 3,5—5 м/сутки. За это время вокруг его стенок образуется охлажденная зона пород незначительной ширины, поэтому тепловой поток породного массива к воздуху с некоторым приближением можно считать стационарным [75]. Вследствие этого в очистном забое происходит наиболее интенсивное нагревание рудничного воздуха.

Согласно Правилам безопасности температура рудничного воздуха в подготовительных и очистных выработках не должна превышать 26°С. Если учесть, что температура вентиляционной струи на откачном штреке не должна быть ниже минимально допустимых температур (16—18°С), то для выполнения этого требования длина очистного забоя не должна превышать определенной величины.

§ 2. Определение допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору

В шахтах III категории по газу и сверхкатегорных планируемая добыча очистного забоя должна проверяться по газовому фактору. Допустимая нагрузка на очистной забой по газовому фактору рассчитывается по методике, предложенной Центрогипрошахтом [71].

Производительность комбайна за 1 мин

$$j = v_n r m \gamma, \text{ т}, \quad (1.VII)$$

где r — ширина захвата комбайна, м;
 m — вынимаемая мощность пласта, м;
 γ — объемный вес угля, т/м³;
 v_n — скорость подачи, м/мин;

$$v_n = \frac{l_m n_n}{T_m}, \text{ м/мин}, \quad (2.VII)$$

l_m — машинная длина лавы (без ниш), м;

n_n — число циклов в сутки;

T_m — чистое машинное время работы комбайна, мин.

Из инструкции по определению производительности комбайна по газовому режиму

$$j = \frac{0,6 v_n S_{p,n} k_{o,z} d}{n q_{пл} + [(1-n) q_{пл} + C q_{в,n}] \frac{T_m}{1440}}, \text{ т/мин}, \quad (3.VII)$$

где v_n — допустимая скорость движения воздуха по лаве, м/сек;

$S_{p,n}$ — площадь живого сечения рабочего пространства лавы, м²;

$k_{0.3}$ — коэффициент, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству, непосредственно прилегающему к призабойному пространству лавы;

d — допустимая Правилами безопасности концентрация метана в исходящей струе лавы, %;

n — коэффициент, учитывающий естественную дегазацию пласта в зоне выемки; для угля $n=0,11 v_{\text{сут}} + 0,335$;

$q_{\text{пл}}$ — относительная метанообильность, обусловленная метановыделением из разрабатываемого пласта в выработанное пространство, $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{\text{в.п}}$ — относительная метанообильность выработанного пространства, $\text{м}^3/\text{т}$;

C — коэффициент, учитывающий долю метановыделения из выработанного пространства в призабойное.

Обозначив объем угля, вынимаемого за один ход комбайна, через $Q = l_m r m \gamma$, получим формулу для определения T_m

$$T_m = \frac{Q n q_{\text{пл}} n_{\text{ц}}}{0,6 v_{\text{в}} S_{\text{р.п}} k_{0.3} d - \frac{Q n_{\text{ц}}}{1440} [(1-n) q_{\text{пл}} + C q_{\text{в.п}}]}, \text{ мин.} \quad (4.VII)$$

Поскольку в этом уравнении два неизвестных T_m и n , составляется уравнение баланса времени

$$T_{\text{см}} n_{\text{см}} = t_{\text{п.з}} n_{\text{см}} + 1,12 [T_m + (t_1 + t_2 l_m) n_{\text{ц}}], \quad (5.VII)$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, мин;

$n_{\text{см}}$ — число смен по добыче;

$t_{\text{п.з}}$ — время на подготовительно-заключительные операции, мин/смену;

t_1 — время на подготовку к выполнению следующего цикла, мин.;

t_2 — время на вспомогательные операции, мин/м;

1,12 — коэффициент, учитывающий время на отдых.

Для комплексов $t_{\text{п.з}} = 25$ мин, $t_1 \leq 50$ мин, $t_2 = 0,10 - 0,15$ мин/м.

Значение коэффициента C следует принимать: при прямоточном проветривании лавы и обратном порядке отработки — равным 0,2; при возвратноточном и обратном порядке отработки и при прямоточном проветривании и прямом порядке отработки — равным 1.

Донгипрошахт применяет примерно такой же метод, но вλάχале определяют число стружек за сутки из уравнения

$$AN^3 + BN^2 + CN + D = 0, \quad (6.VII)$$

где $A = 1$;

$$B = \frac{1440 - \alpha}{\beta} - \frac{\omega - 1 - C \frac{q_{\text{в.п}}}{q_{\text{пл}}}}{\psi}; \quad (7.VII)$$

ω и ψ — коэффициенты пропорциональности;

$$\alpha = (T_{\text{см}} - T_{\text{п.з.о}})n; \quad (8.VII)$$

$$\beta = T_{\text{п.з}} + t_2; \quad (9.VII)$$

$$C = \frac{864v_{\text{в}}Sd}{mb\gamma c q_{\text{пл}} \psi} + \frac{1440\omega + \alpha \left(1 - \omega + c \frac{q_{\text{в.п}}}{q_{\text{пл}}}\right)}{\beta\psi}; \quad (10.VII)$$

$$D = - \frac{864v_{\text{в}}Sd\alpha}{mbl_{\text{п}}\gamma c q_{\text{пл}}\psi\beta}; \quad (11.VII)$$

$$A_{\text{звз}} = mbl_{\text{п}}\gamma c N; \quad (12.VII)$$

$$v_{\text{в}} = bN; \quad (13.VII)$$

$$T_{\text{м}} = \alpha - \beta N. \quad (14.VII)$$

Для шахты «Ново-Бутовская» получена нагрузка на лаву 2100 т/сутки, «Красноармейская Западная» № 1 (расчет производился на ЭВМ) при эффективности дегазации на 25%—2974 т/сутки, на 40%—3559 т/сутки.

На рис. 58 приведены возможные нагрузки на очистной забой при различной газообильности пласта, выработанного пространства и схем проветривания*. При газообильности пласта 5 м³/т (I категория по газу) и отсутствии поступления газа из выработанного пространства (C=0) нагрузка на лаву 3500 т/сутки. В проекте шахты будущего, выполненного ИГД им. А. А. Скочинского, нагрузка на лаву принята 3600 т/сутки [72].

ДонУГИ выполнена работа по прогнозированию нагрузки на забой на 1990—2000 гг., в которой нагрузка на лаву для пород средней устойчивости и устойчивых при отсутствии ограничений по газу 665 т в смену, или 665×3=2000 т/сутки. При увеличении нагрузки на забой за счет подвигания до $v_{\text{сут}}=6$ м $l=0,11 \cdot 6 + 0,335 \approx 1$. Тогда формула для определения j может быть записана в таком виде:

$$j = \frac{0,6v_{\text{в}}S_{\text{р.п}}k_{\text{о.з}}d}{q_{\text{пл}} + Cq_{\text{в.п}} \frac{T_{\text{м}}}{1440}}, \text{ т/мин.} \quad (15.VII)$$

Из формулы (15.VII) видно, что лимитирующими факторами являются $S_{\text{р.п}}$ и d кроме дегазации пласта и спутников или выработанного пространства.

Значение $S_{\text{р.п}}$ можно увеличить, если изготавливать крепи, при которых поддерживается не две дорожки, а три. Значение d регламентируется $ПБ \approx 1\% \text{ СН}_4$. В ФРГ допустимое содержание метана составляет $d \approx 1,5-2,0$. Доведение d до 1% на исходящей струе достигается за счет подсвеживания (см. рис. 59 и 60) и таким образом нагрузка на лаву может быть увеличена до 3000—4500 т/сутки.

* Разработано Донгипрошахтом.

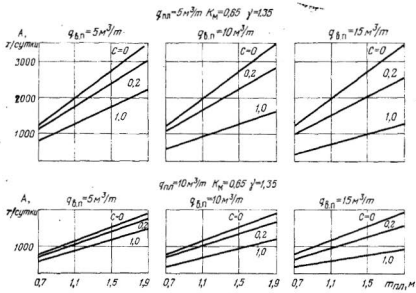


Рис. 58. Возможные нагрузки на очистной забой при различной газообильности пласта, выработанного пространства и схем проветривания

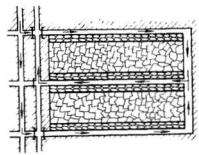
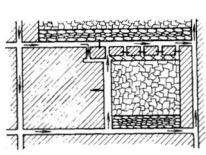


Рис. 59. Схема проветривания участка при отработке обратным ходом и подсвежения исходящей струи

Рис. 60. Схема проветривания участка при отработке прямым ходом и подсвежения исходящей струи (шахта им. газеты «Социалистический Донбасс»)

Такое положение имеет место в лавах с высокой производительностью, в которых достигается рекордная добыча.

Таким образом, производительность комбайна за 1 мин по газовому фактору должна определяться при $d=2$.

В третьем случае, когда производительность машины не лимитируется по газовому фактору, возможная нагрузка на лаву лимитируется современными возможностями комбайна (по энерговооруженности и прочности деталей и их надежности), возможностями механизированной крепи — скоростью ее передвижки, производительностью транспорта.

§ 3. Расчет предельной длины очистного забоя по тепловому фактору

Предельная длина лавы по тепловому фактору определяется в соответствии с методикой, разработанной академиком А. Н. Щербанем и др. [75], и равна

$$l_t = \frac{GC_p(t_2 - t_1) - \Sigma Q_r + rG(d_2 - d_1)}{u\alpha(t_{n,cp} - t_{в,cp})}, \text{ м}, \quad (16.VII)$$

где t_2 — температура рудничного воздуха в верхнем пункте лавы,

$$t_2 = t_1 + \frac{\Sigma Q_r + (F\alpha + q_0)(t_{n,cp} - t_{в,cp}) - rG(d_2 - d_1)}{GC_p}, \quad (17.VII)$$

t_1 — температура рудничного воздуха на входе в лаву, °С;

ΣQ_r — общее количество тепла, выделяющееся в лаве от постоянных источников тепловыделения, ккал/ч;

F — поверхность породных стенок очистного забоя, м²;

α — коэффициент теплоотдачи, ккал/м²·°С·ч;

$t_{n,cp}$ — средняя температура пород в очистном забое, °С;

$t_{в,cp}$ — средняя температура рудничного воздуха в очистном забое, °С;

$r = 0,59$ ккал/кг — теплота парообразования воды;

G — количество воздуха, проходящего через сечение лавы, кг/ч;

d_2 — влагосодержание воздуха в верхнем пункте очистного забоя, г/кг;

d_1 — влагосодержание воздуха в нижнем пункте очистного забоя, г/кг;

$C_p = 0,24$ ккал/кг·°С — удельная теплоемкость воздуха при постоянном давлении;

u — периметр поперечного сечения лавы, м;

q_0 — удельное тепловыделение от окисления, ккал/м²·ч;

l_t — длина лавы по тепловому фактору, м.

Средняя температура воздуха в очистном забое

$$t_{в,cp} = \frac{t_1 + t_2}{2}, \text{ °С}. \quad (18.VII)$$

Средняя температура пород в очистном забое

$$t_{п.сп} = \frac{t_{п_1} + t_{п_2}}{2}, \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (19.VII)$$

где $t_{п_1}$ и $t_{п_2}$ — соответственно температура пород на глубине откаточного и вентиляционного горизонтов.

Температура пород определяется по следующей формуле:

$$t_{п} = t_{п.в} + \frac{H - h_{п.з}}{F_{ст}}, \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (20.VII)$$

где $t_{п.в}$ — среднегодовая температура наружного воздуха;

H — глубина выработки от земной поверхности, м;

$h_{п.з}$ — глубина от поверхности до нейтральной зоны, м;

$F_{ст}$ — геотермическая ступень, $\text{м}^\circ\text{C}$.

Для условий Донецкого бассейна $t_{п.в} = 7,5^\circ\text{C}$; $h_{п.з} = 25$ м.

Величины влагосодержаний рудничного воздуха в верхнем и нижнем пунктах очистного забоя в зависимости от его температуры и относительной влажности, а также глубины выработки определяются по табл. 1.VII.

Таблица 1.VII

Температура воздуха, С	Влагосодержание рудничного воздуха (г/кг) при $\phi=0,9$ и глубине ведения работ, м					
	500	600	700	800	900	1000
14	8,74	8,59	8,44	8,29	8,14	7,99
15	9,19	9,09	8,99	8,89	8,79	8,69
16	9,82	9,71	9,60	9,49	9,38	9,27
17	10,47	10,35	10,27	10,19	10,11	10,03
18	11,16	11,03	10,90	10,77	10,64	10,51
19	11,89	11,76	11,63	11,50	11,37	11,26
20	12,68	12,54	12,40	12,26	12,12	11,98
21	13,49	13,35	13,21	13,07	12,93	12,79
22	14,38	14,21	14,04	13,87	13,70	13,54
23	15,16	15,12	15,04	15,00	14,96	14,92
24	16,27	16,08	15,89	15,70	15,51	15,32
25	17,30	17,10	16,90	16,70	16,50	16,30
26	18,42	18,21	18,00	17,79	17,58	17,38
27	19,41	19,27	19,13	18,99	18,85	18,71
28	20,77	20,52	20,27	20,02	19,77	19,52
29	22,05	21,79	21,53	21,27	21,01	20,75
30	23,41	23,26	23,11	22,96	22,81	22,66
31	24,84	24,55	24,26	23,97	23,68	23,39
32	26,34	26,00	25,66	25,32	24,98	24,64
33	27,94	27,62	27,30	26,98	26,66	26,34
34	29,62	29,28	28,94	28,60	28,26	27,92
35	31,40	31,00	30,60	30,20	29,80	29,40
36	33,28	32,89	32,50	32,11	31,72	31,33

Коэффициент теплоотдачи определяется по формуле [76]

$$\alpha = \frac{2\varepsilon v_{\text{в}}^{0.8} \gamma_1^{0.8} \mu^{0.2}}{S^{0.2}}, \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{°C} \cdot \text{ч}, \quad (21.VII)$$

где ε — коэффициент шероховатости стенок выработки;
 $v_{\text{в}}$ — скорость движения вентиляционной струи;
 γ_1 — удельный вес рудничного воздуха, кг/м³;
 S — площадь поперечного сечения выработки, м².

При определении предельной длины очистного забоя можно принять $\gamma_1 = 1,25$ кг/м³ и $\varepsilon = 2,5 \div 3$.

Коэффициент теплоотдачи можно также определить по номограмме [75].

В качестве примера произведем расчет длины лавы, оборудованной гидрофицированным комплексом КМ-87 при следующих параметрах:

- 1) общая мощность пласта $m = 1,5$ м;
- 2) минимальная ширина рабочего пространства очистного забоя 3,65 м;
- 3) скорость вентиляционной струи в очистном забое $v_{\text{в}} = 240$ м/мин;
- 4) глубина участкового откаточного штрека $H = 800$ м;
- 5) геотермическая ступень района $F_{\text{ст}} = 30$ м²/°С;
- 6) относительная влажность рудничного воздуха $\varphi = 0,9$;
- 7) температура рудничного воздуха перед входом в очистной забой $t_1 = 18^\circ \text{C}$;
- 8) угол падения пласта 10° .

Определяем коэффициент теплоотдачи α по формуле (21.VII)

$$\alpha = \frac{2,0 \cdot 2,75 \cdot 4^{0.8} \cdot 1,25^{0.8} \cdot 10,3^{0.2}}{5,47^{0.2}} = 17 \text{ ккал/м}^2 \cdot \text{°C} \cdot \text{ч}.$$

Поверхность породных стенок очистного забоя

$$F = 10,3 \cdot 150 = 1545 \text{ м}^2.$$

Определяем постоянные источники тепловыделения, учитывая, что в очистном забое работает комбайн 2К-52 с электрическим приводом (длительная мощность электродвигателя 105 квт) с коэффициентом загрузки 0,5 и скребковый конвейер СПМ-87Д с двумя электродвигателями мощностью по 45 квт каждый с коэффициентом загрузки 0,7.

В среднем в течение смены в очистном забое находится 10 человек.

Тепловыделение от окисления угля

$$Q_{\text{ок}} = 13,5F, \text{ ккал/ч},$$

где 13,5 — удельное тепловыделение от окисления угля и угольной пыли в очистном забое, отнесенное к 1 м² поверхности породных стенок, ккал/м²·ч.

$$Q_{\text{ок}} = 13,5 \cdot 1545 = 20\,500 \text{ ккал/ч}.$$

Тепловыделение от присутствия людей

$$Q_p = 10 \cdot 250 = 2500 \text{ ккал/ч,}$$

где 250 — количество тепла, выделяемого телом одного рабочего, ккал/ч.

Тепловыделение от работы машин

$$Q'_m = (105 \cdot 0,5 + 2 \cdot 45 \cdot 0,7) \cdot 860 = 99\,500 \text{ ккал/ч,}$$

где 860 — тепловой эквивалент 1 квт·ч электроэнергии, ккал.
Теплога адиабатического расширения воздуха при движении вверх по очистному забою

$$Q_{\text{рас}} = \frac{Gh}{427} = \frac{3600 \cdot 4 \cdot 3,62 \cdot 1,5 \cdot 26}{427} = 5950 \text{ ккал/ч,}$$

где G — количество воздуха, движущегося по очистному забою, кг/ч;

h — высота очистного забоя по вертикали от нижнего пункта до верхнего, м;

427 — механический эквивалент теплоты.

Суммарные тепловыделения

$$\Sigma Q_T = 20\,800 + 2500 + 99\,500 + 5950 = 116\,850 \text{ ккал/ч.}$$

Учитывая, что температура рудничного воздуха в верхнем пункте очистного забоя t_2 не должна превышать 26°C , определим среднюю температуру вентиляционной струи в очистном забое по формуле (VII.18)

$$t_{\text{в. ср}} = \frac{18 + 26}{2} = 22^\circ\text{C.}$$

Температура пород на глубине откаточного штрека

$$t_{n_1} = 7,5 + \frac{800 - 25}{30} = 33,35^\circ\text{C.}$$

Температура пород на глубине вентиляционного штрека

$$t_{n_2} = 7,5 + \frac{774 - 25}{30} = 32,5^\circ\text{C.}$$

Средняя температура пород в очистном забое

$$t_{\text{п. ср}} = \frac{33,35 + 32,5}{2} \approx 32,9^\circ\text{C.}$$

По табл. I.VII находим $d_1 = 10,77$ г/кг и $d_2 = 17,79$ г/кг. Тогда

$$l_t = \frac{97\,800 \cdot 0,24 (26 - 18) - 116\,850 + 0,59 \cdot 97\,800 (17,79 - 10,77)}{10,3 \cdot 17 (32,9 - 22)} = 250 \text{ м.}$$

§ 4. Основные направления борьбы с пылью в очистном забое

Согласно требованиям Санитарных правил [77] и разработанным на их основе требованиям Правил безопасности [78] на каждой действующей и строящейся шахте во всех местах пылеобразования должны осуществляться мероприятия по снижению запыленности рудничной атмосферы до уровня предельно допустимой концентрации.

В табл. 2.VII приведены требования к составу воздуха по пылевому фактору.

Таблица 2.VII

Пыль	Максимально допустимая концентрация, мг/м ³
Породная и угольно-породная, содержащая свободный SiO ₂ в количестве:	
более 70%	1,0
10—70%	2,0
менее 10%	4,0
Пыль угольная, не содержащая свободный SiO ₂ . . .	10,0

Интенсивность пылеобразования и пылеотступления при выемке полезного ископаемого зависит от большого многообразия факторов, которые можно классифицировать следующим образом.

Геологические факторы:

а) естественная влажность угля;

б) крепость угля; в) степень метаморфизма угольного пласта; г) характер гипсометрии; д) мощность пласта и др.

Параметры технологии добычи полезного ископаемого: а) характер взаимодействия режущего инструмента с пластом; б) способ погрузки и транспортирования полезного ископаемого; в) концевые операции и др.

Параметры угледобывающих машин: а) энергетические; б) геометрические; в) конструктивные; г) кинематические; д) динамические.

На рис. 61 приведены зависимости запыленности рудничной атмосферы в мг/м³ от некоторых факторов, качественно характеризующие удельный вес их влияния.

Необходимо отметить, что из группы геологических факторов наибольшее влияние на процесс пылеобразования оказы-

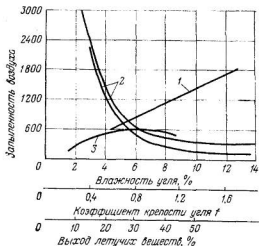


Рис. 61. Зависимость запыленности воздуха от геологических факторов:

1 — от крепости угля; 2 — от влажности угля; 3 — от степени метаморфизма

вает влажность угольного пласта. Этим фактором можно управлять, искусственно повышая влажность путем предварительного нагнетания под давлением воды в пласт. Изменение запыленности рудничной атмосферы от влажности угля в пласте имеет экспоненциальный характер (рис. 61, кривая 2).

При разрушении пласта, имеющего более высокую крепость угля, пылевыведение увеличивается вследствие расхода большой энергии на истирание, в то время как при погрузке и транспортировании угля увеличение крепости ведет к снижению пылевыведения. Эта зависимость имеет линейный характер (рис. 61, прямая 1).

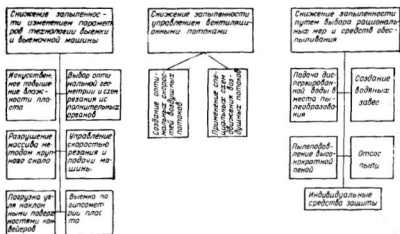


Рис. 62. Классификация средств и методов снижения запыленности рудничной атмосферы

Выбор той или иной технологии выемки угольного пласта по пылевому фактору определяется геологической характеристикой и существующими средствами механизации. При этом основную роль играют следующие факторы:

- 1) направление резания (скальвания) по отношению к направлению слоистости и кляважа;
- 2) угол отбойки и схема расположения отбойного инструмента;
- 3) глубина резания (скальвания).

Высокая эффективность отбойки и уменьшение выхода мелких классов и пыли достигается при обработке забоя параллельно кляважу и слоистости (угол между направлением резания и кляважом $0-30^\circ$ или $150-180^\circ$). При этом на пластах с крепкими прослойками породы и ярко выраженной слоистостью рекомен-

дуется выемка вертикальными роторными исполнительными органами, а на пластах с невыраженной слоистостью и влиянием кливажа — горизонтальными роторными органами [79].

На рис. 62 приведена классификация средств и методов снижения запыленности рудничной атмосферы. Из рис. 62 видно, что эффективное пылеподавление в очистном забое угольной шахты возможно только путем комплексного использования всех возможных средств и методов с учетом конкретных условий разрабатываемого пласта.

§ 5. Предварительное увлажнение угольного пласта

Предварительное увлажнение пласта является одним из эффективных методов борьбы с пылью. Существуют следующие способы нагнетания воды в пласт [80, 81]:

1. Насыщение массива через шпур (короткие и длинные), пробуренные перпендикулярно плоскости забоя.
2. Нагнетание жидкости через скважины, пробуренные параллельно линии забоя (откаточного или вентиляционного штрека).
3. Подача жидкости через скважины, пройденные с полевых штреков или с земной поверхности.

Предварительное увлажнение угольного пласта может быть осуществлено по рассмотренным схемам с подачей воды, растворов смачивателей, агрессивной жидкости, водо-воздушных смесей, аэрозолей, водяного пара, пены и других сред.

Давление воды определяется по формуле [81, 83]

$$P_{\text{ср}} = \frac{37 \cdot 10^{-6} Q_{\text{н}} (\lg l_{\text{ф}} - \lg r)}{k_{\text{ф.ср}} l_{\text{ф}}}, \text{ кгс/см}^2, \quad (22.VII)$$

- где $Q_{\text{н}}$ — скорость нагнетания воды в шпур, л/мин;
 $l_{\text{ф}}$ — длина фильтрующей части шпура; принимается равной $\frac{1}{3} l_{\text{ш}}$, м;
 $l_{\text{ш}}$ — длина шпура; превышает глубину вруба или подвигание забоя за период между нагнетаниями воды в пласт на 0,3—0,5 м;
 r — радиус шпура, м;
 $k_{\text{ф.ср}}$ — средний коэффициент фильтрации, м/мин.

Продолжительность увлажнения через шпур определяется исходя из равенства объемов воды и смоченного массива:

$$t Q_{\text{н}} = \frac{\pi l_{\text{п}}^2}{4} l_{\text{ф}} q,$$

отсюда

$$t = \frac{\pi l_{\text{п}}^2 l_{\text{ф}} q}{4 Q_{\text{н}}}, \text{ мин}, \quad (23.VII)$$

где q — удельный расход воды на увлажнение, л/м³; по опытным данным $q = 15—30$ л/м³;

l_p — расстояние между шпурами, м; ориентировочно

$$l_p = \frac{4}{3} l_{ш}.$$

При нагнетании через скважины, пробуренные параллельно линии забоя, глубина герметизации скважин [81]

$$l_r = 2m + 2,5, \text{ м.} \quad (24.VII)$$

Длина скважины

$$l_{скв} = 0,85l_d, \text{ м.} \quad (25.VII)$$

При встречном выбуривании скважин

$$l_{скв} = \frac{l_d}{2} - 5, \text{ м.} \quad (26.VII)$$

где l_d — длина лавы (высота этажа), м;

l_r — глубина герметизации, м.

Расстояние между скважинами не должно превышать диаметр смачивания:

$$l_p = D - 1, \text{ м.} \quad (27.VII)$$

где D — диаметр смачивания, м.

Удельный расход воды и оптимальная скорость нагнетания должны приниматься в каждом конкретном случае из имеющихся сведений о данных месторождения.

§ 6. Обеспыливающее проветривание

Пылевые аэрозоли не являются стабильными дисперсными системами, а концентрация пыли в рудничной атмосфере из-за влияния многих факторов непрерывно изменяется в пространстве и времени. Под действием аэродинамической силы воздушного потока часть пыли взвешивается, другая часть под действием сил гравитации осаждается. Задачей вентиляции является разжижение пыли, образовавшейся в результате технологического процесса выемки полезного ископаемого, до предельно допустимой концентрации

$$C_{п.д.к} = \frac{N}{Q_v}, \quad (28.VII)$$

где N — фактическая (расчетная) интенсивность образования пыли в забое, мг/мин;

Q_v — расход воздуха через сечение очистного забоя (лавы), м³/мин.

$$C_{п.д.к} = \text{const}, \text{ мг/м}^3. \text{ [Табл. 2.VII].}$$

Из этой зависимости определяется необходимый расход воздуха по пылевому фактору

$$Q_v = \frac{N}{C_{п.д.к}}. \quad (29.VII)$$

Интенсивность образования наиболее токсичной пыли определяется выражением [86]

$$N = 0,87 \frac{f S_{\text{тр}} m' A}{a^{1,5} \gamma^{0,5} W^{0,5}}, \text{ г/мин,} \quad (30.VII)$$

где f — коэффициент крепости пород или угля по шкале проф. М. М. Протоdjяконова;
 $S_{\text{тр}}$ — удельная трещиноватость пород, м^{-1} ;
 m' — общая пористость, %;
 γ — плотность породы (угля), кг/м^3 ;
 W — влажность, %;
 a — линейный размер одновременно разрушаемого объема массива (глубина среза h);
 A — работа деформирующей силы, $\text{кгс} \cdot \text{м}$.

Для комбайнов

$$A = h \bar{A}_p S_{\text{ср}} \lambda n_{p.p.} v_p$$

h — глубина среза, м;
 \bar{A}_p — сопротивляемость угля резанию, кг/м ;
 $S_{\text{ср}}$ — сечение среза, м^2 ;
 λ — минутный путь резания, равный $60 v_p$, м;
 $n_{p.p.}$ — число резцов в контакте;
 v_p — скорость резания, м/сек.

Чрезвычайно благоприятные условия для пылеобразования существуют при уменьшении сечения выработки вследствие расположения в них комбайнов, где скорость движущегося воздуха достигает 12 м/сек [84, 85, 87].

Экспериментальными работами были установлены оптимальные скорости движения воздуха, при которых запыленность в мг/м^3 минимальная (рис. 63) и табл. 3.VII.

Таблица 3.VII

Место работы	Оптимальная по пылевому фактору скорость воздушного потока, м/сек
Подготовительные забои угольных шахт	0,4—0,8
Угольные лавы, оснащенные комбайнами	1,2—1,8
Угольные лавы, оснащенные струговыми установками	1,5—3,0

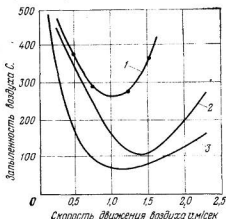


Рис. 63. Зависимость запыленности рудничного воздуха от скорости движения воздушного потока:

1 — в комбайновой лаве; 2 — в струговой лаве; 3 — при работе проходческого комбайна

Таким образом, в тех случаях, когда газовый фактор не лимитирует объема подаваемого воздуха, расчет его необходимо производить, исходя из условий обеспечения минимальной запыленности рабочего пространства лавы.

§ 7. Борьба с пылью путем орошения угольного забоя

Целью метода борьбы с пылью орошением является подавление пыли в момент ее образования в зарубной щели.

Процесс пылеподавления орошением можно разделить на следующие этапы:

- 1) смачивание поверхности угольного забоя перед его разрушением и в момент разрушения;
- 2) смачивание угля, образовавшегося при разрушении;
- 3) осаждение взвешившейся в воздухе пыли.

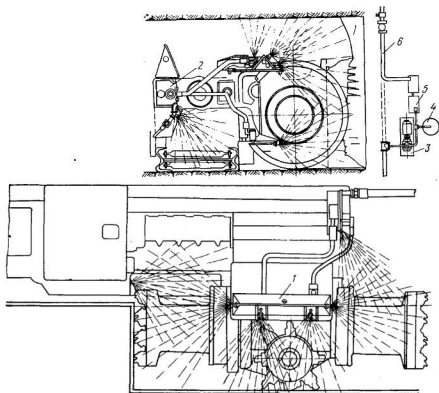


Рис. 64. Оросительное устройство комбайна БК-52м:

1, 2 — гидроблоки; 3 — насос; 4 — дозатор; 5 — емкость; 6 — противопожарный водопровод

В зависимости от особенностей технологического процесса, при котором происходит пылеобразование, роль перечисленных этапов может быть различной.

Для пылеподавления при работе выемочных комплексов 1К-101, 2К-52, БК-52, МК-67, КШ-1Г и других разработаны и серийно изготавливаются типовые оросительные системы ТОС (рис. 64) различной производительности: ТОС-50, ТОС-100, ТОС-150.

Типовая оросительная система выемочных комплексов обеспечивает давление воды на оросителях 12—15 кгс/см² при расходе ее 20—40 л/т. Эффективность пылеподавления достигает 90%.

Система орошения струговых установок представляет собой движущуюся за стругом водяную завесу (рис. 65). Для этого по всей длине лавы устанавливаются секции форсунок и аппаратура автоматического орошения с дистанционным управлением [88, 89, 90, 91].

В лаве орошение производится секциями форсунок по ходу движения струга (см. рис. 65). Подача воды осуществляется по схеме: насосная установка (противопожарный став) — забойный водопровод — включатель орошения — секция форсунок.

Тип и число форсунок в каждой секции орошения могут быть определены по двум факторам [90, 91]:

1. Обеспечение смачивания всей поверхности забоя и угля, погруженного на конвейер в зоне прохождения струга.

2. Обеспечение необходимой производительности секции форсунок при определенной производительности струга.

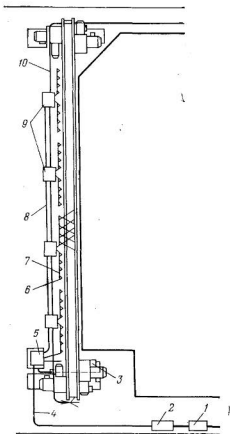


Рис. 65. Аппаратура автоматического орошения струговых установок:

1 — пусковой аппарат; 2 — источник питания; 3 — датчик местонахождения струга; 4 — кабель питания индикатора; 5 — индикатор местонахождения струга; 6 — форсунка; 7 — секционный шланг; 8 — кабель питания включателей орошения; 9 — включатель орошения ВОД; 10 — забойный водопровод

По первому фактору количество форсунок определяется из выражения (рис. 66).

$$N_1 = \frac{L_0}{2l \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}}, \quad (31.VII)$$

где α — угол раствора факела форсунки, град;
 N_1 — число форсунок на одну секцию орошения по смачиванию;
 L_0 — длина секции орошения, м;
 l — расстояние от форсунки до забоя, м.

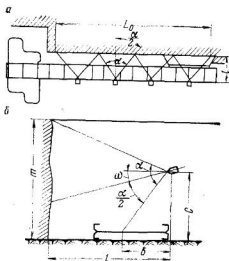


Рис. 66. Схемы расчета параметров секции орошения (а) и угла установки форсунок (б)

По второму фактору количество форсунок равно

$$N_2 = \frac{60k_в m \Delta l \gamma v_{стр}}{q_{фор}}, \quad (32.VII)$$

где N_2 — число форсунок по производительности секции;
 $k_в$ — количество литров воды, необходимое на 1 т добытого угля;
 m — мощность угольного пласта, м;
 Δl — толщина снимаемой стружки угля, м;
 γ — объемная масса угля, т/м³;
 $v_{стр}$ — скорость движения струга, м/сек;
 $q_{фор}$ — производительность форсунки, л/мин.

Производительность форсунки определяется по известной формуле

$$q_{\text{фор}} = a \sqrt{P}, \text{ л/мин,} \quad (33.VII)$$

где P — давление воды у форсунки, кгс/см²;
 a — коэффициент расхода.

С учетом давления в забойном водопроводе и характеристики форсунки число форсунок

$$N_2 = \frac{60k_m \Delta l \gamma v_{\text{стр}}}{a \sqrt{P}}. \quad (34.VII)$$

Угол наклона, обеспечивающий полное смачивание угольного забоя.

$$\omega = \frac{\alpha}{2} - \text{arc tg} \frac{m - C}{l}, \text{ град,}$$

где C — высота установки форсунки над почвой, м.

Величиной, определяющей пригодность форсунки для орошения данного пласта, является b :

$$b = C \text{tg} \left(90^\circ - \frac{\alpha}{2} + \omega \right) < b_{\text{кон}}; \quad (35.VII)$$

$$b \leq b_{\text{кон}},$$

где $b_{\text{кон}}$ — конструктивный параметр, определенный для каждого струга.

Результаты расчетов, проведенных для пластов мощностью 0,9—1,8 м, вынимаемых струговой установкой УСБ-67, приведены в табл. 4.VII и 5.VII.

Таблица 4.VII

Мощность пласта, м	Число форсунок на секцию орошения в зависимости от их производительности при скорости движения струга									
	$v_c = 0,61 \text{ м/сек}$					$v_c = 1,81 \text{ м/сек}$				
0,9	13	9	6	4	3	24	17	11	8	5
1,0	14	11	7	5	3	26	19	13	9	6
1,1	15	12	8	5	4	29	2	14	9	6
1,2	17	13	8	6	4	31	23	15	10	7
1,3	18	15	9	6	4	34	25	16	11	7
1,4	20	16	10	6	4	37	27	18	12	8
1,5	21	17	10	7	5	39	28	19	13	9
1,6	22	18	11	7	5	42	30	20	13	9
1,7	23	18	11	8	5	43	32	21	14	9
1,8	25	20	12	8	6	47	34	23	15	10
Коэффициент производительности форсунок										
1,6 2,2 3,3 5,0 7,5 1,6 2,2 3,3 5,0 7,5										

Таблица 5.VII

Мощность пласта, м	Производи- тельность струи, т/мин	Производи- тельность насоса, л/мин	Рекомендуемый тип форсунки	Число форсунок на секцию	Угол установки форсунки к линии простираия, град
0,9	4,2	85	КФ-3,3-75	4	18
1,0	4,7	95	КФ-3,3-75	4	12
1,1	5,15	105	КФ-5,0-75	4	8
1,2	5,6	110	КФ-5,0-75	4	0
1,3	6,1	120	КФ-5,0-90	4	0
1,4	6,5	130	КФ-5,0-90	6	0
1,5	7,0	140	КФ-7,5-90	6	0
1,6	7,5	150	КФ-7,5-90	6	0
1,7	7,9	160	КФ-7,5-90	6	5
1,8	8,4	170	КФ-7,5-90	6	10

Расчет забойного водопровода. Согласно техническим требованиям на системы водоснабжения забойный водопровод должен обеспечить подачу не менее 40 л воды на 1 т добываемого угля и давление на входе оросительного устройства не ниже 15 кгс/см² при любом положении выемочной машины.

Выбираемый при проектировании водопровода тип шланга проверяется на соответствие диаметра требуемому напору

$$H_{\text{н}} = 150 \text{ м} + H_{\text{з.в}}, \text{ м}, \quad (36.VII)$$

где $H_{\text{н}}$ — напор на насосной установке, м;

$H_{\text{з.в}}$ — полные потери напора на участке от насоса до оросительного устройства при номинальной производительности, м,

$$H_{\text{з.в}} = H_{\text{г}} + H_{\text{тр}} + H_{\text{м}}, \quad (37.VII)$$

$H_{\text{г}}$ — разница геодезических уровней насосной установки и комбайна, м;

$H_{\text{тр}}$ — потери на трение в забойном водопровode, зависящие от диаметра шланга, м;

$H_{\text{м}}$ — потери на местных сопротивлениях, м.

Для струговых установок Техническими требованиями регламентируется минимальное давление на наиболее гидравлически удаленной форсунке, равное 6—12 кгс/см².

Расчет забойного водопровода производится согласно схеме (рис. 67).

Необходимый напор определяется по формуле

$$H_{\text{н}} = 60 + H_{\text{з.в}} + H_{\text{вкл}} + H_{\text{г}}, \text{ м}, \quad (38.VII)$$

где $H_{\text{вкл}}$ — потери во включателе орошения, м.

Характеристика сети (без учета геодезического напора) определяется по формуле

$$H = RQ^2, \quad (39.VII)$$

где Q — расход воды, м³/сек:

$$R = \frac{h}{Q^2}, \quad \frac{\text{м} \cdot \text{сек}^2}{\text{м}^6};$$

h — потери напора на данном участке, м вод. ст.

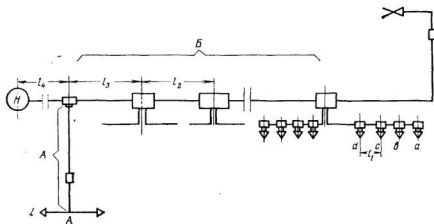


Рис. 67. Схема расчета забойного водопровода

Общее сопротивление

$$\frac{1}{\sqrt{R_{\text{об}}}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{R_n}},$$

$R_1 \div R_n$ — сопротивление участков.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ РЕЖИМА И ОРГАНИЗАЦИИ РАБОТ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ**§ 1. Режимы работы лав**

Формы организации производства в очистных забоях угольных шахт определяются режимом работы, т. е. общим числом дней и смен, продолжительностью рабочей недели и смены, порядком чередования добычных и ремонтно-подготовительных смен, последовательностью подготовки к очередному циклу, интенсивностью углетока [54, 55, 56, 57, 58, 59 60].

Режимы работы участков и цехов на одном и том же предприятии могут быть и одинаковыми, и разными. В зависимости от того, работает ли шахта с общим выходным днем или со скользящим графиком выходных, различают прерывный и непрерывный режимы работы предприятия. В течение суток работа может осуществляться либо круглосуточно, либо с перерывами [55, 57].

Режимы работы угольных шахт отличаются большим разнообразием и претерпевают изменения в соответствии с этапами технического прогресса в угольной промышленности.

Широкое распространение комплексной организации труда в очистных забоях повлекло за собой увеличение числа смен по выдаче угля с соответствующим уменьшением подготовительных смен. Внедрение механизированных комплексов и угледобывающих агрегатов позволило в ряде случаев сократить продолжительность операций, не совмещаемых с выемкой угля, до 2—4 ч, создавая условия для поточной выемки угля.

В девятой пятилетке намечено завершить в основном техническое перевооружение предприятий на основе комплексной механизации и автоматизации производственных процессов, а также переход на узкозахватную выемку угля в шахтах, повысить к концу пятилетки удельный вес добычи угля на пластах пологого и наклонного падения с применением выемочных комплексов и механизированных крепей не менее чем до 60% общей добычи его. Предусматривается более эффективное использование производственных мощностей путем более полного использования машин и оборудования, повышения коэффициента сменности, ликвидации простоев, дальнейшей интенсификации производственных процессов.

При современном уровне механизации на горных предприятиях применяются две основные формы организации производства — цикличная и поточная.

В настоящее время наибольшее распространение получили следующие режимы работ:

- три 6-часовые смены без перерывов между ними при одной свободной смене;
- четыре 6-часовые смены;
- три 6-часовые смены с 2-часовым перерывом между ними;
- три 6-часовые смены с часовым перерывом между ними и 4-часовым перерывом в конце суток.

На выбор рациональных режимов производства влияют технологические, экономические, социальные и организационные факторы. Влияние их различно, а оценка режима работы по каждому из этих факторов может быть и противоположной.

Основным технологическим требованием к режиму производства является обеспечение необходимого времени для ежесуточного и еженедельного проведения работ по профилактике и ремонту добычного и транспортного оборудования шахт. Режим работы должен равным образом предусматривать время на ремонт выработок и путевого хозяйства.

С экономической точки зрения целесообразными являются режимы, предусматривающие наиболее полное использование основных фондов предприятия с максимальной их загрузкой.

Основными организационными требованиями к рациональным режимам работы являются совпадение режимов различных производственных участков и цехов шахты, отсутствие перерывов между сменами, закрепление графика выходов рабочих, постоянство бригад рабочих и отсутствие необходимости в их подмене.

§ 2. Выбор рационального режима работы лавы и проектирование оптимальной организации работ в очистном забое*

Выбор рационального режима работы очистного забоя требует соблюдения следующих основных условий:

- специальное время в течение суток и недели для профилактики и ремонта оборудования, выработок и путевого хозяйства;
- смена бригад или звеньев на рабочем месте;
- минимальное число рабочих в ночное время;
- постоянный состав бригад или звеньев и закрепление рабочих по сменам.

Наиболее полно этим условиям отвечают: режимы при прерывной рабочей неделе в три добычные смены (с выполнением в каждой смене всех работ по выемке угля и подготовке лавы) и четвертую ремонтную смену; двухсменный добычной режим с третьей ремонтно-подготовительной и четвертой нерабочей сменами; четы-

* Методика моделирования оптимальной организации работ в очистных забоях разработана А. С. Астаховым, Э. И. Гойзманом и Г. В. Арабян и приведена в работе [6].

рехсменный режим работы с чередованием добычных и ремонтно-подготовительных смен.

При переводе трудящихся шахт на пятидневную рабочую неделю предпочтительно с экономической точки зрения сохранять шестидневную работу шахты в целом с одновременным увеличением добычи угля по шахте.

Современный уровень технического прогресса в угольной промышленности требует более четкой организации работ, которая все больше приближается к поточной и является одной из основных предпосылок к росту нагрузки на лавы. Достичь комплексно взаимоувязанного и строгого решения организации работ возможно только экономико-математическими методами.

Целевой функцией оптимизации является минимизация трудовых или денежных затрат на выполнение цикла работ в лаве. Так как в ходе решения задачи варьируется суточная нагрузка на лаву, затраты должны учитываться не только по очистному забою, но и на транспортирование грузов по участковым выработкам и поддержание последних.

Целевая функция по трудоемкости может быть представлена в виде:

$$\lambda = \frac{T_{ц}}{T_{\text{раб}}A_{ц}} (n_{\text{см}} z + d) \rightarrow \min, \quad (1.VIII)$$

где $T_{ц}$ — реальная длительность цикла в лаве, мин;
 $T_{\text{раб}}$ — длительность рабочего времени суток, мин;
 $A_{ц}$ — добыча угля за один цикл, т;
 $n_{\text{см}}$ — число рабочих смен в сутки;
 z — сменная численность комплексной бригады рабочих в лаве;
 d — численность постоянного штата рабочих в лаве и на смежных с нею технологических звеньях.

Целевая функция по приведенным денежным затратам имеет вид:

$$\lambda' = \frac{T_{ц}}{T_{\text{раб}}A_{ц}} (n_{\text{см}} z \alpha + \beta) \rightarrow \min, \quad (2.VIII)$$

где α — величина сменного заработка одного рабочего, руб.;

β — условно-постоянные издержки, руб.

Условно-постоянные издержки включают: заработную плату рабочих постоянного штата с начислениями на нее; нормативное погашение EK капитальных затрат K на повышение пропускной способности смежных с лавой звеньев; оплату за основные фонды участка.

Для создания математической модели по приведенным критериям оптимальности следует определить реальную длительность производственного цикла, численность бригады с ограничениями по допустимому взаимному опережению или отставанию отдельных рабочих процессов. При этом необходимо обеспечить добычу угля не менее запланированной или нормативной.

Общая длительность цикла в лаве $T_{\text{ц}}$ разделяется на n последовательных отрезков времени t_1, t_2, \dots, t_n , обозначающих продолжительность движения или простоя комбайна по случайным или технологическим причинам. Обозначим периоды через t_k ($k = 1, 2, \dots, n$). В составе работ производственного цикла выделяем m основных рабочих процессов. Для каждого i -го процесса определяем объем работ на цикл W_i ($i = 1, 2, \dots, m$) в метрах длины очистного забоя. Пусть v_i будет скорость возможного выполнения i -го процесса одним рабочим за 1 мин времени чистой работы, т. е. v_i — производительность труда рабочего на данном процессе за 1 мин времени чистой работы, выраженная в метрах длины лавы. Величина v_i для каждого процесса определяется по данным нормировочника или по материалам хронометражных наблюдений.

Для рассматриваемой схемы механизации очистных работ в лаве составляют планограмму крайних сроков возможного начала и окончания всех процессов, увязав эти сроки между собой и с работой комбайна. При этом время работы последнего принимается равным математическому ожиданию времени его чистой работы и случайных простоев.

Реальную длительность производственного цикла можно представить в виде

$$T_{\text{ц}} = \sum_k t_k + \sum_i \tau_i, \text{ мин.}$$

где τ_i — добавочные периоды времени на ликвидацию отставания того или иного процесса, требующие остановки комбайна.

Общая численность комплексной бригады в лаве z в течение рабочих смен постоянна, т. е. $z = \text{const}$. Численность рабочих, занятых в k -м периоде цикла на выполнении i -го процесса, обозначается через x_{ik} . Оптимальные значения x_{ik} и z являются искомыми величинами при решении задачи. Так как в отдельные моменты цикла возможен перевод рабочих с выполнения одного процесса на другой, x_{ik} для разных периодов k могут быть неодинаковыми. Перевод рабочих может осуществляться либо в связи с окончанием процесса, либо для ликвидации отставаний в выполнении отдельных процессов и для разумного рассредоточения их с целью уменьшения неравномерности объема работ по часам цикла. Во время добавочных периодов τ_i на выполнение i -го процесса может быть направлена почти вся бригада, за исключением b_i рабочих, остающихся для профилактического осмотра машин.

Уравнения объемов работ составляются отдельно по каждому рабочему процессу цикла:

$$W_i = \sum_k v_i t_k x_{ik} + \sum_l v_i \tau_{il} (z - b_l), \quad i = 1, 2, \dots, m. \quad (3.VIII)$$

Каждое уравнение выражает следующее условие: суммарные затраты труда в человеко-минутах на выполнение данного процесса в течение цикла при известной производительности труда рабочего

v_i должны обеспечивать выполнение за время $T_{ц}$ полного объема работ по данному процессу W_i .

Уравнения численности бригады в лаве составляются для каждого периода цикла t_k

$$z = \sum_i x_{ik} + x_{pk} + a_k \quad k = 1, 2, \dots, n, \quad (4.VIII)$$

где x_{pk} — число рабочих, простаивающих в k -м периоде из-за отсутствия фронта работ, достаточного для полной загрузки всех членов бригады в данном периоде;

a_k — численность комбайнового звена на отдельных операциях с комбайном, задаваемая по существующим нормам для каждого t_k , с тем, чтобы комбайн работал со скоростью v_i . Для технологической взаимной увязки отдельных процессов накладываются ограничения по допустимому взаимному опережению или отставанию отдельных рабочих процессов в лаве

$$\sum_k v_c x_{c,k} t_k + \sum_k v_c (z - b_k) \tau_{c,k} - \sum_k v_f x_{f,k} t_k. \quad (5.VIII)$$

Неравенства строятся отдельно для каждой пары процессов $i=C$ и $i=f$, для которых существует требование, чтобы в любой момент k процесс f отставал по фронту лавы от процесса c не более чем на h_{cf} метров.

Все три слагаемых левой части неравенства, обозначающие объемы работ к концу k -го периода, должны выражаться в линейных метрах, отсчитываемых от начала лавы. В зависимости от типа поставленной задачи в математическую модель можно ввести следующие дополнительные условия:

а) ограничения по наибольшей или наименьшей численности рабочих, занятых в одном процессе,

$$x_{ik} \leq x_{ik \max} \quad (\text{или } x_{ik \min}); \quad (6.VIII)$$

б) требование обеспечить добычу угля не менее запланированной или нормативной

$$A_{\text{сут}} = \frac{T_{\text{раб}}}{T_{\text{ц}}} A_{\text{ц}} \geq A_{\text{план}}. \quad (7.VIII)$$

Дополнительными условиями являются также требования, чтобы все значения z , x_{ik} и x_{pk} были положительными величинами и чтобы численность бригады z была целым числом.

Искомыми величинами описанной математической модели являются численность бригады в лаве z , распределение ее по отдельным рабочим процессам в отдельные периоды цикла x_{ik} , число рабочих, вынужденных простаивать в эти же периоды x_{pk} и длительность цикла $T_{ц}$, которая пропорциональна суточной нагрузке на лаву $A_{\text{сут}}$.

Так как переменные взаимозависимы, то модель нелинейна. Однако нахождение оптимального сочетания величин z , x_{ik} , x_{pk} , $T_{ц}$

может быть сведено к последовательному решению нескольких задач линейного программирования, решаемых с помощью симплекс-метода.

Исходным моментом для перехода от нелинейной модели к линейной является назначение верхней и нижней границ возможных значений величины z . Затем методом наискорейшего спуска осуществляется последовательное приближение к оптимальному варианту.

Верхняя граница численности рабочих в лаве z_n определяется из условия, чтобы $\tau=0$, а минимальная численность бригады будет при $z_n=a_n$.

Фиксируя последовательные значения численности рабочих в бригаде после каждой итерации, определяем соответствующую длительность цикла, просчитывая построенную модель. В результате определяем для каждого значения z величины λ и λ' и выбираем среди них минимальное значение λ . Это и есть оптимальное решение.

Задача рассчитывается для разных значений исходных показателей — скорости движения комбайна, длины лавы, длительности простоев по внешним и техническим причинам и т. д. Длительность и частота краткосрочных и долгосрочных остановок комбайна, вызываемых технологическими причинами, а также случайных его простоев рассматриваются как заданные величины. Они заранее должны быть определены в численном виде по имеющимся нормативам, хронометражным наблюдениям и статистическим данным.

Приведенная математическая модель оптимальной организации работ в очистных забоях может быть использована не только на стадии проектирования, но и при оперативном планировании сменных нарядов на участках, составлении планов добычи и численности рабочих и т. д.

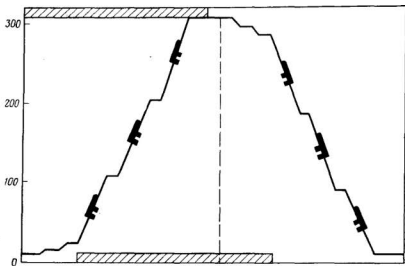
Пример*. Шахта «Трудовская» комбината Донецкуголь, 5-я западная лава. В лаве работает узкозахватный комбайн 1К-52Ш с глубиной захвата 0,7 м, конвейер СП-63 и индивидуальная крепь. Управление кровлей — полное обрушение на стойки ОКУ-5. Длина лавы 330 м. Добыча угля с одного цикла, состоящего из двух полос, 720 т.

Ввиду того что управление кровлей производится специализированной бригадой, оптимальная численность сменной бригады рабочих определялась только для работ, связанных с выемкой угля.

В соответствии с расчетами, проведенными по выше изложенной методике, расчетная трудоемкость работ λ при различной численности рабочих в бригаде и оптимальной организации работ приведена в табл. I.VIII.

Рекомендуемый технологический график выполнения работ в лаве приведен на рис. 68. Ему соответствуют численность сменной

* Заимствован из работы Онуфриева Л. Н., Астахова А. С. и др. [61].



■ Выемка угля комбайном

▨ Выемка угля в нишах

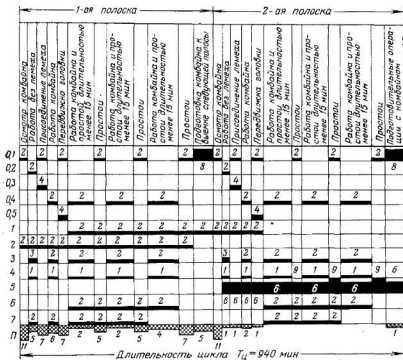


Таблица 1.VIII

Численность сменной бригады	Трудоёмкость работ, чел-смен/1000 т		Численность сменной бригады	Трудоёмкость работ, чел-смен/1000 т	
	при 4-сменном режиме работы	при 3-сменном режиме работы		при 4-сменном режиме работы	при 3-сменном режиме работы
9	235	295	13	170	210
10	198	248	14	166	204
11	181	226	15	162	199
12	174	216	16	164	201

бригады 15 человек и длительность производственного цикла 940 мин. Показатели работы лавы, соответствующие данному графику, полученные в результате оптимизации на ЭЦВМ, приведены в табл. 2.VIII.

Таблица 2.VIII

Показатели	При 4-сменном режиме работы	При 3-сменном режиме работы
Число циклов в сутки	1,54	1,15
Длительность цикла, мин	939	939
Добыча угля с одного цикла, т	720	720
Среднесуточная добыча угля из лавы, т	1110	830
Подвигание лавы за месяц, м	56,0	41,9
Численность сменной бригады рабочих	15	15
Трудоёмкость работ в лаве и на смежных вспомогательных процессах, чел-смен/1000 т	162	199

При выемке первой полосы угля рекомендована следующая расстановка рабочих по процессам.

За комбайном постоянно закреплено два человека. Во время выемки угля они управляют комбайном, а в период простоев производят текущий ремонт. Вслед за передвигающимся комбайном два человека оформляют забой, а один ставит временную крепь.

Рис. 68. Планограмма и распределение рабочих по процессам 5-й западной лавы шахты «Трудовская» ($T_{\text{ц}}=940$ мин, $z=15$ человек):

0,1 — осмотр и операции с комбайном; 0,2 — работа комбайна без лемеха; 0,3 — присоединение лемеха; 0,4 — работа комбайна с лемехом; 0,5 — передатка головок конвейера; 1 — выемка угля в нижней нише; 2 — выемка угля в верхней нише; 3 — оформление забоя; 4 — временное крепление; 5 — постоянное крепление; 6 — передатка конвейера; 7 — доставка лесных материалов; П — простой рабочих. Цифры на нижнем графике означают число рабочих, занятых на данном процессе

Примечание. Работы по управлению кровлей, выполняемые специализированной бригадой рабочих, на графике не указаны.

Выемкой угля в верхней и нижней нишах занимаются четыре человека в течение всего времени работы комбайна.

Передвижение конвейера осуществляется частями с отставанием от комбайна на 10—15 м как во время работы комбайна, так и в период простоев.

Доставкой лесных материалов занимаются два человека.

Во время выемки второй полосы угля шесть человек устанавливают постоянную крепь, двое занимаются передвижкой конвейера, трое — оформлением и креплением забоя.

В конце выемки каждой полосы угля восемь рабочих готовят комбайн к работе по выемке следующей полосы. Как видно из графика, часть рабочих остается незанятой не только в период простоев комбайна, но и во время его движения, особенно снизу вверх. Во время длительных простоев комбайна по внелавным причинам от 3 до 9 человек не работают из-за отсутствия фронта работ. Ввиду того что управление кровлей осуществляется при работе комбайна снизу вверх, допустимо использовать всех этих рабочих на передвижке и выбивке стоек.

Простой рабочих при движении комбайна снизу вверх неизбежны, однако их уровень может меняться в зависимости от продолжительности простоев по внелавным причинам, которые могут быть или более длительными, чем они предусмотрены, или несколько ниже принятой их величины. Кроме этого повышенная потребность в рабочих при выемке угля второй полосы является определяющим фактором при установлении оптимальной численности сменной бригады рабочих на цикл, так как объем работ, выполняемый по условиям технологии, здесь больше, чем при движении комбайна снизу вверх. Поэтому при выемке первой полосы угля в лаве имеются незагруженные рабочие.

Оптимальная длительность цикла (939 мин) близка к минимально возможной и превышает ее лишь на 14 мин. Таким образом, экономически наиболее выгодная добыча угля из лавы здесь практически совпадает с максимальной технически возможной ее нагрузкой.

**ПРОЕКТИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ КОНЦЕВЫХ
ОПЕРАЦИЙ В ЛАВЕ *****§ 1. Общие способы выемки ниш**

В настоящее время для механизации очистных работ на пологих и наклонных пластах угольных шахт создан ряд высокопроизводительных комплексов оборудования. Широкое их внедрение позволило значительно повысить нагрузку на очистной забой и улучшить все технико-экономические показатели.

Однако более эффективное использование высокопроизводительной техники сдерживается наличием в технологических схемах выемки угля немеханизированного процесса подготовки ниш на концевых участках лав. Размеры ниш обусловлены конструктивными особенностями оборудования — комбайна и конвейера, их взаимным расположением в процессе выемки концевых участков, а также схемами подготовки выемочного участка.

Подготовка ниш осуществляется преимущественно с помощью буровзрывных работ, реже — с помощью отбойных молотков и выбуривания. Все эти способы требуют больших затрат ручного труда, кроме того, буровзрывной способ снижает безопасность работ и влечет за собой большие технологические перемены.

Несмотря на применение более совершенных средств механизации очистных работ и снижение их общей трудоемкости в лаве, трудоемкость работ по подготовке ниш остается практически на прежнем уровне, а удельный вес ее возрастает. Если при применении широкозахватных комбайнов удельный вес трудоемкости по подготовке ниш составлял 4—7% общей трудоемкости работ в лаве, то при узкозахватной выемке он возрос в лавах с индивидуальной крепью до 15—19%, а с механизированной — до 26—28%.

Существующие узкозахватные комбайны требуют предварительной подготовки ниш длиной 5—7 м каждая. Фактически вследствие нерационального размещения оборудования суммарная длина обеих ниш достигает 20 м и более.

В целом по забоям с узкозахватной техникой длина ниш на шахтах МУП УССР в 1971 г. составляла 15,1 м на лаву, а на отдельных комбинатах — 18—19 м. В то же время на комбинате Укрзападуголь суммарная длина ниш значительно ниже и составляет 9,7 м. На шахтах этого комбината целеустремленно ведется

* Глава IX написана В. И. Кириченко, В. И. Кутовым и О. Л. Колосовым.

работа по сокращению длины ниш и полному их устранению. Здесь около 45% лав с узкозахватными комбайнами работали без одной или обеих ниш.

Всего на шахтах МУП УССР 32 лавы, обрабатываемых без обеих ниш, и 43 лавы — без одной ниши. Имеется определенный опыт работы без ниш и в других бассейнах страны.

Основным направлением механизации выемки угля на концевых участках лавы являются вынос приводов конвейера в выработки и высмка угля по всей длине забоя одним комбайном с симметричным расположением самозарубных исполнительных органов относительно его корпуса. При этом целесообразно иметь конвейеры с плосковерхими приводными головками, позволяющими осуществлять перемещение комбайна по всей длине конвейера. В настоящее время проходят промышленные испытания опытные образцы забойных конвейеров СП-64П2 и СП-87П (СП-63П) с такими приводами.

При выносе приводных головок на штреки или просеки последние должны проводиться с нижней подрывкой почвы для обеспечения нормального пересыпа угля с конвейера лавы на штрековый перегружатель. Величина подрывки почвы зависит в основном от габаритов приводных головок конвейера лавы и в каждом конкретном случае определяется отдельно. Превышение нижней ветви цепи конвейера лавы над конвейером штрека должно быть не менее 0,2 м. В противном случае при высокопроизводительной работе лавы и большом потоке угля нижняя ветвь захватывает часть угля, что может привести к ее заштыбовке и порывам цепи.

Применение нишенарезных машин (НМ-1, АВН) может быть рекомендовано для подготовки ниш в очистных забоях при сплошной системе разработки.

Ниже описываются способы и средства ликвидации или сокращения длины ниш, а также механизации их подготовки.

§ 2. Самозарубка комбайна в пласт косыми заездами

Самозарубка комбайна в пласт способом косых заездов может применяться при его работе с любыми исполнительными органами, а также с исполнительными органами фронтальной самозарубки в случае невозможности обеспечения достаточных усилий для передвижки, неустойчивости комбайна при передвижке или невозможности передвижки комбайна вместе с конвейером из-за низкой прочности пород.

В настоящее время на шахтах Донбасса проходят промышленные испытания комбайны УК-2, БКТ и БШ-1 «Старт».

В отличие от комбайнов 1К-101 и 2К-52 они имеют симметричное расположение исполнительных органов. Такая компоновка позволяет при незначительных затратах труда и времени производить механизированную выемку ниш путем косых заездов.

На рис. 69 показана последовательность выполнения концевых

операций при работе комбайна УК-2. Аналогичные схемы могут быть применены и при комбайнах БКТ, БШ-1 «Старт». При работе в лаве одного комбайна 2К-52 или 1К-101 подобным образом может быть механизирована выемка одной из ниш.

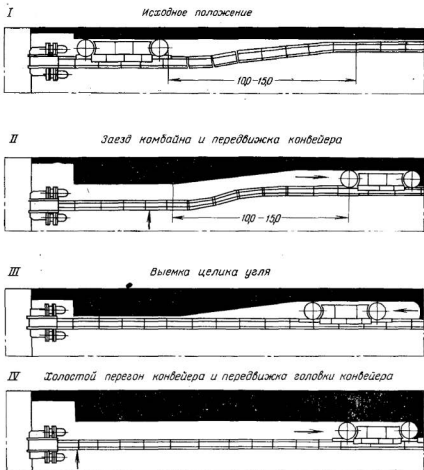


Рис. 69. Последовательность выполнения концевых операций при самозарубке комбайна в пласт способом «косых заездов»

I. Исходное положение. По всей длине лавы конвейер передвинут к забою (после окончания выемки предыдущей полосы угля), за исключением концевой его части, где расположен комбайн.

II. С исходного положения при включенном переднем исполнительном органе по ходу движения выемочной машины производится

подача комбайна вдоль линии изгиба конвейера. Комбайн, постепенно внедряясь в угольный массив, вынимает клиновидную полосу угля. Длина заезда при этом составляет 12—15 м и определяется выходом комбайна на прямолинейный участок забойного конвейера.

III. Производятся передвижка концевой головки и недодвинутой части рештачного става конвейера к забою и выемка комбайном оставшегося целика угля.

IV. Комбайн на холостом ходу перегоняют к образованному уступу забоя, передвигают концевую головку конвейера на новую дорогу и производят выемку угля.

Эксплуатация комбайна УК-2 показала, что время, необходимое для проведения концевых операций в пластах мощностью менее 0,8 м, составляет около 20 мин. При этом только за счет уменьшения длины ниш трудоемкость работ в лаве сокращается на 5,5 чел.-смен в сутки. При вынесенных на штреки приводных головах достигается полная ликвидация ниш и трудоемкость работ в лаве сокращается на 7—8 чел.-смен за сутки.

§ 3. Двухкомбайновая выемка угля

Двухкомбайновая выемка угля применяется при комбайнах с односторонним расположением самозарубывающихся исполнительных органов относительно корпуса. Оба комбайна должны быть повернуты исполнительными органами в сторону концевых частей лавы.

На рис. 70 показана последовательность выполнения операций при выемке двумя комбайнами 2К-52.

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

II. Комбайн 1 (обычно расположенный в верхней части лавы) снимает полосу угля длиной 15—20 м, затем возвращается, производит зачистку и навалку угля на конвейер. Учитывая, что весь уголь, добытый комбайном 1, транспортируется под комбайном 2, длина снимаемой комбайном 1 полосы угля принимается небольшой (15—20 м). Крепление обнаженного пространства производится вслед за выемкой.

III. После отхода комбайна 2 от конца лавы (места зарубки в пласт) на 10—12 м при нахождении головки конвейера в лаве и на 6—7 м при вынесенной на штрек комбайн останавливают и производят навеску его погрузочного устройства, передвижку нижней приводной головки и рештачного става ниже комбайна на новую дорогу. Выемка оставшейся полосы угля осуществляется только комбайном 2. Одновременно с выемкой производится крепление лавы. По окончании выемки демонтируется погрузочное устройство.

IV. Оба комбайна при подаче конвейера на забой зарубаются в пласт на величину полезного захвата.

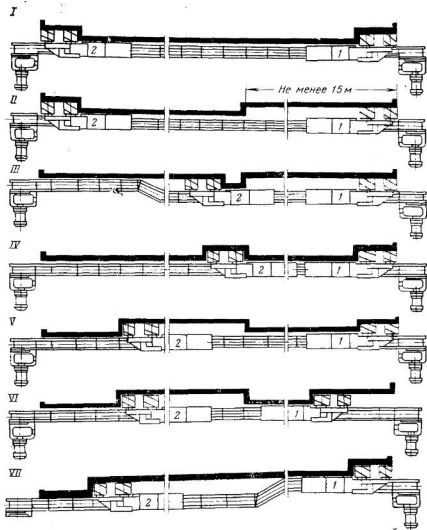


Рис. 70. Последовательность выполнения концевых операций при выемке угля двумя комбайнами 2К-52

V. Производится выемка пласта комбайном 2 на участке 6—8 м, зачистка угля между конвейером и забоем, а затем установка погрузочного устройства на комбайне.

VI. Комбайном 1 осуществляются выемка полосы угля в верхней части лавы при движении вниз и зачистка угля при движении вверх. Вслед за выемкой производится крепление призабойного пространства; по окончании выемки — самозарубка комбайна в пласт.

VII. Комбайном 2 вынимается полоса угля от места зарубки его в пласт до нижней головки конвейера.

Вслед за комбайном производится передвижка конвейера и крепление призабойного пространства. После окончания выемки осуществляется самозарубка комбайна 1 в пласт.

Порядок выполнения операций при комбайнах, не требующих перестановки погрузочного устройства (например типа КШ), остается таким же, за исключением позиций III и V, связанных с остановкой комбайна и ремонтом устройства.

На рис. 71 представлена разработанная ПНИУИ схема работы двух комбайнов КШ-1КГ в лавах с комплексами ОКП и ОМКТМ. При осуществлении этой схемы, помимо полной механизации отработки концевых операций, может быть резко увеличена нагрузка на лаву за счет совмещения операций по выемке и зачистке лавы. Согласно схеме оба комбайна движутся одновременно в одном направлении, причем один из них осуществляет выемку угля, а другой — зачистку. При перемене направления движения функции комбайнов меняются. При одновременной работе двух комбайнов по этой схеме операции осуществляются в такой последовательности.

I. Комбайн 1 с поднятым передним шнеком производит выемку угля в лаве в направлении к запасному штреку, комбайн 2 с опущенными шнеками движется в том же направлении и производит зачистку непогруженного угля.

II. Комбайн 1 доходит до конца лавы, конвейер на половине лавы передвигается к забою.

III. Комбайн 2 зарубается на изгибе конвейера и осуществляет выемку в направлении конвейерного штрека; комбайн 1 с опущенными шнеками производит зачистку непогруженного угля. Вслед за комбайном 1 с некоторым отставанием производится передвижка забойного конвейера.

IV. Комбайн 2, двигаясь в направлении конвейерного штрека, отрабатывает концевой участок; комбайн 1 зарубается на изгибе конвейера и производит выемку угля в направлении к запасному штреку. Комбайн 2 движется в том же направлении и производит зачистку лавы.

Применение указанной схемы позволило увеличить нагрузку на комплексную лаву на 40—45%.

Следует отметить, что в отдельных случаях самозарубка может производиться при подаче комбайна назад-вперед на коротком участке, так как при этом облегчаются выгрузка отбитого угля на конвейер и работа исполнительного органа, а также уменьшаются требуемые усилия для подачи комбайна на забой.

Аналогичная схема работ может быть применена и с комбайнами 1К-101. В настоящее время она находит применение в основном на шахтах комбината Укрзападуголь.

В случае применения двух комбайнов оба работают на одной тяговой цепи. С целью уменьшения на нее нагрузок каждый из

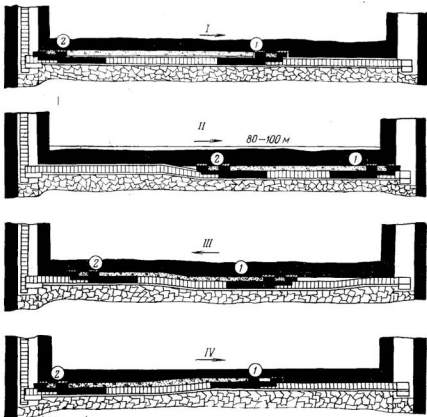


Рис. 71. Последовательность выполнения концевых операций при выемке угля двумя комбайнами КШ-1КГ

них может перемещаться по собственной цепи. При этом нижний комбайн имеет тяговую цепь, растянутую по всей длине лавы, а верхний — цепь длиной 30—35 м, одним концом прикрепленную к верхней головке, а другим — к линейной секции конвейера.

Эффективность применения двух комбайнов в лаве характеризуется данными за 1971 г., приведенными в табл. 1.1Х.

Показатели	Шахта № 1 «Червоградская»		Шахта № 4 «Великомостовская»	
	6-я лава пласта H_4 мощностью 0,9 м	3-я лава пласта H_4 мощностью 1 м	34-я лава пласта H_4 мощностью 1,5 м	33-я лава пласта H_4 мощностью 1,6 м
Комбайн	1К-101	1К-101	2К-52	2К-52
Число комбайнов	2	1	2	1
Крезь	МК-97	МК-97	М-87Д	М-87Д
Нагрузка на лаву, т/сутки	937	604	1353	933
Производительность труда РОЗ, т/выход	22,06	18,3	41,4	28,3
Себестоимость 1 т угля, руб.	2,25	2,28	1,71	1,8

§ 4. Фронтальная самозарубка комбайнов в пласт

Наиболее перспективным направлением механизации выемки ниш является применение комбайнов с исполнительными органами, расположенными по концам корпуса и способными самозарубаться в пласт путем фронтальной подачи конвейера с расположенным на нем комбайном.

Подобную конструкцию и компоновку исполнительных органов относительно корпуса машины имеют комбайны ГШ-68, АТ-1К, К-128, КУ-350 и вновь проектируемые К-102 и КА-70.

На рис. 72 приведена последовательность выполнения концевых операций применительно к комбайну ГШ-68.

I. Исходное положение. Комбайн находится в нижней части лавы, опережающий шнек 1 расположен у кровли пласта, а отстающий 2 — у почвы. Погрузочное устройство демонтировано, у почвы осталась невынутая пачка угля a , равная длине комбайна.

II. Находящийся у кровли шнек 1 опускается к почве пласта.

III. При обратном движении комбайна (от штрека) шнеком 1 производится выемка оставшегося межшнекового целлика a .

IV. Производится фронтальная самозарубка комбайна на величину полезного захвата обоими исполнительными органами, расположенными у почвы, а также передвижка головки и решетчатого става конвейера к забою на новую дорогу. При таком положении исполнительных органов повышается устойчивость комбайна при самозарубке.

V. При неподвижном комбайне осуществляется одновременный или поочередный подъем обоих исполнительных органов 1 и 2 от почвы к кровле пласта.

VI. После передвижки конвейера производится выемка верхней пачки угля от места зарубки до приводной головки при движении комбайна в направлении к штреку.

VII. После окончания выемки верхней пачки угля шнек 1 опускается к почве при неподвижном комбайне.

VIII. При движении комбайна от штрека до места зарубки (или места демонтажа погрузочного устройства) осуществляется выемка нижней пачки и межшнекового целика б. В процессе за-

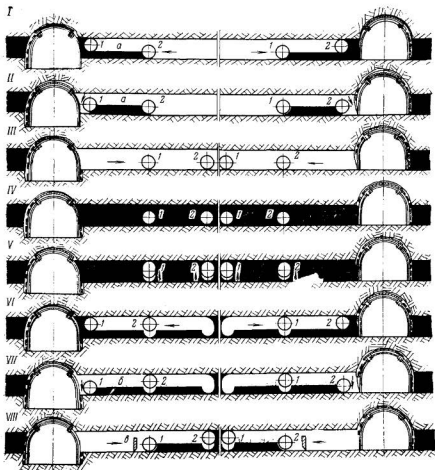


Рис. 72. Последовательность выполнения концевых операций при работе комбайна ГШ-68

рубки комбайн останавливают и производят монтаж погрузочного устройства в.

Для комбайнов с механизированной перестановкой погрузочных щитков (АТ-1к, К-128, КУ-350) не требуется операций по снятию и установке погрузочных устройств.

По описанной схеме в настоящее время опытно-промышленные образцы комбайнов ГШ-68 работают на шахтах Донецкого, Карагандинского и Воркутинского бассейнов. С 1973 г. намечен их серийный выпуск.

Эффективность применения комбайнов ГШ-68 приведена в табл. 2.IX.

Таблица 2.IX

Показатели	Шахта «Краснолиманская» комбината Красноармейскуголь		Шахта «Октябрьская» комбината Донецкуголь	
	3-я южная лава пласта I ₃	7-я южная лава пласта I ₇	13-я западная лава пласта II ₃	12-я западная лава пласта II ₂
Комбайн	ГШ-68	2К-52Ш	ГШ-68	2К-52Ш
Крепь	М-87Д	М-87Д	М-87Д	М-87Д
Добыча угля, т/сутки	2083	725	1441	781
Производительность труда РОЗ, т/выход	31,6	19,0	17,5	16,0
Себестоимость 1 т угля, руб.	1,06	1,51	2,53	8,31

Эксплуатация комбайнов ГШ-68 показала, что время выполнения концевых операций составляет 30 мин.

Трудоемкость работ в лаве за счет ликвидации ниш снижается на 15 чел-смен в сутки.

§ 5. Подготовка ниш с помощью нишенарезных машин

Для выемки ниш на пластах пологого падения Донгипроуглемашем разработан агрегат АВН, а Гипроуглемашем — нишенарезная машина НМ-1.

Агрегат АВН предназначен для выемки ниш на пластах пологого падения мощностью 0,75—1,4 м с углями любой крепости. Боковые породы — не ниже средней устойчивости. Агрегат может применяться независимо от системы разработки и наличия охранных целиков и при прохождении разрезных печей и просеков, а также в угольных забоях штреков, проводимых широким ходом.

Агрегат может применяться независимо от типа выемочной машины и паспорта крепления лавы. Он жестко не связан с забойным конвейером, поэтому:

а) работа по выемке ниш при работающем забойном конвейере не зависит от положения добычной машины;

б) ширина захвата исполнительного органа выемочной машины агрегата АВН не зависит от ширины захвата комбайна или другой добычной машины;

в) резервы времени при выемке ниш могут быть использованы для подготовки ее резервной ширины.

Агрегат АВН состоит из выемочной машины, Т-образного конвейера и механизма передвижки комбайна и конвейера (рис. 73). Цикл работ при выемке ниш начинается с самозарубки выемочной машины в кутке. Затем включением гидроподъемника она вместе с исполнительными органами поднимается к кровле и производится выемка верхней пачки пласта. После этого на всю длину

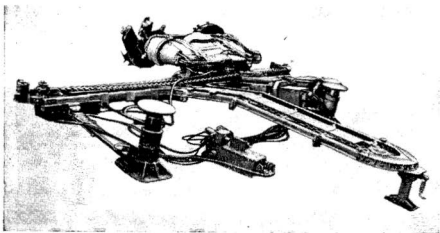


Рис. 73. Нишевыемочный агрегат АВН

ниши машина опускается к почве и производится выемка нижней пачки пласта и погрузка угля на конвейер. На этом заканчивается цикл операций по выемке одной полосы угля в нише. После достаточного отхода забоя крепят призабойное пространство ниши. Эту работу, а также все дополнительные операции выполняют машинист агрегата АВН и его помощник.

Агрегат имеет дистанционное управление всеми операциями с одного пульта.

При эксплуатации агрегата АВН на шахтах № 2 «Стожковская» комбината Шахтерскантрацит и № 13-бис комбината Макеевуголь были достигнуты следующие технико-экономические показатели (табл. 3.IX).

В 1972 г. агрегат решено выпускать по специальным заказам шахт.

Следует отметить, что испытания агрегата АВН на шахтах Украины показали, что 90% простоев связано с отказами в работе Т-образного конвейера, 10% — с отказами в работе комбайна АВН и конвейера в лаве.

Таблица 3.IX

Показатели	№ 2 «Стожковская» комбината Шахтерск- антрацит (нарезка лавы)	№ 13-бис комбината Макеевуголь (выемка ниши)
Прохождение за 15 дней, м	140,5	27
Среднесуточное подвигание, м	15,1	1,8
Сменное подвигание, м	6,0	0,6
Производительность труда рабочих, т/выход	8,8—11,0	36,4
Годовой экономический эффект, тыс. руб.	34,6	25,2

Уменьшение числа отказов в работе агрегата АВН достигается путем замены Т-образного конвейера конвейером СП-63 (СП-48). В этом случае схема работы по выемке ниши остается неизменной, меняется направление транспортирования отбитого угля.

Конвейер СП-63 монтируется параллельно забою ниши так, чтобы транспортирование отбитого угля осуществлялось в направлении к проложенному по штреку конвейеру.

Подобная схема работы агрегата АВН позволяет повысить надежность агрегата, устранить взаимосвязанность агрегата с работами в лаве.

В 1969—1970 гг. на шахте № 8 «Великомостовская» комбината Укрзападуголь была опробована эта схема. Технико-экономические показатели работы лавы, оборудованной агрегатом АВН, приведены в табл. 4.IX.

Нишенарезная машина НМ-1 является двухшнековой выемочной (рис. 74). Шнеки располагаются по концам корпуса машины, что позволяет обрабатывать забой по всей длине ниши. Оба режущих шнека имеют регулировку по мощности пласта.

Таблица 4.IX

Месяц	Средне- месячная добыча, т		Средне- суточная добыча, т		Производи- тельность труда		Себестоимость угля, руб/т
	всего по лаве	в том числе агрегатом АВН	всего по лаве	в том числе агрегатом АВН	всего по лаве	в том числе агрегатом АВН	
Сентябрь	8045	395	335	17,2	14,9	2,87	4,08
Октябрь	12613	589	524	25,6	19,5	4,25	2,67
Ноябрь	22594	765	1069	54,5	38,5	9,05	1,56
Декабрь	30902	1440	1249	65,4	59,1	21,8	—
Январь	34000	1580	1417	68,6	63,5	22,9	—

Выгрузка угля из забоя осуществляется следующим образом: отбитый уголь от правого исполнительного органа к левому доставляется скребковым грузчиком, расположенным с забойной стороны нишенарезной машины, и затем левым исполнительным органом грузится непосредственно на забойный конвейер.

На рис. 75 показана последовательность операций по подготовке ниш с помощью машины НМ-1.

I. Исходное положение. Нишенарезная машина находится в верхней части лавы, при этом производится самозарубка исполнительных органов в пласт. Угледобывающий комбайн в нижней части лавы.

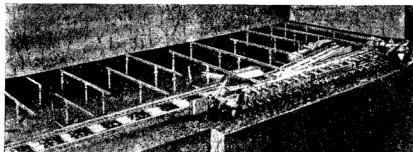


Рис. 74. Нишевыемочная машина НМ-1

Ниша в верхней части лавы для выемочного комбайна отсутствует.

II. Нишенарезная машина, перемещаясь вниз по лаве на расстояние около 15 м, передним шнеком вынимает пачку угля и подготавливает нишу для выемочного комбайна, а отстающим шнеком вынимает пачку угля и подготавливает нишу для себя. В это время комбайном ведется выемка угля по лаве.

III. При обратном ходе нишенарезной машины производится выемка оставшейся пачки угля и зачистка почвы. Комбайн снимает полосу угля до уступа, образованного передним исполнительным органом нишенарезной машины. Вслед за выемкой угля производятся передвижка конвейера к забою и крепление лавы.

IV. При передвижке верхней части конвейера к забою исполнительные органы комбайна и нишенарезной машины зарубаются в пласт. Конвейер приобретает прямолинейное положение.

V. Комбайн снимает полосу угля при движении к откаточному штреку. Нишенарезная машина обрабатывает концевую часть забоя лавы до уступа, образованного исполнительным органом комбайна.

VI. Комбайн продолжает выемку угля по длине лавы. Нишенарезная машина возвращается в верхнюю часть лавы. В процессе

передвижки верхней части конвейера нишенарезная машина зарубается в пласт и возвращается в исходное положение.

С 1972 г. будет выпущена опытно-промышленная партия нишенарезных машин НМ-1.

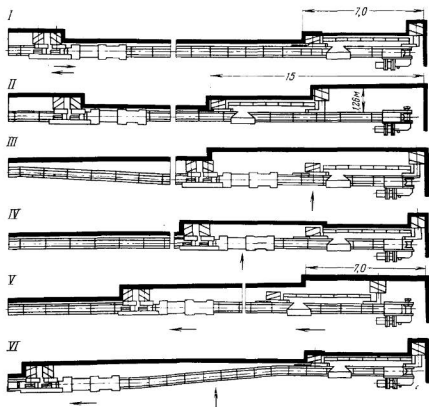


Рис. 75. Последовательность операций при выемке угля в нишах машиной НМ-1

Выемку угля в нише осуществляет один человек, который после окончания работ по подготовке ниши участвует в операциях технологического цикла в лаве.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКИ ОБОСНОВАННОЙ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОИ

§ 1. Технически обоснованные нагрузки на очистные забои, оснащенные различными средствами механизации*

Одним из главнейших показателей, определяющих себестоимость добычи угля и производительность труда на угольных предприятиях, является нагрузка на лаву. В связи с этим в последнее время большое внимание уделяется определению ее технически обоснованной величины, которую рекомендуется рассчитывать по формуле

$$\bar{Q} = \frac{[T_{\text{сут}} - t_{\text{рем}}^{\text{оп}} - (t_{\text{п.з}} n_{\text{см}} + T_{\text{т.п}})] l_{\text{л}} r m \gamma C k_{\text{п}}^{\text{оп}}}{T_{\text{ц}}}, \text{ т/сутки}, \quad (1.X)$$

где $T_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла, мин.

Методика определения $t_{\text{рем}}^{\text{оп}}$ и $k_{\text{п}}^{\text{оп}}$ приведена в главах II и V

$T_{\text{т.п}}$ — суммарный норматив времени на неперекрываемые технологические перерывы, продолжительность которых не зависит от объема работ по выемке угля (ожидание взрывных работ в нишах и бутовых штреках и т. д.), мин/смену.

$$\bar{Q} = (T_{\text{сут}} - t_{\text{рем}}^{\text{оп}} - t_{\text{п.з}} n_{\text{см}}) v_{\text{л}} m \gamma C k_{\text{п}}^{\text{оп}} r \times \\ \times [1 - l_{\text{л}} k_{\text{т.п}}^{\text{з.л}}(m, v_{\text{п}})], \text{ т/сутки}. \quad (2.X)$$

Оптимальный коэффициент готовности $k_{\text{п}}^{\text{оп}}$ определяется по формуле (63.11).

Численные значения указанных величин рекомендуется определять, исходя из горно-геологических условий и организационно-технических факторов каждой лавы.

В табл. 10 приложения приведены для шахт Украины величины нагрузок, рассчитанные по формулам (1.X), (2.X), которые рекомендуется принимать в качестве минимальных значений при планировании развития горных работ. Аналогичные нормативы нагрузок на очистные забои определены и для других основных угольных бассейнов страны.

Таким образом, при известных средствах механизации выемки угля в лаве и заданном режиме работы забоя определение техни-

* § 1 написан совместно с доц. Ф. И. Евдокимовым.

чески обоснованной плановой нагрузки на лаву сводится к расчету длительности производственного цикла по формуле

$$T_{\text{ц}} = (T_0 + T_{\text{всп}}) \left(1 + \frac{k_3}{100} \right) k_1 k_2 k_3 k_4 + T_{\text{м}}, \text{ мин}, \quad (3.X)$$

где T_0 — время работы комбайна по выемке угля, мин.

$$T_0 = \frac{l_{\text{п(м)}}}{v_{\text{п}}}, \text{ мин}, \quad (4.X)$$

$l_{\text{п(м)}}$ — машинная длина лавы без учета суммарной длины ниш, м;

$T_{\text{всп}}$ — время на выполнение сопутствующих выемке вспомогательных операций, мин:

k_0 — коэффициент, учитывающий время отдыха рабочих, %, равен 5, 10 и 15 %;

k_1 — коэффициент, учитывающий гипсометрию почвы пласта в лаве [62] (при нормальной гипсометрии он равен 1, при слабоволнистой — 1,053, при волнистой и наличии значительных мульд — 1,11, при струговой выемке угля и наличии земника мощностью свыше 0,1 м $k_1 = 1,175$);

k_2 — коэффициент, учитывающий степень неустойчивости кровли (1; 1,175) [63]; при струговой выемке угля и наличии прослоек или ложной кровли, отбираемой вручную, k_2 принимается из работы [63];

k_3 — коэффициент, учитывающий степень обводненности лавы (1; 1,11);

k_4 — коэффициент, учитывающий угол падения пласта (при угле падения от 0 до 5° он равен 1; от 6 до 10° — 1,053; от 11 до 15° — 1,11; от 16 до 20° — 1,175);

$T_{\text{м}}$ — норматив времени на монтаж и демонтаж и перегон выемочной машины или на разворот, реверсирование и т. д., т. е. на подготовку выемочной машины к выполнению следующего цикла, мин/цикл.

В лавах, оборудованных стругами, значение T_0 определяется в минутах на 1 м продвижения по лаве, поэтому в формуле (1.X) выпадает в числителе r — величина захвата выемочной машины, а в формуле (3.X) $T_{\text{м}}$ — затраты времени на подготовку лавы к выполнению следующего цикла.

Применительно к струговым установкам формула (1.X) принимает следующий вид:

$$\bar{Q} = \frac{(T_{\text{сут}} - t_{\text{рем}}^{\text{п}} - t_{\text{п.з}} n_{\text{см}}) (1 - k_{\text{р.п}}) l_{\text{с}} m \gamma C h_{\text{с}} k_{\text{р}}^{\text{пн}}}{\frac{l_{\text{с}}}{v_{\text{п}}} + 2t_{\text{пов}}}, \text{ т/сутки}, \quad (4a.X)$$

где $l_{\text{с}}$ — длина очистного забоя, вынимаемая стругом, м;

$h_{\text{с}}$ — глубина стружки, м;

v_n^c — скорость движения струга, м/мин;

$t_{рв}^n$ — время на включение, реверс и разгон тяговых двигателей, мин (в среднем можно принять $t_{рв}^n = 0,15$ мин).

Коэффициент технологических перерывов включает время на перестановку домкрата, передвижку приводных головок струга, замену резцов и т. д. и определяется по формуле

$$k_{т.п} = \frac{\sum t_{т.п. i}}{T_{см} - t_{п.з}}$$

где $t_{т.п. i}$ — суммарное время технологических перерывов в течение смены, мин;

i — виды технологических перерывов.

Глубина стружки зависит от сопротивляемости угля резанию.

Исследованиями ДПИ [70] было установлено, что глубина стружки имеет следующую функциональную зависимость от сопротивляемости угля резанию $A_{р.п}$:

$$h_c = \frac{a}{A_{р.п} k_{от} + b} + d, \text{ м}, \quad (46.X)$$

где a , b , d — эмпирические коэффициенты.

Для условий шахт Донецко-Макеевского района при разработке стругами пластов Смоляниновской свиты эти коэффициенты [70] при выемке стругами УСБ-2М: $a=6,47$; $b=-18$; $d=0,012$; при выемке стругами УСТ-2: $a=6,84$; $b=-15$; $d=-0,010$.

При подстановке в формулу (46.X) значений $A_{р.п}$ из табл. 8 приложения коэффициент отжима не учитывать.

На рис. 76 представлена блок-схема расчета производительности выемочной машины или струговой установки на ЭВМ «Промінь».

Длительность отдельных процессов и операций, входящих в состав производственного цикла, определяется исходя из горно-геологических и организационно-

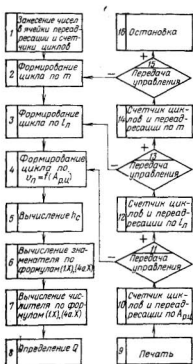


Рис. 76. Блок-схема расчета производительности выемочной машины или струговой установки на ЭВМ «Промінь»

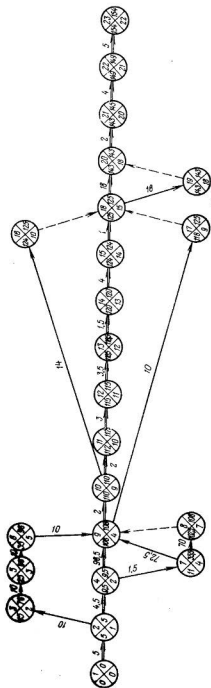


Рис. 77. Расчет сетевого графика цикла работ в очистном забое, оборудованном комплексом КМ-87

технических условий забоя, применяемых средств механизации и т. д. Входящие в формулы (1.X) — (3.X) значения определяются либо прямым расчетом, либо по нормативам (табл. 1.X).

Для установления целесообразной последовательности выполнения рабочих процессов цикла и определения минимальных в данных условиях их продолжительностей могут быть применены сетевые графики. Использование их показано на примере определения продолжительности цикла выемки угля в очистном забое, оснащемленном механизированным комплексом КМ-87. Пример расчета показан для условий пласта l_3 шахты № 1 «Центральная» комбината Красноармейскуголь. При определении плана добычи угля из этой лавы был составлен перечень рабочих процессов и операций, входящих в производственный цикл работы забоя (табл. 2.X), и проанализирована технологическая совместимость отдельных процессов. На основе анализа построен сетевой график производства работ в лаве (рис. 77), расчет параметров которого позволил определить рациональную длительность производственных операций по каждому событию в отдельности и по циклу в целом. На графике приведены в левых секторах ранние сроки свершения событий, в правых — поздние сроки,

Таблица 1.X

Операции рабочих процессов	Расчетные нормативы времени для технологических схем выемки						
	узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью		струговыми установками с индивидуальной крепью			механизи- рованными комплексами КМ-87	механизи- рованными комплексами ОМКТ
	вынимаемая мощность пласта, м	время, мин	вынимаемая мощность пласта, м	категория сопротивле- мости антрацита и угля разрушению	время, мин		
Подготовительно-заключительные, мин/смену	Для всего диапазона мощностей	15	Для всего диапазона мощностей	I—III	25	15	18
Технологические перерывы, продол- жительность которых не зависит от объема работ, мин/смену	—	5	—	—	12	5	16
Вспомогательные операции, мин длины лавы (для стругов мин, подвигания лавы)	до 1,14 1,15—1,66 1,67—1,99 2,0—2,2 2,21 и более — — — — —	0,102 0,100 0,099 0,098 0,095 — — — — —	до 1,0 1,01—1,2 1,21—1,4 1,41 и более	I II III I II III I II III	65,0 62,7 60,5 59,5 59,0 54,5 60,9 58,0 55,0 57,0 53,8 50,7	— — — — — — — — — — — —	0,173 — — — — — — — — — — —
Время на подготовку лавы к сле- дующему циклу: мин/цикл мин/м	— —	49,1 —	— —	— —	— —	43,2 —	— 0,10

Таблица 2.X

Шифр работ		Рабочий процесс и операция	Продолжительность, мин
номер предшествующего события	номер последующего события		
1	2	Подготовительные операции	5
2	3	Растягивание кабеля	10
3	5	Растягивание шланга	10
2	4	Проработка исполнительного органа	4,5
5	6	Подтягивание кабеля	10
6	9	Подтягивание шланга	10
4	7	Зачистка секций	1,5
4	9	Выемка угля комбайном	98,5
7	9	Передвижка секций	72,5
7	8	Зачистка секций	70
9	10	Передвижка секций	2
10	11	Очистка щитка от угля	2
9	12	Осмотр комбайна, замена зубцов	10
11	12	Отсоединение щитка	3
12	13	Переноска щитка в нишу	3,5
13	14	Отсоединение несущей части (постели)	1,5
14	15	Переноска несущей части (постели)	4
15	18	Подготовка домкратов к передвижке	1
18	19	Наблюдение за передвижкой	18
18	20	Передвижка комбайна и конвейера	18
20	21	Работа комбайна без лемеха	2
21	22	Зачистка лавы для установки лемеха	4
22	23	Установка лемеха	5

двойной линией изображены рабочие процессы, составляющие критический путь сетевого графика. Здесь же указаны длительность рабочих процессов в минутах. Ранний срок свершения конечного события сети характеризует продолжительность цикла, которая составляет 154 мин. Плановая суточная нагрузка на лаву для указанных условий рассчитана по формуле (1.X). Она составила

$$Q_{\text{сут}} = \frac{(1440 - 240 - 15 \cdot 4 - 5 \cdot 3) \cdot 150 \cdot 0,63 \cdot 1,2 \cdot 1,35 \cdot 0,98 \cdot 0,85}{154} = 940 \text{ т.}$$

Аналогично могут быть определены технически обоснованные нагрузки на очистные забои, оснащенные другими видами механизмов.

На рис. 78 приведена номограмма определения возможной суточной нагрузки на лаву при узкозахватной выемке, рассчитанная по формулам (1.X) и (2.X), где коэффициент технологичности k_T

$$k_T = k_T [1 - l_n k_{T,n}^{v_n} (m, v_n)] . \quad (4в.X)$$

Исходные данные для расчета: $T_{\text{сут}} = 1440$ мин; $t_{\text{рем}}^{\text{оп}} = 240$ мин; $t_{\text{п.з}} = 15$ мин; $n_{\text{см}} = 1-4$; $\gamma = 1,35$ т/м³.

На рис. 78 приведены скорость подачи комбайна, мощность пласта, ширина захвата выемочной машины и коэффициент технологичности.

Параметры выемочной машины известны по ее технической характеристике, скорость подачи определяется по формулам (5.11) и (6.11), мощность разрабатываемого пласта принимается из горно-геологической характеристики, коэффициент технологич-

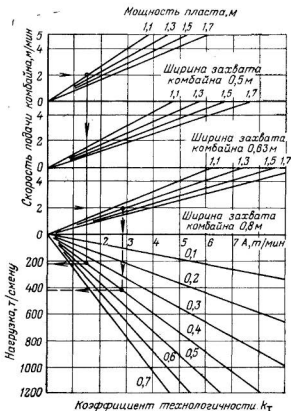


Рис. 78. Номограмма определения сменной нагрузки на лаву при различной мощности пласта

ности определяется по формуле (4в.Х). Порядок определения сменной нагрузки на лаву показан стрелками на рис. 78.

На рис. 79 приведена номограмма, заимствованная из работы [64], для определения эксплуатационной производительности механизированного комплекса с комбайном типа КШ.

Сменная производительность определяется с учетом гипсометрии пласта, его мощности, отжима угля, обводненности лавы, состояния боковых пород и длины лавы. Порядок определения показан на рис. 79 стрелками.

Полученная таким способом нагрузка на забой может служить базой для разработки положений о системе оплаты труда и премирования рабочих.

Расчет производительности труда рабочего по участку и себестоимости 1 т угля можно производить по формулам, разработанным В. А. Харченко [65].

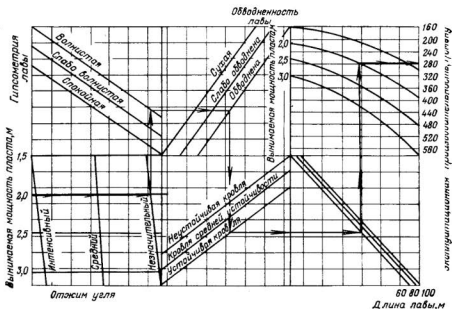


Рис. 79. Номограмма для определения эксплуатационной производительности очистного механизированного комплекса с комбайном типа КШ

При комплексах КМ-87:

$$P = 2,96v_{з.аб} + 0,017l_d + 0,00092L + 8,3m + 2,3\gamma - 0,00064H - 0,019q - 11,72, \text{ т/смену}; \quad (5.X)$$

$$C = \frac{2,3}{v_{з.аб}} + \frac{187,8}{l_d} + \frac{23,8}{L} + \frac{1,47}{m} + \frac{1,26}{\gamma} - \frac{32,9}{H} - \frac{0,089}{q} - 1,85, \text{ руб/т}; \quad (6.X)$$

$$v_{з.аб} = 1,95 - 6,7 \text{ м/сутки}; \quad l_d = 154 - 239 \text{ м};$$

$$L = 150 - 1100 \text{ м}; \quad m = 1,2 - 2 \text{ м}; \quad \gamma = 1,28 - 1,58 \text{ т/м}^3;$$

$$H = 200 - 700 \text{ м}; \quad q = 0 - 14 \text{ м}^3/\text{т}.$$

При комбайнах К-52 с индивидуальной крепью:

$$P = 22,5 - \frac{28,9}{v_{\text{заб}}} - \frac{370,2}{l_{\text{л}}} - \frac{120,1}{L} - \frac{7,53}{m} - \frac{3,97}{\gamma} + \frac{17,02}{H} + \frac{0,36}{q}, \text{ т/смену}; \quad (7.X)$$

$$C = \frac{0,82}{v_{\text{заб}}} + \frac{133}{l_{\text{л}}} + \frac{12,38}{L} + \frac{1,7}{m} + \frac{0,46}{\gamma} - \frac{93,26}{H} - \frac{0,01}{q} - 0,24, \text{ руб/т}; \quad (8.X)$$

$$v_{\text{заб}} = 1,25 - 3,4 \text{ т/сутки}; \quad l_{\text{л}} = 169 - 364 \text{ м};$$

$$L = 90 - 2000 \text{ м}; \quad m = 1,07 - 1,87 \text{ м}; \quad \gamma = 1,26 - 1,57 \text{ т/м}^3;$$

$$H = 205 - 800 \text{ м}; \quad q = 0 - 14 \text{ м}^3/\text{т}.$$

При струговых установках УСБ-52 с индивидуальной крепью:

$$P = 1,03 v_{\text{заб}} + 0,03 l_{\text{л}} + 0,0017 L + 8,9 m + 2,1 \gamma - 0,0005 H - 10,71, \text{ т/смену}; \quad (9.X)$$

$$C = 2,86 - 0,173 v_{\text{заб}} - 0,0019 l_{\text{л}} - 0,00021 L - 9,492 m - 0,204 \gamma + 0,00075 H, \text{ руб/т}; \quad (10.X)$$

$$v_{\text{заб}} = 1,5 - 4,8 \text{ м/сутки}; \quad l_{\text{л}} = 152 - 335 \text{ м}; \quad m = 1,0 - 1,5 \text{ м};$$

$$\gamma = 1,6 - 1,89 \text{ т/м}^3; \quad H = 210 - 570 \text{ м},$$

где, кроме уже известных обозначений, P — производительность труда рабочего по участку, т/смену; C — себестоимость 1 т угля по участку, руб/т; $v_{\text{заб}}$ — скорость подвигания забоя, м/сутки; L — длина выемочного столба, м.

Анализ многофакторных моделей (5.X) — (10.X) свидетельствует о том, что наилучшие показатели работы очистных забоев, оснащенных индивидуальной крепью, с нагрузкой в диапазоне 700—1500 т/сутки достигаются при длине лавы 270—300 м и скорости подвигания 2—2,5 м/сутки, а для забоев, где эксплуатируются комплексы и нагрузка составляет 1000—2000 т/сутки, при $l_{\text{л}} = 200$ —210 м, $v_{\text{заб}} = 3$ —3,5 м/сутки.

§ 2. Определение минимальной экономически эффективной нагрузки на внедряемые средства механизации взамен выбывающих *

Рост нагрузки на очистной забой осуществляется главным образом на основе применения более производительных средств механизации выемки угля, улучшения организации производства и труда, повышения уровня концентрации горных работ.

* § 2 написан доц. Ф. И. Евдокимовым.

Более совершенные средства снижают затраты на 1 т угля по заработной плате и повышают производительность труда за счет ликвидации отдельных немеханизированных процессов или снижения их трудоемкости. Однако часто они требуют значительных капиталовложений на их приобретение и монтаж, благодаря чему происходит увеличение элемента себестоимости добычи угля по амортизационным отчислениям.

Так, внедрение механизированных комплексов обеспечивает рост производительности труда и снижение себестоимости угля по элементу «заработная плата», но при этом значительно возрастает элемент себестоимости «амортизация».

Суммарные затраты живого и овеществленного труда в очистном забое могут оставаться на уровне достигнутых при «старых» средствах механизации, а в отдельных случаях при невысоких нагрузках и превышать их. В этих условиях рост производительности труда в комплексно-механизированных очистных забоях не обеспечивает необходимого снижения эксплуатационных затрат, достаточного для окупаемости дополнительных капитальных вложений в нормативные сроки. Поэтому возникает необходимость определения области экономически эффективного использования различных средств механизации выемки угля применительно к конкретным условиям. Такая область характеризуется соотношением нагрузок на забой, при которых внедряемые средства механизации обеспечивают окупаемость дополнительных капитальных затрат в нормативные сроки. Для установления минимально необходимых нагрузок на лавы, где производится замена существующих средств механизации более дорогостоящими, необходимо иметь зависимости, характеризующие влияние средств механизации и обеспечиваемой ими нагрузки на величину эксплуатационных затрат.

В общем виде такие зависимости могут быть представлены уравнением

$$S = q_{з.п} + q_m + \frac{b_{з.п} + b_m}{Q_{ц}} + \frac{C_{з.п} + C_m + C_a}{Q_m} + EK \pm \Delta \theta, \quad (11.X)$$

где $q_{з.п}$ — затраты на 1 т угля по заработной плате рабочих, выполняющих процессы, объем которых не зависит от размера добычи угля с одного цикла (выемка угля комбайном, крепление лавы, оформление забоя и т. п.), руб.;

q_m — затраты на 1 т угля по материалам, расход которых не зависит от размера добычи угля с одного цикла (крепейный лес, взрывчатые вещества, средства взрывания и т. п.), руб.;

$b_{з.п}$ — затраты на цикл по заработной плате рабочих, выполняющих процессы, объем которых зависит от размера добычи с одного цикла (монтаж и демонтаж комбайна в нишах, выемка угля и крепление в нишах и др.), руб.;

- b_m — затраты на цикл по материалам, расход которых зависит от добычи угля с одного цикла (крепёжные материалы, взрывчатые вещества и средства взрывания для ниш), руб.;
- $C_{з.м}$ — месячные затраты на заработную плату инженерно-технических работников и рабочих с повременной оплатой труда, руб.;
- C_m — затраты на материалы, стоимость которых погашается в течение месяца (металлическая крепь, решетки и цепи конвейеров, кабель и т. п.), руб.;
- C_a — месячная сумма амортизационных отчислений от основных фондов лавы, руб.;
- Q_n — добыча угля с цикла, т.;
- Q_m — добыча угля за месяц, т.;
- K — удельные капитальные затраты на 1 т добычи угля из лавы, руб/т.;
- E — нормативный отраслевой коэффициент эффективности капитальных вложений. Величина E не должна быть меньше 0,12, а для решения задач, связанных с выбором средств механизации выемки угля в очистных забоях, ее значение рекомендуется принимать равным 0,2. В случае приобретения новой техники за счет средств фондов развития производства шахты значение величины E должно быть достаточным для формирования стимулирующих фондов и платы за производственные фонды.;
- $\Delta \mathcal{E}$ — дополнительный эффект (ущерб), характеризующий изменение условно-постоянных расходов в себестоимости добычи шахты под влиянием увеличения нагрузки на очистные забои и шахту в целом, руб.

Количественные значения входящих в уравнение (11.X) величин определяются по отчетным и первичным документам шахт.

Установление зависимостей влияния уровня добычи из лав, оснащенных различными средствами механизации, на величину приведенных затрат и способ расчета минимальных экономических эффективных нагрузок на внедряемые (взамен выбывающих) средства механизации очистных работ покажем на примере условий шахты № 1 «Центральная». Для очистных забоев определены экономически эффективные нагрузки на комплексы КМ-87 и КМК-97 взамен применявшихся там широкозахватных ЛГД и узкозахватных комбайнов 2К-52 с индивидуальной крепью.

Для установления количественной связи между затратами по добыче угля в лаве и нагрузкой на нее все эксплуатационные расходы добычных участков были объединены в следующие группы:

затраты, размер которых не зависит от сменной нагрузки на очистной забой;

затраты, размер которых зависит от сменной нагрузки на забой;

затраты, размер которых зависит от режима работы очистного забоя;

затраты на приобретение машин и оборудования для оснащения забоя.

Указанные затраты составлены отдельно по каждому забою; последние были сгруппированы по видам механизации и пластам.

На рис. 80 приведены графики, отражающие изменение суммарных затрат от нагрузки на лаву при ее длине 150 м. Пересечение

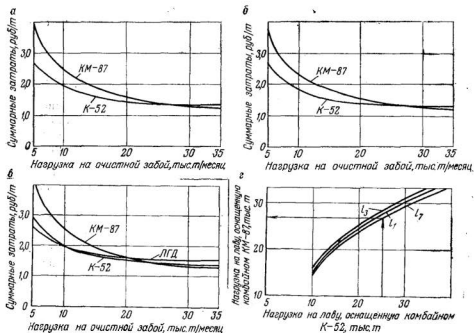


Рис. 80. Изменение суммарных затрат от нагрузки на лаву и определение экономически целесообразного использования комплексов:

а, б, в — изменения приведенных затрат для пластов соответственно l_2 , l_1 , l_2 ; г — экономически целесообразная область применения комплексов

кривых обусловлено различием в структуре себестоимости добычи угля для рассматриваемых видов средств механизации и характеризует нагрузку, при которой они экономически равноценны. Однако в практике не всегда различные виды механизации обеспечивают одинаковую нагрузку на забой. В таком случае область экономически эффективного применения конкретных средств выемки может быть получена на основе сопоставления нагрузок на забой, при которых достигается равенство приведенных затрат.

На рис. 80, г изображены кривые, полученные на основе совмещения графиков затрат (рис. 80, а, б, в). Они показывают соот-

ношения нагрузок для различных пластов, при которых достигается равенство приведенных суммарных затрат сравниваемых видов механизации (кривые «безразличия»). Выше линии «безразличия» расположена область экономически эффективного применения средств механизации, которые обеспечивают уровень нагрузки, отсчитываемый по оси ординат; ниже линии «безразличия» эффективны механизмы, обеспечивающие уровень нагрузки, отсчитываемый по оси абсцисс.

Из графиков видно, что в случае замены широкозахватных средств выемки узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью минимум затрат соответствует месячной нагрузке 10—15 тыс. т в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий работы очистного забоя (длины лавы, мощности пласта и т. п.). При замене узкозахватных комбайнов с индивидуальной крепью механизированными комплексами для обеспечения экономической эффективности последних нагрузка на очистной забой должна быть не ниже 25—30 тыс. т в месяц.

Построение подобных графиков позволяет определить по каждому из шахтопластов необходимые минимальные нагрузки для новых средств механизации.

Возможность обеспечения необходимой нагрузки на лавы, оборудованные механизированными комплексами, необходимо проверить по пропускной способности общешахтных технологических звеньев.

В укрупненных расчетах при выборе средств механизации выемки угля могут быть использованы корреляционные уравнения, полученные на основе обработки материалов статистической отчетности о работе очистных забоев в аналогичных горнотехнических условиях. Для этих целей могут быть использованы эмпирические зависимости, рассчитанные в ДонУГИ, которые приведены в табл. 3.X [66]. В этом случае уравнение для определения себестоимости добычи угля в очистном забое с учетом изменения затрат по общешахтным расходам, вызванных снижением доли условно-постоянных расходов в общей сумме издержек производства по шахте в целом,

$$S = C_{0,3} - 0,01C_{ш}^6 \alpha \frac{\Delta Q}{Q_6}, \quad (12.X)$$

где $C_{0,3}$ — себестоимость добычи 1 т угля в очистном забое, определяемая по уравнениям, приведенным в табл. 3.X, руб/т;

$C_{ш}^6$ — себестоимость добычи 1 т угля по шахте в целом в базовом варианте (при существующих средствах механизации), руб/т;

ΔQ — прирост добычи по шахте после внедрения новых средств выемки угля, т/сутки;

Q_6 — среднесуточная добыча шахты в базовом варианте, т;

Вид механизации выемки угля в лавах	Формулы для расчета себестоимости добычи 1 т угля в лавах, $C_{0.3}$, руб.	Пределы применения формул
Комплексы КМ-87, КМ-100	$C_{0.3} = \frac{12,25}{P^{0,88} I_L^{0,081} v_{заб}^{0,59}}$	$P = 1,4-2,8;$ $I_L = 100-270;$ $v_{заб} = 1,0-4,6$
Комбайны К-52 с индивидуальной металлической крепью	$C_{0.3} = \frac{52,28}{P^{0,6} I_L^{0,44} v_{заб}^{0,66}}$	$P = 1,4-2,7;$ $I_L = 100-300;$ $v_{заб} = 0,9-2,7$
Струговая установка типа УСБ/УСТ с индивидуальной металлической крепью	$C_{0.3} = \frac{26,43}{P^{0,46} I_L^{0,39} v_{заб}^{0,24}}$	$P = 1,0-2,5;$ $I_L = 100-250;$ $v_{заб} = 0,9-3,4$
Комбайны «Донбасс», ЛГД с индивидуальной металлической крепью	$C_{0.3} = \frac{15,55}{P^{0,63} I_L^{0,24} v_{заб}^{0,62}}$	$P = 1,0-2,3;$ $I_L = 80-230;$ $v_{заб} = 0,7-2,1$

Примечание. P — производительность пласта, т/м²;
 I_L — длина лавы, м;
 $v_{заб}$ — скорость подвигания лавы, м/сутки.

α — процент условно постоянных расходов в общешахтной производственной себестоимости угля; $\alpha = 24,5 - 0,004 \times Q_6 + 0,033 Q_L$ (Q_L — средняя нагрузка на лаву по шахте в базовом периоде, т/сутки).

Следует отметить, что эффективность работы технологического оборудования очистной выемки, и особенно гидрофицированных комплексов, в значительной степени зависит от наличия геологических нарушений в пределах выемочного поля. Чтобы избежать излишних расходов, связанных с внедрением комплексов в сложных геологических условиях, необходимо знать допустимую интенсивность встречи геологических нарушений в пределах выемочного поля (участка), чему и посвящен следующий параграф.

§ 3. Определение допустимой частоты геологических нарушений в пределах выемочного поля (участка)

Успешная работа механизированных комплексов зависит не только от надежности их оборудования, но и от надежности выемочного поля (участка). Понятие надежности как механизмов, так и месторождений существенно образом связано с понятием о их благонадежности [46]. Под благонадежностью выемочного участка (месторождения) понимается совокупность свойств, определяющих

степень пригодности его для успешной отработки механизированным комплексом. Практика показала, что с течением времени, т. е. по мере отработки выемочного поля, свойства, составляющие качество участков, видоизменяются, и чаще всего в нежелательную сторону. В зависимости от их изменения меняется и само качество. Под надежностью выемочного участка в работе понимается способность сохранять качество на всем его протяжении при определенных условиях эксплуатации. К свойствам выемочного участка относятся: нарушенность, выдержанность по мощности пласта, состояние боковых пород, водо- и газообильность и др. При стабильном качестве выемочного участка (неизменяющихся условиях эксплуатации) на эффективную работу комплексов, помимо других факторов, влияет надежность машин и механизмов.

По мере повышения надежности горношахтного оборудования, в частности механизированных комплексов, и совершенствования организации производства число простоев, связанных с авариями машин и механизмов, а также с недостатками организации производства, будет сокращаться и теоретически может быть ликвидировано. При нестабильных горно-геологических условиях эксплуатации (видоизменение свойств выемочного участка в нежелательную сторону), а также в связи с непрерывным изменением положения очистного забоя во времени и пространстве в работе надежных механизированных комплексов могут быть перерывы выемки полезного ископаемого или значительное снижение интенсивности очистной выемки. Число простоев, обусловленных отклонениями от средних условий эксплуатации, для которых создана технология выемки механизированными комплексами оборудования, не может быть сокращено. Таким образом, изменения горно-геологических условий эксплуатации в пределах выемочного поля (участка) либо в какой-то мере снижают эффективность работы комплексов, либо полностью исключают возможность их применения, так как частая встреча неблагоприятных условий приводит к большим простоям дорогостоящего и высокопроизводительного оборудования и потерям добычи угля. Наличие в пределах выемочного поля (участка) таких нарушений пласта, как сдвиг, надвиг, сброс и т. д. со значительной амплитудой колебания $H \geq \geq (0,5-1 \text{ м})$, а также значительное утонение пласта приводят к прекращению работ по выемке угля (к полному отказу) и к необходимости демонтажа оборудования очистного забоя. Это — непереходимые нарушения.

Нарушения типа мелких сбросов $H \leq (0,2-0,3) \text{ м}$, небольших пережимов, незначительных уменьшений или увеличений пласта не приводят к полной остановке (полному отказу) очистной выемки, т. е. к демонтажу оборудования в пределах выемочного участка и при определенных ремонтно-восстановительных работах возможна дальнейшая эффективная отработка участка. Нарушения такого типа относятся к переходимым. Однако наличие большого числа переходимых горно-геологических нарушений в пределах выемоч-

ного поля (участка) вызывает дополнительные эксплуатационные затраты на их преодоление и приводит к потерям добычи, что влечет за собой увеличение срока окупаемости дополнительных капитальных затрат. Поэтому определение величины допустимой средней опасности отказов имеет важное практическое значение. Считаем, что ввод угледобывающего комплекса экономически целесообразен в том случае, если срок окупаемости дополнительных капитальных затрат равен нормативному или меньше его. В работе лаву рассматриваем как систему производственного назначения. За отказ системы считаем значительное снижение интенсивности углепотока из лавы или временное прекращение выемки угля механизированным комплексом вследствие встречи переходимого нарушения. В дальнейшем для простоты изложения переходимое нарушение будем называть просто нарушением или отказом.

Значительное снижение интенсивности углепотока из лавы или временное прекращение выемки угля в очистном забое вследствие встречи нарушения (отказа) приводит к определенным потерям добычи угля и как результат — к экономическим потерям. Можно допустить, что время отработки запасов выемочного поля (участка) является непрерывной функцией. В связи с этим процесс выемки запасов является также непрерывным, для которого потери зависят только от времени перехода встретившегося геологического нарушения [48, 67]:

$$\bar{A}_c = \sum_{i=1}^n \bar{\lambda}_i A_i + A_0, \text{ руб.}; \quad (13.X)$$

$$\bar{A}_i = \int P_i(t_n) \omega(t_n) dt_n + B_i, \text{ руб.}, \quad (14.X)$$

где \bar{A}_i — средние потери, связанные с переходом одного нарушения i -го типа, руб.;

$P_i(t_n)$ — плотность условной вероятности снижения углепотока из лавы за промежуток времени t_n при i -м отказе (нарушении);

B_i — потери на ремонт комплекса и на устранение происходящих при отказе i -го типа аварий, руб.;

n — число возможных типов отказов;

$\bar{\lambda}_i$ — средняя опасность возникновения отказа (встречи нарушения) i -го типа или средняя интенсивность отказов с учетом времени перехода нарушения (ремонта).

Зная средний промежуток времени между отказами i -го типа, включающий среднее время работы очистного забоя между отказами T_{oi} , и τ_i — среднее время перехода нарушения (ликвидации отказа), находим

$$\bar{\lambda}_i = \frac{1}{T_{oi} + \tau_i};$$

A_0 — расходы на содержание обслуживающего персонала, непосредственно не связанного с ликвидацией отказов, и проведение профилактических мероприятий, руб./сутки;
 $\omega(t_n)$ — общая величина потерь за время перехода нарушений i -го типа, руб.

В нашем случае (система с непрерывным процессом)

$$\omega(t_n) = C_0 t_n, \text{ руб.}; \quad (15.X)$$

C_0 — условные удельные потери, т.е. потери на единицу времени при вынужденном простое очистного забоя или снижении угледобычи из лавы из-за геологических нарушений, равные условной средней экономии, которую давал бы очистной забой в случае отсутствия отказов (геологических нарушений).

Обозначим минимальную годовую экономию, соответствующую нормативному сроку окупаемости дополнительных капитальных вложений, связанных с применением угледобывающих комплексов оборудования, \mathcal{E}_Φ^n . Тогда при отсутствии геологических нарушений на всем протяжении выемочного участка годовая экономия, полученная от применения выемочного комплекса, составит \mathcal{E}_Φ ($\mathcal{E}_\Phi \geq \mathcal{E}_\Phi^n$). Если фактическая годовая экономия \mathcal{E}_Φ равна \mathcal{E}_Φ^n , то рассматриваемый выемочный участок не должен иметь нарушений, т.е. должен быть надежным. Наличие в нем геологических нарушений приведет к тому, что $\mathcal{E}_\Phi < \mathcal{E}_\Phi^n$ и срок окупаемости дополнительных капитальных вложений будет больше нормативного, т.е. применение выемочного комплекса экономически невыгодно. Если фактическая годовая экономия $\mathcal{E}_\Phi > \mathcal{E}_\Phi^n$, то рассматриваемый участок может иметь геологические нарушения, но при этом характер и количество их должны быть такими, чтобы $\mathcal{E}_\Phi^n \geq \mathcal{E}_\Phi - \Delta\mathcal{E}_\Phi$ ($\Delta\mathcal{E}_\Phi$ — годовые экономические потери на ненадежность выемочного участка). Тогда условные удельные потери при вынужденном простое очистного забоя или снижении интенсивности угледобычи из лавы вследствие встречи геологических нарушений

$$C_0 = \frac{\mathcal{E}_\Phi - \mathcal{E}_\Phi^n}{N}, \text{ руб./сутки}, \quad (16.X)$$

где N — число рабочих дней в году.

Расчет годовой экономической эффективности подробно изложен в работе [68]. Дополнительные расходы на ремонт комплекса и устранение происходящих при встрече i -го типа нарушений

$$B_i = C_i R_i k, \text{ руб.}, \quad (17.X)$$

где C_i — тарифная ставка рабочего, руб.;

R_i — трудоемкость работ, связанных с переходом нарушения, чел./сутки;

k — коэффициент доплат к прямой заработной плате.

Стоимость содержания обслуживающего персонала и проведения профилактических мероприятий равна

$$A_0 = C'K_pK, \text{ руб/сутки}, \quad (18.X)$$

где K_1 — количество обслуживающего персонала;

C' — тарифная ставка слесаря, руб.

Учитывая формулы (15.X), (16.X), (17.X), (18.X), получим

$$\bar{A}_c = C_0 \sum_{i=1}^n \bar{\lambda}_i \left(\tau_i + \frac{C_i R_i K}{C_0} \right) + C'K_pK, \text{ руб.} \quad (19.X)$$

Допустим, что, если в пределах выемочного поля (участка) происходят отказы только вследствие наличия геологических нарушений типа пережимов, можно принять $\tau_i = \tau$ и $C_i R_i K = CRK$, тогда уравнение (19.X) примет вид:

$$\bar{A}_c = C_0 \tau \left(1 + \frac{CRK}{C_0 \tau} \right) \bar{\lambda}_c + C'K_pK, \text{ руб.}, \quad (20.X)$$

где $\bar{\lambda}_c = \sum_{i=1}^n \bar{\lambda}_i$ — средняя опасность отказов (встречи нарушения) в пределах выемочного участка с учетом времени его перехода. Относительные условные средние потери на ненадежность выемочного участка можно определить как отношение условных средних потерь на ненадежность к условному среднему доходу в единицу времени, который давал бы выемочный комплекс, работая в надежных геологических условиях:

$$W = \frac{\bar{A}_c}{C_0} = \tau \bar{\lambda}_c \left(1 + \frac{CRK}{C_0 \tau} \right) + \frac{C'K_pK}{C_0}. \quad (21.X)$$

Тогда допустимая средняя опасность отказов (встречи нарушения) в пределах выемочного поля (участка)

$$\bar{\lambda}_{c, \text{ доп}} = \frac{W - \frac{C'K_pK}{C_0}}{\tau \left(1 + \frac{CRK}{C_0 \tau} \right)}, \frac{1}{\text{дни}}. \quad (22.X)$$

Допустим, что относительные средние потери на ненадежность эксплуатационных условий выемочного участка $W = 12\%$, время перехода нарушений $\tau = 6$ дней, относительная стоимость ликвидации последствий встречи геологического нарушения $\frac{CRK}{C_0 \tau} \ll 1$, относительные потери на обслуживание $\frac{C'K_pK}{C_0} \ll W$, то получим,

что допустимая средняя опасность отказов в пределах выемочного участка $\lambda_{c, \text{ доп}} = 0,02 \frac{1}{\text{дни}}$, т. е. время работы выемочного комплекса между двумя геологическими нарушениями (отказами) должно

составлять не менее 50 дней. Если принять длину выемочного поля (панели) 2500 м, суточную скорость подвигания очистного забоя 3,5 м, длину лавы 180 м, то среднее допустимое расстояние между нарушениями, которые приводят к отказу системы (временной остановке работы очистного забоя или снижению интенсивности углепотока из лавы), должно быть

$$x \geq T_{0,3} v_{0,3} = 50 \cdot 3,5 = 175 \text{ м,}$$

где $T_{0,3}$ — время отработки занасов участка по простиранию (восстановлению) длиной x м, дней;

$v_{0,3}$ — суточная скорость подвигания очистного забоя, м/сутки.

Таким образом, при длине крыла панели 1250 м должно быть не более 7 переходимых геологических нарушений (справедливо для приведенного примера).

Ожидаемое число геологических нарушений на всем протяжении выемочного участка по простиранию определяется на основании наблюдений и статистической обработки полученных результатов с ранее отработанных выемочных участков данного шахтопласта, а также при подготовке панели (столбовая система разработки). Имеется возможность ориентировочно, а в некоторых случаях и точно определить число и характер геологических нарушений.

В качестве примера приводится номограмма (рис. 81) определения допустимой интенсивности встречи ($\bar{\lambda}_{с. доп}$) геологических нарушений в пределах разрабатываемого участка, оборудованного гидрофицированным комплексом, в зависимости от относительных средних потерь (W) и длительности перехода нарушения (τ) (для шахт комбинатов Красноармейскуголь, Донецкуголь и Макеевуголь). Зная допустимые относительные удельные потери на переход одного геологического нарушения и ожидаемое время перехода (τ), определяем допустимую интенсивность геологических нарушений $\bar{\lambda}_{с. доп}$ в пределах разрабатываемого участка.

Линии, проведенные параллельно оси абсцисс (см. рис. 81), являются нижней границей допустимых значений интенсивности встречи геологических нарушений для шахт указанного района при применении гидрофицированных комплексов оборудования. Если допустимые значения интенсивности встречи геологических нарушений будут меньше нижних их границ, то, следовательно, для шахт данного района в пределах выемочных участков не должно быть нарушений, т. е. расстояние между двумя соседними нарушениями будет больше средней длины выемочного поля. Так, для шахт Добропольского района нижней границей допустимых значений интенсивности встречи геологических нарушений является 0,01. Если это значение будет 0,005, то расстояние до нарушения должно быть не менее 600—700 м (в случае работы гидрофицированных комплексов). Но как показала практика, на шахтах Добропольского района средняя длина выемочного участка составляет 600—700 м, т. е. комплексы эффективно будут работать в случае отсут-

ствия геологических нарушений длительностью перехода $\tau \geq \tau_{\text{глад}}(\text{д.д.})$.

На номограмме (рис. 82) находится допустимая длина участка выемочного поля, на котором не должно быть геологических нарушений, в зависимости от ожидаемой суточной скорости подвига-

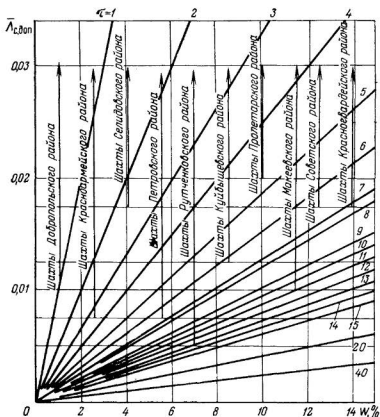


Рис. 81. Номограмма определения допустимой интенсивности геологических нарушений ($\Lambda_{с. доп}$) в пределах участка в зависимости от относительных средних потерь (W) и времени перехода нарушения τ

ния забоя. Для определения допустимой длины ненарушенной части участка по рис. 82 необходимо восстановить перпендикуляр из точки на оси абсцисс, соответствующей допустимой интенсивности встречи геологических нарушений, до пересечения с кривой скорости подвигания очистного забоя, а затем точку пересечения спроектировать на ось ординат. Полученное значение и будет допустимой длиной ненарушенной части участка. Определение допу-

стимого числа переходимых нарушений на 1000 м продвижения лавы приведено на рис. 83.

Из рис. 83 видно, что интенсивность встречи геологических нарушений в пределах выемочного поля для шахт Донецкого бассейна, применяемых гидрофицированные комплексы, равна 0,005—0,02 (при существующей стоимости оборудования).

§ 4. Пример расчета нагрузки на лаву

Спроектировать технологические процессы выемки угля в лаве для следующих горно-геологических и горнотехнических условий: длина лавы 200 м; мощность пласта 1,5 м; кровля — слабоустойчивая; система разработки — столбовая; проветривание — прямоточное с подвешиванием; длина отработываемого

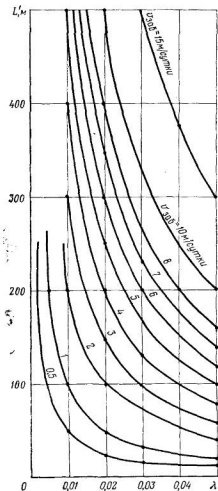


Рис. 82. Номограмма определения ненарушенной длины участка L'' в зависимости от интенсивности встречи нарушений и скорости продвижения забоя $v_{заб}$

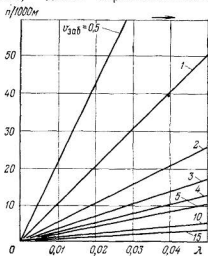


Рис. 83. Номограмма определения допустимого количества переходимых нарушений на 1000 м продвижения забоя

столба 1000 м; глубина разработки 500 м; газообильность лавы $q=4,15 м^3/т$ (с учетом дегазации); сопротивляемость угля резанию $\bar{A}_{р.д.}=214 кгс/см$; уголь — вязкий; $\gamma=1,35 т/м^3$.

В качестве средств выемки принимаем механизированный комплекс оборудования КМ-87 (технологическую схему выемки см. рис. 2) с узкозахватным комбайном ГШ-68.

Определяем скорость подачи выемочной машины по формулам (5.II), (7.II), (8.II), (9.II). Согласно технической характеристике комбайна ГШ-68 имеем: $\Phi_n = 1,25$ м; $t_{cp} = 4$ см; $n_a = 2$; $v_p = 2,55$ м/сек; $n_n = 38$ резцов (для вязких углей); $R_d = 110$ квт;

$$n_{p,p} = \frac{0,5\pi + \arcsin\left(\frac{2 \cdot 1,25}{1,25} - 1\right)}{2\pi} = 19 \text{ резцов};$$

$$E = \frac{3,33 \cdot 1,25 \cdot 4}{2 \cdot 2,55} = 3,26;$$

$$d = \frac{102 \cdot 0,9}{19 \cdot 2,55} = 1,89;$$

$$v_n = \frac{1}{3,26} \frac{1}{0,8} \left(\frac{33}{214} - 0,063 \right) (1,89 \cdot 110 - (30 + 0,1 \cdot 214)) - \left(10,4 - \frac{1070}{560 - 214} \right) = 3,22 \text{ м/мин.}$$

Коэффициент отжима $k_{от} = 0,8$ определялся по формулам табл. 4.II.

Так как кровля слабоустойчивая, вводим поправочный коэффициент $\alpha' = 1,22$. Имеем $\bar{v}_n = 3,22 \cdot 1,22 = 2,64$ м/мин — средняя скорость подачи для данных условий.

Интегральная функция распределения скорости подачи будет иметь вид:

$$F(v_n) = 1 - \frac{1}{2} \left[1 + \Phi \left(\frac{v_n - \bar{v}_n}{\sigma} \right) \right],$$

где $\sigma = 0,29$ — среднеквадратическое отклонение скорости подачи от ее среднего значения.

По формуле (2.VII) производим проверку скорости подачи комбайна по газовому фактору:

$$v_{н. доп} = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 4,95 \cdot 2}{4,15 \cdot 0,63 \cdot 1,5 \cdot 1,35} = 4,5 \text{ м/мин.}$$

$$\bar{v} < v_{н. доп}.$$

Для обеспечения $v_n \geq 2,64$ м/мин необходимо иметь не менее $n = 5$ рабочих по передвижке секций крепи.

Среднее время между двумя обрушениями пород кровли определяется по формуле (29.III):

$$\bar{t}_o = -66 \cdot 1,5 + 212,2 = 113,2 \text{ ч.}$$

Надежность крепления призабойного пространства лавы в течение суток $P(t_{п}) = 0,99$.

Навалка отбитого угля осуществляется с помощью шнекового рабочего органа комбайна и пассивными лемехами конвейера.

Определяем надежность (коэффициент готовности) очистного забоя по формуле (14.IV):

$$k_r = -5,3 \cdot 10^{-5} \cdot 200^2 + 1,83 \cdot 10^{-2} \cdot 200 - 0,73 = 0,81.$$

Из графика (см. рис. 51) находим, что наиболее рациональная длительность проведения ремонтно-профилактических работ составляет $t_{\text{рем}}^{\text{оп}} = 240$ мин.

При этом коэффициент готовности можно довести до $k_r = 0,85$. Необходимая численность ремонтных рабочих составит $n_{\text{рем}} = 12$ человек.

Выемка ниш производится путем фронтальной самозарубки комбайна ГШ-68 в пласт (см. рис. 72).

Технически обоснованная нагрузка на лаву определяется по формулам (1.X) и (2.X).

Имеем:

Ожидаемая нагрузка, т/сутки	Вероятность полу- чения нагрузки	Производительность, т/выход	Себестоимость угля, руб/т
960	1	24,6	1,91
1440	1	32,0	1,58
1920	0,986	39,2	1,42
2400	0,636	42,0	1,33
2880	0,108	46,4	1,26
3360	0,004	52,5	1,21
3840	0,001	58,2	0,94

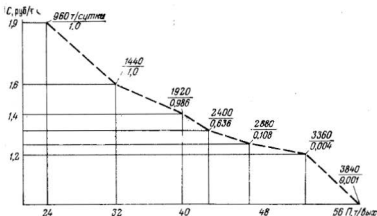


Рис. 84. График функции надежности очистного забоя

На рис. 84 представлен график функции надежности очистного забоя в виде изолиний одинаковой надежности по осям абсцисс и ординат.

Таким образом, ожидаемая средняя нагрузка на лаву при скорости подачи комбайна 2,64 м/мин составит 2400 т/сутки, производительность по лаве — 42 т/выход и себестоимость 1 т угля — 1,33 руб.

Таблица 1

Закон Пуассона

$$P_n(t) = \frac{a^n}{n!} e^{-a}$$

n	a									
	0,5	1	2	3	4	5	6	7	8	10
0	0,607	0,368	0,136	0,050	0,018	0,007	0,002	0,001	0,000	—
1	0,303	0,368	0,271	0,149	0,073	0,034	0,015	0,006	0,003	0,001
2	0,076	0,184	0,271	0,224	0,147	0,084	0,045	0,022	0,011	0,002
3	0,013	0,062	0,180	0,224	0,195	0,140	0,089	0,052	0,029	0,007
4	0,001	0,015	0,090	0,168	0,195	0,176	0,134	0,091	0,057	0,019
5	0,000	0,003	0,036	0,101	0,156	0,176	0,161	0,128	0,092	0,038
6	—	0,000	0,012	0,050	0,104	0,146	0,161	0,149	0,122	0,063
7	—	—	0,003	0,022	0,060	0,105	0,138	0,149	0,140	0,090
8	—	—	0,001	0,008	0,030	0,065	0,103	0,131	0,140	0,113
9	—	—	—	0,003	0,013	0,036	0,069	0,102	0,124	0,125
10	—	—	—	0,001	0,005	0,018	0,041	0,071	0,099	0,125
11	—	—	—	—	0,002	0,008	0,023	0,045	0,072	0,114
12	—	—	—	—	0,001	0,004	0,011	0,026	0,048	0,095
13	—	—	—	—	—	0,001	0,005	0,014	0,030	0,073
14	—	—	—	—	—	0,000	0,002	0,007	0,017	0,052
15	—	—	—	—	—	—	0,001	0,003	0,009	0,035
16	—	—	—	—	—	—	—	0,002	0,005	0,022
17	—	—	—	—	—	—	—	0,001	0,002	0,013
18	—	—	—	—	—	—	—	—	0,000	0,007
19	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,004
20	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,002

Нормальный закон

$$S = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^{\frac{t^2}{2}} e^{-\frac{t^2}{2}} dt$$

<i>t</i>	<i>S</i>	<i>t</i>	<i>S</i>	<i>t</i>	<i>S</i>	<i>t</i>	<i>S</i>
0,00	0,0000	0,80	0,2881	1,60	0,4452	2,40	0,4918
0,02	0,0080	0,82	0,2939	1,62	0,4474	2,42	0,4922
0,04	0,0160	0,84	0,2995	1,64	0,4495	2,44	0,4927
0,06	0,0239	0,86	0,3051	1,66	0,4515	2,46	0,4931
0,08	0,0319	0,88	0,3106	1,68	0,4535	2,48	0,4934
0,10	0,0398	0,90	0,3159	1,70	0,4554	2,50	0,4938
0,12	0,0478	0,92	0,3212	1,72	0,4573	2,52	0,4941
0,14	0,0557	0,94	0,3264	1,74	0,4591	2,54	0,4945
0,16	0,0636	0,96	0,3315	1,76	0,4608	2,56	0,4948
0,18	0,0714	0,98	0,3365	1,78	0,4625	2,58	0,4951
0,20	0,0793	1,00	0,3413	1,80	0,4641	2,60	0,4953
0,22	0,0871	1,02	0,3461	1,82	0,4656	2,62	0,4956
0,24	0,0948	1,04	0,3508	1,84	0,4671	2,64	0,4959
0,26	0,1026	1,06	0,3554	1,86	0,4686	2,66	0,4961
0,28	0,1103	1,08	0,3599	1,88	0,4699	2,68	0,4963
0,30	0,1179	1,10	0,3643	1,90	0,4713	2,70	0,4965
0,32	0,1255	1,12	0,3686	1,92	0,4726	2,72	0,4967
0,34	0,1331	1,14	0,3729	1,94	0,4738	2,74	0,4969
0,36	0,1406	1,16	0,3770	1,96	0,4750	2,76	0,4971
0,38	0,1480	1,18	0,3810	1,98	0,4761	2,78	0,4973
0,40	0,1554	1,20	0,3849	2,00	0,4772	2,80	0,4974
0,42	0,1628	1,22	0,3888	2,02	0,4783	2,82	0,4976
0,44	0,1700	1,24	0,3925	2,04	0,4793	2,84	0,4977
0,46	0,1772	1,26	0,3962	2,06	0,4803	2,86	0,4979
0,48	0,1844	1,28	0,3997	2,08	0,4812	2,88	0,4980
0,50	0,1915	1,30	0,4032	2,10	0,4821	2,90	0,4981
0,52	0,1985	1,32	0,4066	2,12	0,4830	2,92	0,4982
0,54	0,2054	1,34	0,4099	2,14	0,4838	2,94	0,4984
0,56	0,2123	1,36	0,4131	2,16	0,4846	2,96	0,4985
0,58	0,2190	1,38	0,4162	2,18	0,4854	2,98	0,4986
0,60	0,2257	1,40	0,4192	2,20	0,4861	3,00	0,49865
0,62	0,2324	1,42	0,4222	2,22	0,4868	3,10	0,49904
0,64	0,2389	1,44	0,4251	2,24	0,4875	3,20	0,49931
0,66	0,2454	1,46	0,4279	2,26	0,4881	3,30	0,49952
0,68	0,2517	1,48	0,4306	2,28	0,4887	3,40	0,49966
0,70	0,2580	1,50	0,4322	2,30	0,4893	3,50	0,49976
0,72	0,2642	1,52	0,4357	2,32	0,4898	3,60	0,49984
0,74	0,2703	1,54	0,4382	2,34	0,4904	3,80	0,49993
0,76	0,2764	1,56	0,4406	2,36	0,4909	4,00	0,49997
0,78	0,2823	1,58	0,4429	2,38	0,4913	4,00	0,49997

r	S=R=0,05		S=R=0,01	
	χ_R^2	χ_S^2	χ_R^2	χ_S^2
1	0	3,84	0	6,63
2	0,10	3,99	0,02	9,21
3	0,35	7,81	0,11	11,3
4	0,71	9,48	0,29	13,2
5	1,14	11,0	0,55	15,0
6	1,63	12,5	0,87	16,8
7	2,16	14,0	1,23	18,4
8	2,73	15,5	1,64	20,0
9	3,32	16,9	2,08	21,6
10	3,94	18,3	2,55	23,2
11	4,57	19,6	3,05	24,7
12	5,22	21,0	3,57	26,2
13	5,89	22,3	4,10	27,6
14	6,57	23,6	4,66	29,1
15	7,26	24,9	5,22	30,5
16	7,96	26,2	5,81	32,0
17	8,67	27,5	6,40	33,4
18	9,39	28,8	7,01	34,8
19	10,1	30,1	7,63	36,1
20	10,8	31,4	8,26	37,5
21	11,5	32,6	8,89	38,9
22	12,3	33,9	9,54	40,2
23	13,0	35,1	10,1	41,6
24	13,8	36,4	10,8	42,9
25	14,6	37,6	11,5	44,3
26	15,3	38,8	12,1	45,6
27	16,2	40,1	12,8	46,9
28	16,9	41,3	13,5	48,2
29	17,7	42,5	14,2	49,5
30	18,4	43,7	14,9	50,8

Таблица случайных чисел

	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)
1	10480	15011	01536	02011	81647	91646
2	22368	46573	25595	85393	30995	89198
3	24130	48360	22527	97265	76393	64809
4	42167	93093	06243	61680	07856	16276
5	37570	39975	81837	16656	06121	91782
6	77921	06907	11008	42751	27756	53498
7	99562	72905	56420	69994	98872	31016
8	96301	91977	054463	07972	18876	20922
9	89579	14342	63661	10281	17453	18103
10	85475	36857	53342	53988	53060	59533
11	28918	69578	88231	33276	70997	79936
12	63553	40961	48235	03427	49626	69445
13	09429	93969	52636	92737	88974	33438
14	10365	61129	87529	85689	48237	52267
15	07119	97336	71048	08178	77233	13916
16	51085	12765	51821	51259	77452	16308
17	02368	21382	52404	60268	89368	19885
18	01011	54092	33362	94904	31273	04146
19	52162	53916	46369	58586	23216	14513
20	07056	97628	33787	09998	42698	06691
21	48663	91245	85828	14346	09172	30168
22	54164	58492	22421	74103	47070	25306
23	32639	32363	05597	24200	13363	38005
24	29334	27001	87637	87308	58731	00256
25	02488	33062	28834	07351	19731	92420
26	81525	72295	04839	96423	24878	82651
27	29676	20591	68086	26432	46901	20849
28	00742	57392	39064	66432	48673	40027
29	05366	04213	25669	26422	44407	44028
30	91921	26418	64117	94305	26766	25940

Экспоненциальный закон

Таблица 6

$$f(X) = e^{-X}$$

x	e^{-X}	x	e^{-X}	x	e^{-X}	x	e^{-X}
0,00	1,0000	0,50	0,6065	1,00	0,3679	1,50	0,2231
0,02	0,9802	0,52	0,5945	1,02	0,3606	1,52	0,2187
0,04	0,9608	0,54	0,5828	1,04	0,3535	1,54	0,2144
0,06	0,9418	0,56	0,5712	1,06	0,3465	1,56	0,2101
0,08	0,9231	0,58	0,5599	1,08	0,3396	1,58	0,2060
0,10	0,9048	0,60	0,5488	1,10	0,3329	1,60	0,2019
0,12	0,8869	0,62	0,5379	1,12	0,3263	1,70	0,1827
0,14	0,8693	0,64	0,5273	1,14	0,3198	1,80	0,1653
0,16	0,8521	0,66	0,5169	1,16	0,3135	1,90	0,1496
0,18	0,8353	0,68	0,5066	1,18	0,3073	2,00	0,1353
0,20	0,8187	0,70	0,4966	1,20	0,3012		
0,22	0,8025	0,72	0,4868	1,22	0,2952	2,2	0,1108
0,24	0,7866	0,74	0,4771	1,24	0,2894	2,4	0,0907
0,26	0,7710	0,76	0,4677	1,26	0,2837	2,6	0,0743
0,28	0,7558	0,78	0,4584	1,28	0,2780	2,8	0,0608
0,30	0,7408	0,80	0,4493	1,30	0,2725	3	0,0498
0,32	0,7262	0,82	0,4404	1,32	0,2671	3,2	0,0408
0,34	0,7118	0,84	0,4317	1,34	0,2619	3,4	0,0334
0,36	0,6977	0,86	0,4232	1,36	0,2567	3,6	0,0273
0,38	0,6839	0,88	0,4148	1,38	0,2516	3,8	0,0224
0,40	0,6703	0,90	0,4066	1,40	0,2466	4	0,0183
0,42	0,6571	0,92	0,3985	1,42	0,2417	4,2	0,0150
0,44	0,6440	0,94	0,3906	1,44	0,2369	4,4	0,0123
0,46	0,6313	0,96	0,3829	1,46	0,2322	4,6	0,0101
0,48	0,6188	0,98	0,3753	1,48	0,2276	4,8	0,0082
0,50	0,6065	1,00	0,3679	1,50	0,2231	5	0,0067
						6	0,0025

Таблица наблюдений случайных факторов

3.37.17	9.33.12	8.27.18	6.59.13	5.32.53
1.45.15	1.19.49	1.42.58	7.10.40	4.52.05
0.47.09	0.38.27	9.48.26	1.52.01	7.00.13
9.08.48	0.31.58	7.49.06	8.11.37	6.40.27
0.43.53	3.16.09	1.05.56	0.19.08	6.09.42
6.12.09	0.18.20	9.40.52	1.05.21	8.25.37
4.37.28	1.42.25	6.32.10	2.20.59	8.45.22
3.01.24	1.58.05	6.55.49	0.30.58	4.24.09
3.10.25	5.18.35	3.45.25	7.53.21	6.58.47
7.06.51	5.23.45	6.40.29	6.17.42	5.59.46
6.04.11	0.24.11	6.27.03	2.27.37	5.43.27
4.28.39	8.09.08	2.58.32	1.17.58	2.38.44
3.01.22	5.50.45	8.39.06	8.57.23	2.30.30
2.12.48	1.02.24	0.02.54	2.59.57	3.24.19
8.39.26	0.12.48	8.53.57	6.49.19	9.38.04
0.25.37	0.08.15	6.49.10	6.19.48	5.28.39
8.14.17	0.54.50	4.42.14	4.46.05	9.10.44
2.34.54	5.55.08	7.30.15	0.57.54	9.25.50
1.21.57	9.13.23	3.56.07	9.44.47	5.51.45
9.05.14	5.28.15	6.19.01	4.07.46	6.19.35
2.59.10	9.31.34	5.39.11	6.47.46	0.51.01
3.31.02	6.43.30	6.30.24	1.49.12	9.01.52
1.16.13	3.27.03	4.45.21	9.18.11	8.42.35
7.42.55	5.07.23	7.02.40	5.31.13	6.09.36
3.48.21	7.57.31	9.57.31	4.31.14	6.36.26
7.30.39	4.18.07	2.45.49	0.24.45	6.42.12
5.37.33	2.49.22	1.10.53	8.59.33	7.04.02
8.04.39	3.37.21	4.05.05	1.02.09	8.46.10
9.51.06	3.58.36	6.45.09	8.51.06	3.15.37

Индекс пласта	Сопротивляемость угля резанию в зависимости от заглубления в угольный массив (r) \bar{A}_p , кгс/см $0 < r < 135$ см	Коэффициент парной кор- реляции, $R_{\bar{A}_p, r}$	Корреляционное отношение R^2	Вынимаемая мощность пласта, м	Газобилльность пласта, м ³ /т	Глубина разработки, м	Сопротивляемость угля резанию в целлке, \bar{A}_p , д. кгс/см
---------------	--	--	-----------------------------------	--	---	-----------------------	---

Шахтопласты Донецко-Макеевского района

Угли марки Г

k_8	$\bar{A}_p = 132,8 + 0,66 r$	0,70	0,67	0,5—0,6	5	220	200
m_3	$\bar{A}_p = 63,9 + 0,36 r$	0,69	0,66	1,4—1,53	18	408	120
m_5	$\bar{A}_p = 31,6 + 0,69 r$	0,88	0,87	1,2—1,3	2,8	560	114
m_2	$\bar{A}_p = 69,6 + 0,52 r$	0,80	0,78	0,54—0,58	2	124	122
k_5	$\bar{A}_p = 135,8 + 1,07 r$	0,85	0,83	0,65	0,61	520	248
l_4	$\bar{A}_p = 73,9 + 1,2 r$	0,95	0,94	0,63—0,65	11,7	400	174
h_8	$\bar{A}_p = 70,57 + 0,91 r$	0,95	0,94	0,61	24,2	351	153
l_3	$\bar{A}_p = 151,5 + 0,89 r$	0,82	0,81	0,6—0,65	1,0	220	250
l_1	$\bar{A}_p = 107,3 + 0,34 r$	0,86	0,85	0,56—0,62	0,0	587	150
l_{10}	$\bar{A}_p = 2,92 + 1,36 r$	0,95	0,94	1,3—1,4	38,3	270	156
l'_8	$\bar{A}_p = 62,1 \cdot r^{0,04}$	0,58	0,53	1,1	18	536	95
n_1	$\bar{A}_p = 132,4 + 0,82 r$	0,97	0,96	1,9	7,5	585	225
n_1^D	$\bar{A}_p = 32,2 + 0,85 r$	0,95	0,95	0,48—0,6	0,0	230	148
n_1^H	$\bar{A}_p = 169 \cdot r^{0,04}$	0,76	0,74	0,8—0,9	2,31	230	230

Угли марки Ж

k_6	$\bar{A}_p = 59,2 + 0,54 r$	0,94	0,93	0,97—1,0	14	286	123
m_3	$\bar{A}_p = 50,9 + 1,05 r$	0,97	0,97	1,31	16,1	610	200
m_5	$\bar{A}_p = 38,3 + 0,32 r$	0,93	0,92	0,55—0,58	2,7	130	80
h_7	$\bar{A}_p = 23,04 + 0,31 r$	0,73	0,70	1,25—1,4	42,7	905	60
k_8	$\bar{A}_p = 50,66 + 0,89 r$	0,97	0,97	0,46—0,48	0,0	389	150
l_4	$\bar{A}_p = 81,8 + 1,16 r$	0,95	0,95	1,23	38,4	560	210
h_8	$\bar{A}_p = 14,5 + 0,32 r$	0,96	0,95	0,48—0,57	40,8	575	50
h_1	$\bar{A}_p = 30,23 + 0,64 r$	0,92	0,91	0,55—0,58	5,0	260	105
h_{10}	$\bar{A}_p = 32,7 + 0,9 r$	0,94	0,93	0,9—1,0	49,5	753	135
l_3	$\bar{A}_p = 4,87 + 2,54 r$	0,94	0,93	0,46	2,1	265	300
l_1	$\bar{A}_p = 81,8 + 1,15 r$	0,95	0,95	0,65—0,9	15	390	210

Индекс пласта	Сопротивляемость угля резианию в зависимости от заглубления в угольный массив (r) \bar{A}_p , кгс/см $0 < r = 135$ см	Коэффициент парной кор- реляции, $R_{\bar{A}_p, r}$	Корреляционное отношение R'_r	Вынимаемая мощность пласта, м	Газообильность пласта, м ³ /т	Глубина разработки, м	Сопротивляемость угля резианию в целлюле, \bar{A}_p , д. кгс/см
l'_1	$\bar{A}_p = 30,3 \pm 0,45 r$	0,95	0,94	0,65—0,9	15	390	80
k'_5	$\bar{A}_p = 42 \cdot r^{0,1}$	0,65	0,62	0,7—0,72	4,8	237	150
k_5	$\bar{A}_p = 8,26 \pm 0,38 r$	0,92	0,91	0,57—0,63	19,1	425	55
l'_8	$\bar{A}_p = 56,4 \pm 0,88 r$	0,87	0,86	0,7—0,9	33,7	445	160
l_8	$\bar{A}_p = 77,2 \pm 0,45 r$	0,77	0,75	0,63	39,2	510	142
l_7	$\bar{A}_p = 74,3 \cdot r^{0,095}$	0,80	0,78	1,0	52	445	150
k_7	$\bar{A}_p = 29 \pm 0,69 r$	0,95	0,94	0,96	8,75	190	110
l'_2	$\bar{A}_p = 46,6 \pm 0,85 r$	0,96	0,96	0,53	2,34	226	150
k_4^{2B}	$\bar{A}_p = 27,7 \pm 0,96 r$	0,89	0,88	0,6—0,68	4,65	310	170
m_7	$\bar{A}_p = 88,92 \cdot r^{0,06}$	0,90	0,89	0,7	2,32	126	122

Угли марки К

m_3	$\bar{A}_p = 81,7 \pm 0,67 r$	0,85	0,83	0,8—0,9	10	196	154
h_7	$\bar{A}_p = 1,7 \pm 1,03 r$	0,97	0,97	0,62—0,67	8,1	307	120
k_8	$\bar{A}_p = 52,72 \cdot r^{0,12}$	0,74	0,71	0,75—1,27	21	716	150
l_4	$\bar{A}_p = 73,54 \pm 1,07 r$	0,9	0,89	0,89—0,92	14,6	230	240
h_8	$\bar{A}_p = 30,9 \pm 0,71 r$	0,92	0,91	0,62—0,65	48	600	120
h_3	$\bar{A}_p = 7,7 \pm 0,3 r$	0,92	0,92	1,31	10,4	344	45
h_{10}	$\bar{A}_p = 40,4 \pm 0,72 r$	0,79	0,77	0,97—1,12	7,2	367	127
l_3	$\bar{A}_p = 48,5 \pm 0,81 r$	0,93	0,93	0,89—0,95	21,1	248	138
l_1	$\bar{A}_p = 7,6 \pm 0,38 r$	0,98	0,98	0,9—1,03	6,1	178	56
l'_1	$\bar{A}_p = 3,5 \pm 0,12 r$	0,79	0,77	0,87—0,9	6,1	176	90
k_2^2	$\bar{A}_p = 46,5 \pm 0,58 r$	0,85	0,83	0,5—0,6	20	130	112
k_9	$\bar{A}_p = 14,88 \pm 0,38 r$	0,94	0,94	0,6—0,65	18,1	237	60
l'_8	$\bar{A}_p = 65,54 \pm 0,12 r$	0,62	0,58	1,0—1,05	14,2	205	85
l_7	$\bar{A}_p = 16,82 \pm 0,47 r$	0,71	0,68	0,7—0,75	6,9	340	85

Угли марки Д

m_3	$\bar{A}_p = 172,3 \pm 1,3 r$	0,88	0,86	1,10—1,05	0,0	350	320
m_5	$\bar{A}_p = 103,5 \pm 1,12 r$	0,75	0,73	1,1—1,3	0,0	180	270
m_2	$\bar{A}_p = 54,2 \cdot r^{0,19}$	0,78	0,76	0,65	1,0	410	200

Индекс пласта	Сопротивляемость угля релятию в зависимости от заглубления в угольный массив (r) \bar{A}_p , кгс/см $0 < r = 135$ см	Коэффициент парной кор- реляции, $R_{A_p, r}$	Корреляционное отношение R	Вынимаемая мощность пласта, м	Газообильность пласта, м ³ /т	Глубина разработки, м	Сопротивляемость угля релятию в целике, \bar{A}_p , кгс/см
k_8	$\bar{A}_p = 45,56 \pm 1,06 r$	0,96	0,96	1,18—1,6	—	740	180
l_4	$\bar{A}_p = 35,2 \pm 0,78 r$	0,86	0,85	1,6	0,54	600	150
Угли марки Т							
h_7	$\bar{A}_p = 10,3 \pm 0,073 r$	0,80	0,78	1,02	14,6	380	20
h_8	$\bar{A}_p = 43,5 \pm 0,47 r$	0,88	0,87	0,57—0,58	54,8	409	100
h_9	$\bar{A}_p = 32,6 \pm 0,34 r$	0,90	0,90	0,7	26	350	80
h_{10}	$\bar{A}_p = 32,6 \pm 0,34 r$	0,91	0,90	0,7	26	350	80
h_{12}	$\bar{A}_p = 43,9 \pm 0,57 r$	0,78	0,76	0,58—0,65	—	380	160
h_2'	$\bar{A}_p = 11,6 \pm 0,12 r$	0,74	0,71	0,5—0,56	13,6	480	25
q_2	$\bar{A}_p = 20 \pm 0,53 r$	0,98	0,98	0,98—1,0	0,0	260	78
Угли марки ОС							
h_7	$\bar{A}_p = 29,8 \pm 0,99 r$	0,98	0,97	0,85	62,2	550	150
h_8	$\bar{A}_p = 21,28 \pm 0,72 r$	0,97	0,97	0,73	10,8	560	112
h_9	$\bar{A}_p = 76,5 \pm 0,28 r$	0,76	0,73	0,65	3,8	104	110
h_{10}	$\bar{A}_p = 44,25 \pm 0,8 r$	0,96	0,96	1,20	8,8	700	150
k_5'	$\bar{A}_p = 56,9 \cdot r^{0,115}$	0,89	0,88	0,78—0,9	11,7	204	120
k_5	$\bar{A}_p = 51,3 \pm 0,82 r$	0,94	0,93	0,38—0,5	9,3	200	120
h_2	$\bar{A}_p = 27,9 \pm 0,67 r$	0,96	0,96	0,6—0,65	2,4	150	105
h_2'	$\bar{A}_p = 19,44 \pm 0,27 r$	0,76	0,74	0,45	1,7	152	60
h_6	$\bar{A}_p = 29,7 \pm 0,42 r$	0,94	0,94	0,65—0,75	8,0	365	77
k_4^{211}	$\bar{A}_p = 30,3 \pm 0,64 r$	0,94	0,91	0,65—0,72	24,1	210	116
k_4'	$\bar{A}_p = 100,3 \pm 0,72 r$	0,85	0,84	0,72—0,88	20,9	164	200
k_4	$\bar{A}_p = 21,4 \cdot r^{0,09}$	0,74	0,71	0,7—0,86	26,4	200	45
l_2'	$\bar{A}_p = 5,85 \pm 0,24 r$	0,95	0,95	0,47—0,6	6,6	355	36
k_1	$\bar{A}_p = 22,7 \pm 0,2 r$	0,87	0,86	0,62	0,0	100	45
l_6	$\bar{A}_p = 14,26 \pm 0,78 r$	0,96	0,96	0,9	21,8	540	114

Индекс пласта	Сопротивляемость угля резанию в зависимости от заглубления в угольный массив (r) \bar{A}_p , кгс/см $0 < r < 135$ см	Коэффициент парной кор- реляции, $R_{\bar{A}_p}$, ц	Корреляционное отношение R .	Вынимаемая мощность пласта, м	Газобильность пласта, м ³ /т	Глубина разработки, м	Сопротивляемость угля резанию в целом, A_p , ц кгс/см
---------------	--	---	-----------------------------------	--	--	-----------------------	---

Шахтопласты Красноармейского района

Угли марки Г

l_3	$\bar{A}_p=153,1 \pm 1,1 r$	0,89	0,88	1,28—1,32	6,27	232	300
l_7	$\bar{A}_p=181 \pm 0,28 r$	0,78	0,76	1,17—1,60	38,6	215	214
l_1	$\bar{A}_p=82 \pm 1,21 r$	0,96	0,95	0,8—0,9	2,05	350	227
k_6	$\bar{A}_p=117,2 \pm 0,64 r$	0,90	0,89	0,95	20,2	340	200
k_7	$\bar{A}_p=239 \pm 0,73 r$	0,83	0,81	0,69	14,5	190	316
k_5^H	$\bar{A}_p=183 \pm 1,37 r$	0,88	0,87	0,81	0,0	163	300
k_8^H	$\bar{A}_p=46,67 \pm 0,97 r$	0,97	0,96	0,80	0,23	324	160
k_8^H	$\bar{A}_p=191,8 \pm 1,48 r$	0,88	0,87	0,54	0,0	100	350
l_1	$\bar{A}_p=208,4 \pm 0,55 r$	0,63	0,59	1,03	0,0	180	277
l_8'	$\bar{A}_p=127,9 \pm 0,79 r$	0,78	0,76	0,9	0,0	127	215
m_3	$\bar{A}_p=192,1 \pm 0,83 r$	0,82	0,80	0,86—1,05	0,0	250	278
m_4^2	$\bar{A}_p=176,8 \pm 0,96 r$	0,85	0,84	1,0—1,2	0,0	90	300
k_8	$\bar{A}_p=94,62 \pm 0,82 r$	0,91	0,90	1,18—1,19	0,0	180	217

Угли марки Д

l_4	$\bar{A}_p=113,5 \pm 0,34 r$	0,73	0,70	0,80—0,86	0,0	450	160
l_7	$\bar{A}_p=86,6 \pm 0,55 r$	0,95	0,94	1,5	0,0	90	163
l_7^H	$\bar{A}_p=113,8 \pm 1,25 r$	0,80	0,78	1,18	0,0	332	260
l_3	$\bar{A}_p=149 \pm 1,025 r$	0,90	0,89	0,65—0,95	0,0	190	280
k_8	$\bar{A}_p=36,9 \pm 1,1 r$	0,92	0,91	1,14—1,18	0,0	210	189
l_8'	$\bar{A}_p=131,3 \pm 0,98 r$	0,81	0,79	1,22—1,33	4,0	223	250

Угли марки Г₀

k_3	$\bar{A}_p=184,9 \pm 0,32 r$	0,70	0,67	0,55—0,63	2,0	215	222
k_8	$\bar{A}_p=119,5 \pm 0,70 r$	0,87	0,86	0,92—0,99	0,0	520	207
k_5^{H+H}	$\bar{A}_p=136 \pm 1,16 r$	0,98	0,98	1,91	2,72	140	280

Идентификация пласта	Сопrotивляемость угля резанию в зависимости от заглубления в угольный массив (r) \bar{A}_p , кгс/см $0 < r < 135$ см	Коэффициент парной кор- реляции, $R_{A_p, r}$	Корреляционное отношение R'	Вынимаемая мощность пласта, м	Газобильность пласта, м ³ /т	Глубина разработки, м	Сопrotивляемость угля резанию в целлюле, \bar{A}_p , кгс/см
m_4^3	$\bar{A}_p = 79,87 \pm 1,64 r$	0,99	0,99	1,46	8,85	100	280
m_4^6	$\bar{A}_p = 60,2 \pm 1,76 r$	0,96	0,96	1,79	4,12	119	262
l_1	$\bar{A}_p = 135,7 \pm 0,92 r$	0,92	0,92	1,52	0,0	283	250
l_7	$\bar{A}_p = 72,8 \pm 1,17 r$	0,98	0,97	1,51	1,78	280	210
Угли марки Гк							
l_1	$\bar{A}_p = 122 \pm 0,64 r$	0,87	0,86	1,17—1,20	6,05	297	230
Угли марки Гзт							
k_8	$\bar{A}_p = 87,6 \pm 0,95 r$	0,94	0,93	0,98—1,05	3,14	376	205
Угли марки Гвк							
l_1	$\bar{A}_p = 119,5 \pm 0,59 r$	0,90	0,89	1,05—1,2	18	660	200
l_3	$\bar{A}_p = 117 \pm 1,28 r$	0,93	0,93	0,89—0,9	3,78	440	260
Угли марки Ж							
l_2'	$\bar{A}_p = 70,7 \pm 1,08 r$	0,81	0,80	1,06	5—10	270	220
l_4	$\bar{A}_p = 120,1 \pm 0,26 r$	0,80	0,78	0,76—0,85	0,0	448	155
Угли марки ГД							
l_3	$\bar{A}_p = 182,8 \pm 1,51 r$	0,96	0,95	1,16	0,0	280	370
l_7	$\bar{A}_p = 137,8 \pm 0,89 r$	0,95	0,94	0,68	4	170	240
Шахтопласты Шахтерского и Торезского районов							
Угли марки ПА							
k_2^1	$\bar{A}_p = 35 \pm 0,58 r$	0,88	0,86	0,63	0,0	260	100
k_2	$\bar{A}_p = 32,6 \pm 0,19 r$	0,71	0,68	0,7	0,0	260	60
k_3	$\bar{A}_p = 70,4 \pm 0,56 r$	0,75	0,72	1,16—1,45	57,6	320	145
Угли марки Т							
l_4^h	$\bar{A}_p = 64,5 \pm 0,66 r$	0,83	0,82	0,86—0,93	14,4	166	140
l_6	$\bar{A}_p = 68,9 \pm 0,58 r$	0,87	0,86	0,75—0,85	23,8	203	130
l_7	$\bar{A}_p = 35,2 \pm 0,83 r$	0,93	0,92	1,02	8,8	335	132

Индекс пласта	Сопротивляемость угля резанию в зависимости от заглубления в угольный массив (r) \bar{A}_p , кгс/см $0 < r = 135$ см	Коэффициент парной кор- реляции, $R_{\bar{A}_p, r}$	Корреляционное отношение R'	Вынимаемая мощность пласта, м	Газобилльность пласта, м ³ /т	Глубина разработки, м	Сопротивляемость угля резанию в целлке, \bar{A}_p , ц. кгс/см
h_{10}^n	$\bar{A}_p = -80,7 \pm 0,44 r$	0,79	0,77	0,8—0,9	1,3	132	140
m_3	$\bar{A}_p = 102,2 \pm 0,92 r$	0,74	0,72	0,65—0,78	29,6	198	250

Угли марки А

q_3	$\bar{A}_p = 39 \pm 0,37 r$	0,71	0,68	1,42—1,43	34,5	330	100
h_8	$\bar{A}_p = 106,1 \pm 0,39 r$	0,52	0,46	0,95—1,10	1,3	605	155
h_{10}	$\bar{A}_p = 76,5 \pm 1,1 r$	0,79	0,77	0,7—1,05	—	605	200
h_2^1	$\bar{A}_p = 24 \pm 0,69 r$	0,95	0,94	1,05—1,2	0,0	380	110
h_3	$\bar{A}_p = 60,4 \pm 0,79 r$	0,96	0,96	0,58—0,62	0,0	251	160
h_4^6	$\bar{A}_p = 25,7 \pm 0,33 r$	0,80	0,78	0,8—0,9	0,0	272	62
h_6	$\bar{A}_p = 51,7 \pm 1,37 r$	0,96	0,95	1,1—0,9	—	235	200
h_7	$\bar{A}_p = 53,8 \pm 0,71 r$	0,94	0,93	0,97—0,96	—	314	200

Таблица 9

Бассейн	Индекс пласта	Марка угля	Угол падения, градус	Мощность пласта, м	Сопротивляе- мость угля резанию в целлке \bar{A}_p , ц. кгс/см
Донецкий бассейн, ком- бинат Ростовуголь	m_9^2	А, ПА, ПС	13—28	1,0—1,4	96—343
	m_0	А	5—6	1,1—1,25	221—309
	i_2'	ПС	8—15	0,95—1,1	88—111
	i_2''	А	16—40	0,85—1,28	184—225
	k_2^{CP}	А	3	0,6	196—247
	i_1'	А	14	1,55—1,6	249—288
	i_1''	А	9—14	0,85	79—209
	i_1^2	А	14—17	1,1—1,45	128—238
	l_6	А	12—18	0,6—1,82	199—310
k_1	А	10—18	0,86—1,34	140—302	

Бассейн	Индекс пласта	Марка угля	Угол падения, градус	Мощность пласта, м	Сопротивляемость угля резанию в деллке Ар, д. кгс/см
Донецкий бассейн, комбинат Ростов- уголь ;	k_2	А	20—21	1,2—1,58	201—264
	k_6	А	17—28	1,1—1,2	173—263
	i_3^{2n}	А	2—15	0,63—0,7	161—263
	k_5	А	10—15	0,56—0,68	169—209
	i_3	ОС, ПС	2—44	0,7—1,2	99—101
	k_2^2	Ж	10—23	0,62—0,9	60—85
Западный Донбасс, комбинат Павло- градуголь	C_2	Гсп	4—5	1,2—1,22	376
	C_1	Гсп	4—5	1,2—1,22	336
	C_5	Г	2	0,7—0,8	272
	C_6	Г	—	0,9—1,1	295
Карагандинский бассейн	k_2	ПЖ	12—14	3,0	123—170
	k_3	ПЖ	8—10	1,6	120—156
	d_4	ПЖ	—	1,06	79
	d_5	ПЖ	—	1,10	84
	k_4	ПЖ	—	1,3—1,4	171
	k_{18}	ПЖ	—	1,3	174
	k_{10}	ПЖ	—	1,55—4,75	98—220
	k_{13}	ПЖ	—	1,8	223
	k_{12}	ПС, ПЖ	—	2,2—4,95	112—230
	k_{14}	ПЖ	—	0,95	266
Кизеловский бас- сейн	13	Г—6, Ж—13	5—29	0,7—2,0	134—447
	9	Г—6	3—5	1,0	240
	5	Г—6	5	1,2	236—410
Кузнецкий бассейн	2	Ж	24	1,2	116
	21	Ж	9—45	1,0	146—238
	26a	ГЖ	8—12	2,1—2,24	208—228
	30	Г	7—10	2,4—2,6	140—184
	29a	Г	7—10	2,7—3,5	170—241
	32	Г	5—10	2,5—2,65	114—116
	33	Г	12	1,7	161
	Vибс	Т	—	3,6	228
	IVзбс	Т	15	4	234
	IIIзс	Т	14	4,3	247
	IVзис	Т	18	3,7	256
	14	Ж	0	1,6	198
	15	Ж	5	1,4—1,5	148—197
	P_2	Г	7	2,0	171
	19	Г	45	1,2	150
	III	Г	10	1,35	133
	Байкаманский	Г	6—8	1,8	145
	P_3^2	Г	—	2,0	133
	Буреевский	Г	—	2,6	140
Емельяновский	Г	—	1,36	116	
Поленовский	Г	9—14	1,6—1,75	121	
Серебрянинов- ский	Г	—	1,85	100	

Бассейн	Индекс пласта	Марка угля	Угол падения, градус	Мощность пласта, м	Сопротивляемость угля резанию в челке А _р , в кг/см
Кузнецкий бассейн	Поджуринский	Д	—	1,55	136
	Горелый	Д	—	1,37	103
	Р	Д	—	1,7	135
	Наджуринский	Д	—	3,30	110
	«Пятилетка»	К ₂ , СС	—	0,9—1,65	116—181
	Безымянный	К ₂ , К, СС	—	3,0—4,5	88—212
	Двойной	То же	—	4,8—5,6	175—222
	Восточный	СС	—	1,0	210
	Садовый	К ₂ СС	—	1,4—2,6	192—209
	Юнгор	К ₂ , СС	—	1,3—2,7	197—220
	Мощный	К ₂ , К, СС	—	12—15	156—243
	Прокопьевский	К ₂ , СС	—	0,5—2,2	133—266
	Лутугинский	К ₁ , К ₂ , СС	—	0,4—3,1	164—232
	1-ый Внутренний	То же	—	1,8—2,8	206—218
14-ый Внутренний	»	—	10	218	
Горелый	»	—	3,5—9,0	165	
14-й	Ж	—	1,0	81	

Таблица 10

Нормативные нагрузки на очистные забои

Угольный бассейн, вид механизации в очистном забое	Длина лавы, м	Мощность пласта, м	Нормативные нагрузки на лаву, т/сутки	Увеличение (уменьшение) норматива, т/сутки	
				на 1 м изменения длины лавы	на 1 см изменения мощности пласта
Донецкий бассейн					

Донецкий бассейн

Лавы, оборудованные механизированными комплексами КМ-87, на пологих пластах каменного угля ¹	180	1,1	720	3,0	5,5
Лавы, оборудованные механизированными комплексами КМК-97, на пологих пластах каменного угля ¹	150	0,75	450	2,0	5,0
Лавы, оборудованные механизированными комплексами ОМКТ, на пологих пластах каменного угля ¹	100	1,85	720	5,5	4,5
Лавы, оборудованные механизированными комплексами МК, на пологих пластах каменного угля ¹	100	1,5	600	4,5	4,0

Угольный бассейн, вид механизации в очистном забое	Длина лавы, м	Мощность пласта, м	Нормативные нагрузки на лаву, т/сутки	Увеличение (уменьшение) норматива, т/сутки	
				на 1 м изменения длины лавы	на 1 см изменения мощности пласта
Лавы, оборудованные узкозахватными комбайнами К-52 и индивидуальной крепью, на пластах каменного угля ²	220	1,1	610	1,5	5,0
Лавы, оборудованные узкозахватными комбайнами БК-52 и индивидуальной крепью, на пологих пластах каменного угля ²	220	1,0	550	1,5	5,0
Лавы, оборудованные узкозахватными комбайнами К-101 и МК-67 (ВНК) и индивидуальной крепью, на пологих пластах каменного угля ²	150	0,8	390	1,3	4,0
Лавы, оборудованные струговыми установками УСБ, на пологих пластах, антрацита ³	220	0,9	615	1,8	6,0
Лавы, оборудованные струговыми установками типа УСТ, на пологих пластах антрацита ³	150	0,55	350	1,2	5,0
Лавы, оборудованные комбайнами УКР, «Темп», КТ («Комсомолец») и индивидуальной крепью, на крутых пластах при управлении кровлей полным обрушением (выемка и крепление совмещены во времени, средняя рабочая скорость комбайна — 0,671—0,850 м/мин)	120	0,55	200	1,0	2,5
Лавы, оборудованные комбайнами типа УКР, «Темп», КТ («Комсомолец») и индивидуальной крепью, на крутых пластах при управлении кровлей плавным спусканием (средняя рабочая скорость комбайна 0,591—0,750 м/мин) ⁴	120	0,55	180	1,0	3,0
Лавы, оборудованные комбайнами типа УКР, «Темп», КТ («Комсомолец») и индивидуальной крепью, на наклонных пластах каменного угля ⁵	150	0,55	220	1,0	3,0
Львовско-Волынский бассейн					
Лавы, оборудованные механизированными комплексами КМ-87	180	1,1	750	3,2	5,5
Лавы, оборудованные механизированными комплексами КМК-97	150	0,75	530	2,3	5,0
Лавы, оборудованные узкозахватными комбайнами К-52 и индивидуальной крепью ⁶	160	1,1	520	2,6	4,0
Лавы, оборудованные узкозахватными комбайнами К-101 и индивидуальной крепью	160	0,8	360	1,5	4,0

Угольный бассейн, вид механизации в очистном забое	Длина лавы, м	Мощность пласта, м	Нормативные нагрузки на ла- ву, т/сутки	Увеличение (умень- шение) норматива, т/сужия	
				на 1 м изменения длины лавы	на 1 см изменения мощности пласта
Лавы, оборудованные узкозахватны- ми комбайнами МК-67 и индивидуаль- ной крепью	160	0,75	340	1,2	4,0

1. При разработке пластов антрацита принимать поправочный коэффициент равным 1,1.

2. Поправочный коэффициент при средней рабочей скорости подачи комбайна принимать следующим: до 1,1 м/мин—0,83; при 1,1—1,2 м/мин—0,91; 1,21—1,5 м/мин—1,0; 1,51—1,6—1,06; 1,61—1,8—1,15; более 1,8—1,20 при применении гидрофицированной посадочной крепи типа «Ступник». При разработке пласта антрацита принимать поправочный коэффициент равным 1,1.

3. В зависимости от величин сопротивляемости угля разрушению принимать следующие поправочные коэффициенты: до 140 кгс/см—1,2; 141—160—1,0; 161—180—0,88; 181—200—0,76; 201—220—0,64.

4. Поправочный коэффициент при средней рабочей скорости подачи комбайна до 0,230 м/мин принимать равным 0,56; при 0,231—0,27 м/мин—0,63; 0,271—0,320—0,70; 0,321—0,380—0,76; 0,381—0,460—0,83; 0,461—0,590—0,91; 0,751—1,040—1,09; более 1,040—1,18.

5. Поправочный коэффициент при средней рабочей скорости подачи комбайна до 0,480 м/мин принимать равным 0,85; при 0,481—0,610—0,91; 0,611—0,780—1,0; 0,781—1,05—1,10; более 1,05—1,20; при разработке пластов антрацита принимать поправочный коэффициент равным 1,1.

6. При средней рабочей скорости подачи комбайна до 1,1 м/мин принимать поправочный коэффициент равным 0,83; при 1,11—1,2—0,91; 1,21—1,60—1,06; 1,61—1,8—1,15; более 1,8—1,20.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Технологические схемы очистных и подготовительных работ на угольных шахтах. М., «Недра», 1971.
2. Принципиальные технологические схемы механизации разработки угольных пластов на шахтах Украинской ССР. МУП УССР, ДонУГИ, и др. Донецк, 1969.
3. Мирошников С. И., Казаков С. С. Экономическая эффективность применения механизированных комплексов на шахтах Донецкой области. Донецк, «Донбасс», 1967.
4. Липкович С. М., Мирошников С. И. На статью Локшина Б. С. и Коробко В. И. «Параметры очистного забоя при выемке пологих угольных пластов угледобывающими комплексами». — «Уголь», 1969, № 10.
5. Мирошников С. И. Выбор параметров очистного забоя при использовании угледобывающих комплексов с учетом надежности их работ. Автореф. дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. Донецк, 1967.
6. Гридин А. Д. Создание и исследование комплексов оборудования угольной лавы. Автореф. дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. М., 1966.
7. Вентцель Е. С. Теория вероятностей. М., «Наука», 1969.
8. Гмурман В. Е. Введение в теорию вероятностей и математическую статистику. М., «Высшая школа», 1963.
9. Беллман Р. Динамическое программирование. М., ИЛ, 1960.
10. Беллман Р., Дрейфус С. Прикладные задачи динамического программирования. М., «Наука», 1965.
11. Вентцель Е. С. Элементы динамического программирования. М., «Наука», 1964.
12. Кокс Л., Смит У. Теория очередей. М., «Мир», 1966.
13. Кофман А., Фор Р. Займемся исследованием операций. М., «Мир», 1966.
14. Розенберг В. Я., Прохоров А. И. Что такое теория массового обслуживания. «Советское радио», 1965.
15. Чермен У., Ароф Р., Арноф Л. Введение в исследование операций. М., «Наука», 1968.
16. Саати Т. Л. Элементы теории массового обслуживания и ее приложения. «Советское радио», 1971.
17. Воробьев Б. М., Бурчаков А. С., Лихтерман С. С., Свирид А. И. Методы сетевого планирования и управления в угольной промышленности. М., «Недра», 1971.
18. Повещенко А. И., Лебедев Н. Н., Лысяков В. Ф. Применение сетевого планирования в угольной промышленности УССР. Киев, изд. УкрНИИТИ, 1970.
19. Berge С. «*Theorie des graphes et ses applicaticus.*», Dunod, Paris, 1958.
20. Бурчаков А. С., Воробьев Б. М. и др. Проектирование и комплексная оптимизация параметров шахт. М., «Недра», 1972.
21. Кузюков Ф. Ф., Мичков В. А. и др. Оптимизация основных параметров разработки сложного угольного месторождения с применением ЭВМ. М., «Недра», 1972.
22. Берон А. И. и др. Резание угля. М., Госгортехиздат, 1962.

23. Элькин И. Л., Казаков С. С. О скорости подачи и энергоемкости выемки угля при работе комбайнов типа К-32М в Донбассе.— «Уголь», 1966, № 3.
24. Альшиц Я. И. и др. Горные машины. М., Госторгтехиздат, 1961.
25. Верескунов Н. Г., Колесников Е. Г., Святый Н. А. и др. Определение производительности выемочных машин в зависимости от сопротивляемости углей резанию. Угольное и горнорудное машиностроение. М., изд. НИИИнформтяжмаш, 1968, № 2.
26. Методика определения экономической эффективности механизации очистных работ на угольных шахтах. М., изд. Гипроуглемаша, 1968.
27. Отраслевой стандарт. Машины очистные. Выбор оптимальных параметров и расчет сил резания и подачи на исполнительных органах. Методика ОСТ 24.070.03. М., изд-во Стандартов, 1968.
28. Царицын В. В. Технологическое разрушение горных пород. Киев, «Техника», 1964.
29. Рахутин Г. С. Количественные показатели надежности крепей типа ОККТ. В сб. «Горнорудные машины и автоматика». Вып. 1. М., «Недра», 1965.
30. Надежность в технике. Основные понятия. Терминология. ГОСТ 1377—67. М., изд-во Стандартов, 1967.
31. Топчиев А. В. и др. Надежность горных машин и комплексов. М., «Недра», 1968.
32. Бурчаков А. С., Воробьев Б. М., Мирошников С. И. Экономико-математическая модель оптимизации уровня надежности гидрофицированных крепей типа М-87. В сб. «Технология и экономика угледобычи», М., изд. ЦНИИЭИуголь, 1966, № 10.
33. Липкович С. М., Мирошников С. И. Экономическая оценка надежности работы гидрофицированной крепи М-87 в зависимости от нагрузки на очистной забой.— Изв. вузов, «Горный журнал», 1967, № 5.
34. Мирошников С. И. Методика определения оптимальной надежности оборудования комплексно механизированных очистных забоев.— Изв. вузов, «Горный журнал», 1971, № 11.
35. Липкович С. М., Мирошников С. И. Экономико-математическое моделирование процесса крепления в лавах, оборудованных гидрофицированными крепями. В сб. «Экономика угольной промышленности», М., изд. ЦНИИЭИуголь, 1969, № 11—12.
36. Мирошников С. И., Лебедев И. Н. Моделирование процесса перекрепления горных выработок методом теории массового обслуживания.— Изв. вузов, «Горный журнал», 1971, № 3.
37. Клорикьян С. Х., Мышляев Б. К. О классификации крепей для лав.— «Уголь», 1968, № 9.
38. Асташкин Н. В. Применение вероятностных систем обслуживания в горном деле. М., «Недра», 1971.
39. Самойлюк Н. Д. Подземные скребковые конвейеры. М., «Недра», 1970.
40. Топчиев А. В. Горные машины и комплексы. М., «Недра», 1971.
41. Фролов А. Г., Эйдерман Б. А. Создание новых высокопроизводительных передвижных скребковых конвейеров. М., «Недра», 1970.
42. Палант Г. Я., Котлярский И. А., Пехович Э. Г. Влияние горно-геологических факторов на эксплуатационную надежность забойного оборудования. В сб. «Технология добычи угля подземным способом», М., изд. ЦНИИЭИуголь, 1971, № 8.
43. Мирошников С. И. Эксплуатационная надежность комплексов оборудованных гидрофицированными крепями и пути ее повышения.— В сб.: «Вопросы управления кровлей и крепления очистных выработок». М., «Недра», 1969.
44. Мирошников С. И., Родионов П. И., Чекавский В. И. Статистическая оценка длительности проведения ремонтно-профилактических работ в комплексно механизированных лавах Донбасса. В сб. «Экономика угольной промышленности», М., изд. ЦНИИЭИуголь, 1972, № 5.
45. Мирошников С. И., Чекавский В. И. Экономико-математи-

ческая модель оптимизации ремонтно-профилактических работ в комплексно-механизированных лавах Донбасса.— Изв. вузов, «Горный журнал», 1972, № 2.

46. Гнеденко Б. В., Беляев Ю. К., Соловьев А. Д. Математические методы в теории надежности. М., «Наука», 1965.

47. Липкович С. М., Мирошников С. И., Кржеминский Л. К. Определение необходимого количества запасных частей для гидрофицированных комплексов. В сб. «Технология добычи угля подземным способом», М., изд. ЦНИИЭПуголь, 1968, № 8.

48. Луцкий Б. А. Расчет надежности и эффективности радиоэлектронной аппаратуры. Киев, изд-во АН УССР, 1963.

49. Липкович С. М., Мирошников С. И., Кржеминский Л. К. Экономико-математическая модель оптимизации резерва запасных частей для горношахтного оборудования.— Изв. вузов, «Горный журнал», 1970, № 2.

50. Блэк Г., Прошан Ф. Оптимальное резервирование; оптимальные задачи надежности. М., изд. Комитета стандартов, мер и измерительных приборов при Совете Министров СССР, 1968.

51. Ярембаш И. Ф., Бескровный В. И., Фищенко С. П. и др. Проветривание лавы с интенсивной нагрузкой и значительным выделением метана.— «Безопасность труда в промышленности», 1968, № 7.

52. Временное руководство по дегазации угольных шахт. МУП СССР. М., «Недра», 1967.

53. Липкович С. М. Основы проектирования угольных шахт. М., «Недра», 1967.

54. Астахов А. С. Режимы работы шахт. М., Госгортехиздат, 1962.

55. Хорев Г. Г. Организация работы на эксплуатационном участке шахты. М., «Недра», 1965.

56. Сивый В. Б., Неженцев В. В., Яковлев Н. Я. Организация труда и процесса добычи угля на шахтах. М., «Недра», 1967.

57. Бароненко А. В. Выбор режима работы горного предприятия. М., Углетехиздат, 1957.

58. Сивый В. Б., Неженцев В. В., Яковлев Н. Я. Организация ритмичной работы шахт. М., «Недра», 1965.

59. Гликли В. И. Исследование производственных и социологических факторов, влияющих на режим работы шахты (лавы) в условиях Донецкого бассейна. Автореф. дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук, Донецк, 1970.

60. Беседин В. Ф., Висящев В. А., Беликов В. Г. и др. НОТ в очистных забоях. Киев, «Техника», 1967.

61. Онуфриев Л. П. и др. Научная организация управления, производства и труда на шахтах. М., «Недра», 1971.

62. Временная методика разработки комплексных планов научной организации производства и труда на шахтах. М., изд. МУП СССР, 1971.

63. Единые нормы выработки на очистные работы для угольных шахт. Дополнения к ЕНВ. М., «Недра», 1967.

64. Корж П. Г., Шнайдем Л. М. Научная организация труда при комплексной механизации производственного процесса. М., «Недра», 1970.

65. Харченко В. А. Научные основы создания и выбора высокопроизводительных технологических схем угольных шахт для условий пологих пластов средней мощности. Автореф. дисс. на соиск. уч. степ. докт. техн. наук. Изд. МГИ, М., 1972.

66. Пособие для определения экономической эффективности применения новой техники в очистных забоях и ее влияние на основные показатели работы шахты. Донецк, изд. ДонУГИ, МУП УССР, 1968.

67. Липкович С. М., Мирошников С. И. Эксплуатационная надежность выемочного поля (участка), обрабатываемого с помощью механизированного комплекса.— «Уголь Украины», 1969, № 2.

68. Временная отраслевая методика определения экономической эффективности механизации и автоматизации производственных процессов в угольной промышленности. М., изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1964.

69. Свешников А. А. Прикладные методы теории случайных функций. М., «Наука», 1968.

70. Костоманов А. И., Котлов Э. С. Исследование влияния длины лавы на эксплуатационную производительность струговой установки. В сб. «Разработка месторождений полезных ископаемых». Киев, «Техника», 1971, № 26.
71. Мариани Э. Б., Петухов Н. Г. О методике расчета нагрузки на очистной забой по газовому фактору.— «Уголь», 1971, № 12.
72. Кузми А. С. и др. О создании в Донбассе шахт нового технико-экономического уровня.— «Уголь», 1972, № 5.
73. Бальчев А. Д. Особенности определения нагрузки на лаву при проектировании очистной линии забоев. В сб. «Проектирование и строительство угольных предприятий». М., изд. ЦНИИЭИУголь, 1970, № 3.
74. Мирошкин С. И., Яремаш И. Ф. К исследованию влияния интенсивности очистной выемки на метановыделение.— В сб.: «Разработка месторождений полезных ископаемых». Киев, «Техника», 1971.
75. Щербань Е. Н., Цырульников А. С., Баратов Э. И., Рыженко И. А. Определение длины очистных забоев угольных шахт. Киев, «Техника», 1959.
76. Щербань А. Н. Основы теории и методы тепловых расчетов рудничного воздуха. М., Углетехиздат, 1953.
77. Санитарные правила по содержанию шахт угольной и сланцевой промышленности. М., изд-во «Медицина», 1969.
78. Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах. М., «Недра», 1967.
79. Эксплуатационно-технические требования на системы водоснабжения с рабочим давлением до 30 кгс/см² для очистных забоев на пологих и наклонных пластах. Макеевка-Донбасс, изд. МакНИИ, 1967.
80. Временное руководство по борьбе с пылью при струговой выемке угля в условиях пологих пластов Донецкого бассейна. Донецк, изд. ЦБТИ, 1967.
81. Панов Г. Е. Предварительное увлажнение массивов на угольных шахтах и карьерах. М., «Недра», 1970.
82. Узкозахватный комбайн 1К-101. М., «Недра», 1972.
83. Ксенофонтова А. И., Бурчаков А. С. Теория и практика борьбы с пылью в угольных шахтах. М., «Недра», 1965.
84. Фролов А. Г. К методике решения уменьшения пылеобразования и увеличения выхода крупных классов при добыче угля. Тезисы докладов научно-технического совещания по новым способам разрушения горного массива, ведущие к снижению пылеобразования. М., 1972.
85. Позин Е. З., Меламед В. З. Оценка эффективности схем и способов резания углей исполнительными органами выемочных машин по сортности и пылеобразованию. Тезисы докладов научно-технического совещания по новым способам разрушения горного массива, ведущим к снижению пылеобразования. М., 1972.
86. Бурчаков А. С. Научные основы обеспыливания атмосферы в очистных забоях угольных шахт. Автореф. дисс. на соиск. уч. степ. Докт. техн. наук. Л., изд. ЛГИ, 1963.
87. Гродель Г. С., Медведев Э. Н. Оценка роли режима работы исполнительных органов комбайна в процессах образования пыли и перехода ее во взвешенное состояние.
88. Болобан В. Н. Аппаратура автоматического орошения при струговой выемке.— В сб. «Научно-исследовательские и проектно-конструкторские работы по автоматизации угольных шахт», вып. 4. М., «Наука», 1972.
89. Болобан В. Н., Мороз Н. А., Савченко М. А. Результаты стендовых испытаний аппаратуры автоматического орошения при струговой выемке.— В сб. «Угольное и горнорудное оборудование», вып. 1, изд. НИИИНФОРМАТЖМАШ, 1972.
90. Чуркин В. К., Болобан В. Н. К расчету параметров секции орошения при струговой выемке.— В сб. «Разработка месторождений полезных ископаемых», вып. 34. Киев, «Техника», 1972.
91. Болобан В. Н. Исследование средств орошения струговой установки с автоматическим включением секций форсунок.— В сб.: «Разработка месторождений полезных ископаемых», вып. 34. Киев, «Техника», 1972.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	3
Глава I. Исходные положения	4
§ 1. Технологические схемы и процессы выемки	4
§ 2. Математический аппарат, используемый при проектировании технологических процессов очистной выемки	10
§ 3. Способы моделирования процессов выемки угля	20
Глава II. Проектирование технологического процесса выемки угля	30
§ 1. Средства выемки угля	30
§ 2. Определение скорости подачи выемочной машины	32
§ 3. Другие факторы, влияющие на скорость подачи выемочной машины	38
§ 4. Определение надежности выемочного оборудования очистных забоев	43
§ 5. Определение оптимальной надежности оборудования очистных забоев	49
Глава III. Проектирование процесса крепления и управления кровлей в очистном забое	63
§ 1. Классификация крепей для лав	63
§ 2. Моделирование процесса крепления аналитическим методом (лавы, оборудованные гидрофицированными крепями)	66
§ 3. Расчет необходимого числа рабочих по зачистке межсекционных зазоров при применении в лавах механизированных крепей	77
§ 4. Моделирование процесса крепления статистическим методом на ЭВМ	79
§ 5. Расчет необходимого числа рабочих при управлении кровлей	84
§ 6. Оценка влияния горно-геологических факторов на процессы крепления и управления кровлей	86
§ 7. Оценка эксплуатационной надежности механизированных крепей и надежности крепления очистных забоев для различных технологических схем выемки	87
Глава IV. Выбор средств транспортирования угля по лаве	93
§ 1. Средства транспортирования и их классификация	93
§ 2. Дополнительное оборудование к скребковым конвейерам	94
§ 3. Выбор скребковых конвейеров и расчет их длины	97
§ 4. Эксплуатационная надежность забойных скребковых конвейеров	99
§ 5. Определение надежности очистных забоев, оборудованных узкозахватными комплексами	102
Глава V. Проектирование ремонтно-профилактических работ в очистных забоях	105
§ 1. Определение оптимальной длительности ремонтно-профилактических работ в лаве	105
§ 2. Экономико-математическая модель оптимизации численности ремонтных рабочих в комплексно-механизированных лавах	111

	Стр.
Глава VI. Оптимизация резерва запасных частей для очистного забоя	123
§ 1. Общие положения	123
§ 2. Определение необходимого числа запасных частей	125
§ 3. Экономико-математическая модель оптимизации резерва запасных частей по стоимости	127
Глава VII. Пылегазовый режим	136
§ 1. Общие замечания	136
§ 2. Определение допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору	137
§ 3. Расчет предельной длины очистного забоя по тепловому фактору	141
§ 4. Основные направления борьбы с пылью в очистном забое	145
§ 5. Предварительное увлажнение угольного пласта	147
§ 6. Обеспыливающее проветривание	148
§ 7. Борьба с пылью путем орошения угольного забоя	150
Глава VIII. Проектирование режима и организации работ в очистных забоях	156
§ 1. Режимы работы лав	156
§ 2. Выбор рационального режима работы лавы и проектирование оптимальной организации работ в очистном забое	157
Глава IX. Проектирование технологии концевых операций в лаве	165
§ 1. Общие способы выемки ниш	165
§ 2. Самозарубка комбайна в пласт косыми заездами	166
§ 3. Двухкомбайновая выемка угля	168
§ 4. Фронтальная самозарубка комбайнов в пласт	172
§ 5. Подготовка ниш с помощью нишенарезных машин	174
Глава X. Определение экономически обоснованной нагрузки на очистной забой	179
§ 1. Технически обоснованные нагрузки на очистные забои, оснащенные различными средствами механизации	179
§ 2. Определение минимальной экономически эффективной нагрузки на внедряемые средства механизации взамен выбывающих	187
§ 3. Определение допустимой частоты геологических нарушений в пределах выемочного поля (участка)	192
§ 4. Пример расчета нагрузки на лаву	199
Приложение	202
Список литературы	219

*Самуил Моисеевич Липкович,
Николай Николаевич Лебедев,
Станислав Иванович Мирзшиников*

Проектирование технологических процессов очистной выемки угля

Редактор издательства *А. С. Мельников*
Переплет художника *С. А. Бычкова*

Технический редактор *А. Е. Матвеева*
Корректор *Р. Я. Ускова*

Сдано в набор 2/VIII 1973 г. Подписано в печать 23/X 1973 г. Т-17710
Формат 60×90^{1/16} Бумага № 2 Печ. л. 14,0 Уч.-изд. л. 14,85 Тираж 3760 экз.
Заказ № 449/4319-10 Цена 90 коп.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.
Московская типография № 6 Союзполиграфпрома при Государственном комитете
Совета Министров СССР по делам издательства, полиграфии и книжной торговли.
100088, Москва, Ж-88, Южнопортовая ул., 24.