

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР
ОРДЕНА ОКТЯБРЬСКОЙ РЕВОЛЮЦИИ И ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА им. А. А. СКОЧИНСКОГО
ЦЕНТРАЛЬНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ ЭКОНОМИКИ И
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ (ЦНИЭИуголь)

МЕТОДИЧЕСКИЕ ДОКУМЕНТЫ
ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ НАГРУЗОК НА ОЧИСТНЫЕ ЗАБОИ
УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Москва
1980

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР
ОРДЕНА ОКТЯБРЬСКОЙ РЕВОЛЮЦИИ И ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА им. А. А. СКОЧИНСКОГО
ЦЕНТРАЛЬНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ ЭКОНОМИКИ И
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ИНФОРМАЦИИ (ЦНИЭИуголь)

МЕТОДИЧЕСКИЕ ДОКУМЕНТЫ
ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ НАГРУЗОК НА ОЧИСТНЫЕ ЗАБОИ
УГОЛЬНЫХ ШАХТ



Москва
1980

УДК 622.232.063.54.002.235

"Методические документы по определению нагрузок на очистные забои угольных шахт" подготовлены лабораторией технологических нормативов ИГД им. А.А.Скочинского и лабораторией нормативов производственных мощностей ЦНИИУголь. В данных "Методических документах..." приведены утвержденные Минуглепромом СССР методики и инструкции по определению расчетных и плановых нагрузок на очистные забои угольных шахт, а также необходимые вспомогательные материалы.

"Методические документы" предназначены для использования работниками действующих угольных шахт при разработке годовых и месячных планов угледобычи, оценке производственной мощности шахт, а также работниками проектных и научно-исследовательских организаций при решении различных задач, связанных с прогнозом добычи из очистных забоев.

© Институт горного дела им. А. А. Скочинского
(ИГД им. А. А. Скочинского), 1980

В настоящий сборник включены два основных документа, регламентирующих порядок определения нагрузки на очистной забой при составлении месячных планов добычи на угольных шахтах: "Методические указания по составлению месячных планов добычи угля из очистных и подготовительных забоев" и "Методика расчета нагрузки на очистной забой"; кроме того, приводятся необходимые вспомогательные материалы, разъясняющие порядок подготовки данных и производства работ по определению нагрузок на очистные забои.

"Методические указания по составлению месячных планов добычи угля из очистных и подготовительных забоев", подготовленные в соответствии с приказами Министра угольной промышленности СССР Б.Ф.Братченко № 467 от 26.10.1976 г. и № 559 от 21.12.1977 г., содержат основные положения, устанавливающие последовательность составления месячных планов, порядок определения исходных данных и примерные расчеты. "Методические указания" разработаны под научным руководством Б.С.Найманова (Минуглепром СССР) и А.М.Курносова (ЦНИЭИуголь) ответственными исполнителями В.М.Шрамко (ЦНИЭИуголь) и С.А.Кариманом (ИГД им. А.А.Скочинского) совместно с Н.И.Гаркавенко (Минуглепром СССР) и Л.И.Голевым (ЦНИЭИуголь).

"Методика расчета нагрузки на очистной забой" основана на использовании установленных современными математическими методами зависимостей, связывающих нагрузку на очистной забой с горно-геологическими условиями, параметрами добычного и транспортного оборудования при одно- и двухкомбайновой, а также струговой выемке. Определение среднесменной нагрузки на очистной забой в конкретных горно-геологических условиях производится на основе расчета минутной производительности выемочной машины и сменного коэффициента машинного времени.

"Методика расчета нагрузки на очистной забой" разработана в ИГД им. А.А.Скочинского под научным руководством А.С.Кузьмича С.А.Кариманом и В.М.Шрамко. Ряд разделов подготовлен совместно: 1.5 и 1.8 - с М.Н.Серебряным, 1.7 - с В.М.Капустиним, 3.10 - с А.Д.Карнышевым, 8 - с В.А.Беловодским (ПНИУИ).

Отдельные разделы подготовлены: 1.3 - В.З.Позиним и В.З.Меламедом, 3.1, 3.3 - 3.9 - А.Д.Карнышевым, 3.2 - А.Б.Голодом и Б.А.Ошеровым (ШахтНИУИ), 4 - А.Д.Карнышевым и В.С.Афендиковым (ПО "Макеевуголь"), 5.1 - П.Е.Левковичем (ДонУТИ), 5.3 - А.Ю.Блакберном, 5.4 - В.Н.Бриллингом, 7.2 - Н.И.Устиновым и А.П.Михалюком, 9 - Г.П.Ткачевым (Минуглепром СССР) и М.Н.Шимановичем (Гипроуглеавтоматизация).

Отдельные таблицы составлены: 1 - М.Ф.Кунтышем, 6 - И.В.Яковлевым, 7 - М.С.Газизовым, С.А.Кариманом, А.Д.Карнышевым и М.Н.Серебряным, 14 - Г.С.Рахутиним и Л.И.Тищенко, 17 - А.С.Диманштейном, 21 - А.Б.Голодом и Б.А.Ошеровым (ШахтНИУИ).

В разработке раздела 1.1 принимал участие В.И.Генрихс, раздела 1.2 - В.Н.Бриллинг (КНИУИ), 1.7 - О.К.Гуляев, 3 - В.С.Беляев, А.А.Карленков, И.С.Замятнин.

При разработке "Методики" были использованы материалы ряда лабораторий ИГД им. А.А.Скочинского и бассейновых институтов,

с помощью которых были уточнены эксплуатационные характеристики транспортно-добычного оборудования и условия его применения.

В "Методике расчета нагрузки на очистной забой" учтена большая часть предложений и замечаний, высказанных работниками производственных объединений и институтов, принимавших участие в ее опытно-промышленном применении.

Во вспомогательных материалах приводится постановка задачи расчета месячных планов добычи из очистных забоев с помощью ЭВМ на основе определения оптимального режима работы очистных забоев, обеспечивающего выполнение плана на шахте (в шахтоуправлении) по объему добычи и качеству угля в условиях ограниченных ресурсов очистного фронта, количества рабочих на очистных работах, проветривания очистных работ, ограничений по пропускной способности сборных транспортных звеньев и др. Приводятся инструкции по подготовке данных для определения нагрузок на очистные забои, вход-

ные и выходные формы для определения нагрузок на действующие и проектируемые шахты. Данный методический материал подготовлен канд. техн. наук С.А.Кариманом.

Соблюдение указанной процедуры определения нагрузок на очистные забои для действующих шахт будет способствовать повышению объективности планирования и росту технико-экономических показателей, а для проектируемых и реконструируемых угольных шахт позволит увеличить достоверность прогноза нагрузки на очистной забой и тем самым существенно повысить надежность проектных решений.

В конце приведены таблицы расчетных нагрузок на очистные забои для конкретных горно-геологических условий и средств механизации очистных работ. Таблицы получены с помощью ЭВМ А.Д.Варшавским, В.Д.Корзиневым, Т.Н.Зияндиновой, О.К.Гуляевым.

МЕТОДИКА РАСЧЕТА НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ^{х)}

По настоящей методике рассчитывается в горной массе среднесуточная нагрузка на очистные забои при выемке комбайнами и стругами угольных пластов с углами падения до 35°.

Среднесуточная нагрузка на очистной забой $A_{сут}$ определяется по формуле

$$A_{сут} = A_{см} n_{см} K_{г.н} \quad (I)$$

где $A_{см}$ — среднесменная нагрузка на очистной забой, т/смену (см. разделы 1-3);

$n_{см}$ — число рабочих смен по добыче в сутки;

$K_{г.н}$ — коэффициент уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в особо сложных горно-геологических условиях (см. раздел 4).

Расчитанная по формуле (I) среднесуточная нагрузка на очистной забой должна проверяться по газовому фактору (см. разделы 5 и 6.2).

1. Расчет нагрузки на очистной забой при однокомбайновой выемке

Если в очистном забое работает один комбайн, среднесменная нагрузка при устойчивой и средней устойчивости непосредственной кровле, вне зависимости от организации крепления за комбайном, определяется по формуле

$$A_{см} = T_{см} \min \{ q K_M, m \gamma \tau K_\tau \mu_{кр} v_{кр} \}, \quad (2)$$

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

q — средняя производительность комбайна, т/мин; определенные q см. в разделе 1.1;

K_M — сменный коэффициент машинного времени комбайна по выемке угля (без учета дополнительных простоев в конце цикла из-за ожидания окончания крепления лавы);

m — вынимаемая мощность пласта (с учетом мощности породных прослоек и присечки боковых пород при разработке весьма тонких пластов), и;

γ — плотность угля в пласте вместе с породными прослойками, т/м³. Для действующих очистных забоев принимается по данным ОТК шахты; при подготовке новых забоев и при проектировании шахт определяется как среднезвешенная величина по вынимаемой мощности пласта;

τ — ширина захвата комбайна, м (см. табл. 4);

K_τ — коэффициент использования захвата; принимается равным 0,93 для широкозахватных комбайнов, а также узкозахватных в лавах, отработывающих пласты по восстанию, и равным 1,0 во всех остальных случаях;

$\mu_{кр}$ — коэффициент готовности крепи (см. табл. 8);

$v_{кр}$ — скорость крепления, м/мин (см. раздел 1.5).

При неустойчивой кровле и организации крепления с перемещением рабочих за комбайном среднесменная нагрузка (в тоннах) определяется по формуле

$$A_{см} = T_{см} q K_M \quad (3)$$

1.1. Определение средней производительности комбайна

При определении средней производительности комбайна учитывается сопротивляемость угля и горных пород резанию (табл. I).

Т а б л и ц а I

Бассейны	Сопротивляемость резанию, кг/см						
	угля (сланца)	углистого аргиллита	аргиллита	алеуролита	песчаника	известняка	твердых известняк
Донецкий (в границах УССР)	20-400	70-250	120-350	200-500	380-1000	300-600	500-1500
Донецкий (в границах РСФСР)	80-340	70-250	150-400	250-550	400-1100	-	-
Кузнецкий	80-300	150-200	170-250	300-600	800-980	-	600-900
Карагадлинский	70-200	150-200	250-400	400-700	600-1000	-	-
Кизеловский	140-540	150-300	200-400	350-600	-	-	-
Челябинский	50-150	50-150	100-280	100-350	-	-	800-1000
Пробальковский оленевый	260-350	-	-	-	-	400-700	400-700

При устойчивой и средней устойчивости непосредственной кровле очистного забоя средняя производительность комбайна определяется по формуле

$$q = \min \{ q_n K_{п.с}, q_M, q_{к.л}^{np} \}, \quad (4)$$

где q_n — производительность комбайна, рассчитанная по скорости подачи, т/мин;

$$q_n = m \gamma \tau K_\tau v_n, \quad (5)$$

^{х)} Утверждена Министром угольной промышленности СССР Б. Ф. Брагченко 19 мая 1979 г.

v_n - скорость подачи комбайна, м/мин. Определяется так, как указано в разделе I.3, и проверяется при разработке тонких и весьма тонких пластов по скорости передвижения машиниста по лаве при управлении работой комбайна (v_M);

при $0,8 \leq m < 1,1$ м $v_M = 1,7-2,3$ м/мин;

при $1,1 \leq m < 1,3$ м $v_M = 2,3-4,5$ м/мин;

$K_{п.с}$ - коэффициент снижения производительности комбайна из-за недостаточного резерва приемной способности участковой конвейерной линии; определяется с помощью графика зависимости $K_{п.с}$ от коэффициента резерва приемной способности участковой конвейерной линии $K_p^{п.с}$ (рис. 1);

$$K_p^{п.с} = \frac{q_{п.с}}{q_n}$$

$q_{п.с}$ - приемная способность участковой конвейерной линии, т/мин;

$$q_{п.с} = \min \left\{ \frac{Q_d}{60}, \gamma_n \cdot v_{к.л}^{п.с} \right\} \quad (6)$$

Q_d - производительность эрдов доставки, т/ч; определяется как минимальная из производительностей последовательной цепи скребковых конвейеров (установленных в лаве, печи, проседе) и перегружателя. Производительность каждой конвейерной установки зависит от мощности привода, длины става и угла наклона и рассчитывается согласно РТМ 24.076.07. "Конвейеры шахтные скребковые передвижные. Тяговый расчет. Методика" (М., Минуглепром СССР, 1972) или по графикам, приводимым в инструкции по эксплуатации и на сборочном чертеже конвейера; приблизительно производительность скребковых конвейеров можно определять по табл. 2;

γ_n - насыпная плотность горной массы, т/м³;

$v_{к.л}^{п.с}$ - приемная способность участковой конвейерной линии, м³/мин. Берется минимальное из значений приемной способности ленточных конвейеров участковой линии (табл. 3). В участковую линию входят все конвейеры (скребковые и ленточные) от лавного до первого сборного, на который углепоток поступает из нескольких очистных забоев;

Q_M - пропускная способность сборных конвейерных линий по маршруту углепотока данного очистного забоя, т/мин;

M - номер маршрута углепотока данного очистного забоя. Определение величины M и Q_M см. в разделе I.4;

$q_{к.л}^{п.с}$ - пропускная способность участковой конвейерной линии, рассчитанная по производительности конвейеров, т/мин; принимается равной наименьшей из пропускных способностей каждой отдельной конвейерной установки.

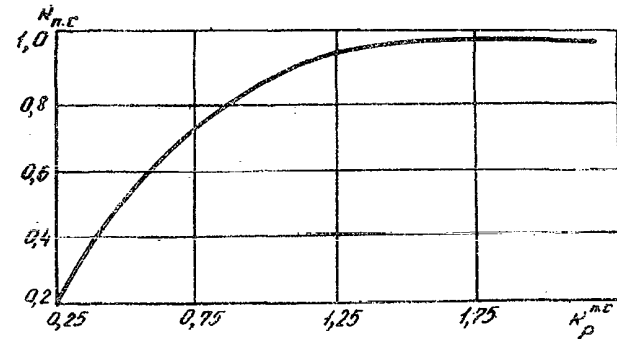


Рис. 1. Зависимость коэффициента снижения производительности комбайна $K_{п.с}$ от коэффициента резерва приемной способности участковой конвейерной линии $K_p^{п.с}$

Пропускная способность каждого участкового ленточного конвейера, рассчитанная по его производительности, определяется по формуле

$$q_{л.к} = \frac{P}{60(1 + 4,66\sqrt{\frac{v_n}{l_k}})} \quad (7)$$

где P - часовая производительность конвейера, т/ч (определяется согласно "Основным положениям по проектированию подземного транспорта новых и действующих угольных шахт", М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1977, или прилагаемой к конвейеру технической документации);

v_n - скорость движения конвейерной ленты, м/с (табл. 3);

l_k - расстояние от места поступления угля на став до разгрузочного конца конвейера, м.

При неустойчивой кровле в очистном забое и организации крепления с перемещением рабочих за комбайном производительность комбайна определяется по формуле

$$q = \begin{cases} q^*, & \text{если } q^* < 1,2q_{кр}; \\ 1,2q_{кр}, & \text{если } q^* \geq 1,2q_{кр}, \end{cases}$$

где q^* - производительность комбайна, рассчитанная по формуле (4) без учета ограничений по скорости крепления, т/мин;

$q_{кр}$ - производительность комбайна, рассчитанная по скорости крепления, т/мин (см. раздел I.5).

I.2. Определение производительности комбайна при уступной выемке пласта

При уступной выемке пласта сначала вынимают верхнюю пачку угля и производят крепление, затем нижнюю пачку и одновременно зачищают лаву. Минимальная мощность верхней пачки угля равна диаметру шнека.

Уступная выемка предпочтительна в тех случаях, когда производительность комбайна резко ограничивается приемной способностью участковой или сборных конвейерных линий, а также когда вследствие интенсивного отжима из верхних слоев пластов мощностью более 2 м происходят значительные вывалы угля в рабочее пространство очистного забоя. При этом наблюдаются дополнительные обнажения непосредственной кровли, ее расслоение и вывалы породы, что в конечном счете приводит к резкому увеличению трудоемкости очистных работ и снижению нагрузки на забой.

При уступной выемке пласта производительность комбайна определяется по формуле

$$q = \frac{A_n}{\frac{A_B}{q_B} + \frac{A_n - A_B}{q_H} \mu_{п.кр}}, \quad (8)$$

где A_n - объем добычи с одной полосы, т;

$$A_n = m \gamma \tau k_{\tau} \ell_n,$$

ℓ_n - длина лавы, м;

A_B - объем добычи из верхней пачки, т;

$$A_B = m_B \gamma \tau k_{\tau} \ell_n,$$

m_B - мощность верхней пачки, м;

q_B - производительность комбайна при выемке верхней пачки угля, т/мин (см. раздел I.1; вместо m принимается m_B);

q_H - производительность комбайна при выемке нижней пачки угля, т/мин. Если мощность нижней пачки меньше половины диаметра шнека, то скорость подачи при выемке нижней пачки принимается равной $0,9 v_{п.доп}$, определяемой по табл. 4. В противном случае q_H определяется как производительность комбайна, рассчитанная без учета ограничений по скорости крепления;

$\mu_{п.кр}$ - коэффициент готовности процесса крепления за комбайном при выемке верхней полосы (см. раздел I.8). При определении $\mu_{п.кр}$ вместо q принимается величина q_B .

При раздельной выемке угля и породного прослойка мощностью более 0,3 м производительность комбайна определяется также по формуле (8). Время выемки породного прослойка рассматривается как технологический перерыв. Определение скорости подачи комбайна см. в разделе I.3.

I.3. Определение скорости подачи комбайна

Определение скорости подачи комбайна производится в соответствии с ОСТ 12.47.001-73 "Комбайны очистные. Выбор параметров и расчет сил резания и подачи на исполнительных органах. Методика" (М., Минуглепром СССР, 1973).

Для расчета скорости подачи основных типов серийно выпускаемых комбайнов можно пользоваться данными табл. 4. Скорость подачи v_n рассчитывается по формуле

$$v_n = \min(v_{п.пр}, v_{п.тяг}) k_{Б.п}, \quad (9)$$

где $k_{Б.п}$ - коэффициент увеличения скорости подачи комбайна при выемке хрупких и весьма хрупких углей;

$$k_{Б.п} = \begin{cases} 1,0 & \text{при вязких углях,} \\ 1,15 & \text{при хрупких углях,} \\ 1,3 & \text{при весьма хрупких углях.} \end{cases}$$

Таблица 4

Тип комбайна	Тип зубчатых резов и их число в линии резания	Тип электродвигателя; длительная (числитель) и часовая (знаменатель) мощность, кВт; максимальный стеновый момент, кгс·м	Ширина захвата комбайна z , м	Вынимаемая мощность пласта m , М	Масса комбайна G , т	Скорость подачи комбайна $v_{п.пр}$, м/мин, рассчитанная по мощности привода при сопротивляемости пласта резанию A_p , кгс/см				Составляющая сил резания в направлении подачи F_p , тс, при сопротивляемости пласта резанию A_p , кгс/см				Механизм подачи		Коэффициент готовности комбайна
						100	200	300	400	100	200	300	400	технически допустимая скорость подачи $v_{п.доп}$, м/мин	тяговое усилие F_z , тс	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
К101	И90В, $m_p=2$	ЭДК04-2М; 75/105; 130	0,80	0,8-1,2	9,7	4,5-3,9	2,7-1,8	1,5-1,0	-	3,1	3,5	3,7	-	4,5	12	0,84
2К101	ЗР1.80, $m_p=1$	ЭКВ4-160; 160/160; 300	0,63 0,80	0,8-1,45 0,8-1,45	10,0 10,5	10,0 10,0-8,0	10,0-5,6 7,7-4,3	7,0-3,9 5,3-2,9	5,6-3,1 4,2-2,3	2,5 3,2	4,6 4,8	5,0 5,4	5,8 6,3	10,0 6,0	12 20	0,84
МК67	УМК90, $m_p=2$	ЭДК04-Р-МК67; 65/115; 170	0,80	0,8-1,2	9,4	6,0	4,6-3,7	3,2-2,3	2,6-1,7	4,4	5,7	6,6	7,3	6,0 4,4	12 16	0,77
2К52	И90В, $m_p=1$	ЭДК04-2М; 75/105; 130	0,63	1,0-1,7	8,5	6,0-4,8	4,0-2,2	2,7-1,6	2,1-1,2	4,0	4,1	4,2	4,4	6,0 4,4	12 16	0,87
2К52М	И90В, $m_p=1$	ЭДК04-4М; 80/115; 200	0,63	1,0-1,7	10,5	5,5	5,3-3,4	4,0-2,2	3,2-1,9	4,4	5,2	5,6	6,1	5,5 4,4	14 18	0,84
1ГШ68	И90МБ, $m_p=2$	2хЭКВ 4У; 2х125/2х125; 2х210	0,63	1,1-2,5	16,0	6,0	6,0-5,4	6,0-2,8	4,6-2,0	5,2	7,4	9,1	10,6	6,0 4,4	12 16	0,87
2ГШ68	ЗР1.80, $m_p=2$	2хЭКВ4-160; 2х160/2х160; 2х300	0,63	1,1-2,5	17,0	10,0	10,0-8,2	9,0-5,4	7,5-3,1	5,2	7,6	10,8	13,6	10,0 6,0	15 25	0,87
КШ1КГ	И79Б, $m_p=3$	ЭДК04-2М; 75/105; 130 ЭДК04-4М; 80/115; 200	0,63	1,6-3,2	13,5	4,1-2,2 6,0-4,1	1,7-0,8 3,1-1,4	0,8-0,4 1,8-0,8	- 1,1-0,4	5,2 6,2	5,9 6,9	6,6 7,9	- 8,5	6,0 4,4	12 16	0,94
КШ3М	И79Б, $m_p=3$	2х13150-5р; 2х105/2х145; 2х225	0,50 0,63	1,6-3,2	24,0	5,5	3,6	2,0	1,4	6,4	8,3	9,4	10,3	5,5 4,4	14 18	0,90
2КШ3	ЗР1.80, $m_p=3$	2хЭКВ5-200-2У5; 2х200/2х200; 2х300	0,50 0,63	1,6-3,2	30,0	8,3	4,9	2,9	2,0	6,6	9,2	10,5	11,6	10,0 5,0	15 30	0,90
К120	ЗР1.80, $m_p=1,0$ $m_p=2,0$	ЭКВ5-АТ; 160/160; 230 ЭКВ4У; 125/125; 210	0,50	3,5-5,2	35,0	3,0	3,0	3,0	3,0	4,2	6,2	7,9	9,7	3,0 1,5	18 36	0,94

Примечание. При сопротивляемости пласта резанию менее 100 кгс/см скорость подачи $v_{п.пр}$ следует принимать равной технической допустимой для механизма подачи (см. графу 15).

При наличии полнспастной подачи F_z (тяговое усилие) увеличивается в 2 раза, а $v_{п.доп}$ уменьшается в 2 раза.

Скорость подачи комбайна $v_{п.пр}$, рассчитанная по установленной мощности привода при известных сопротивляемости пласта резанию A_p и мощности пласта m , определяется по табл. 4 (см. графы 7-10). Значения $v_{п.пр}$, приведенные в табл. 4, определены с учетом коэффициента отжима угля $K_{от}$, рассчитанного по формуле

$$K_{от} = 0,48 + \frac{z - 0,1m}{z + m}. \quad (10)$$

Для конкретного забоя скорость подачи комбайна следует определять по сопротивляемости пласта резанию $A_{р.ф}$ с учетом коэффициента отжима угля $K_{от.ф}$, замерянного непосредственно в этом забое. Тогда в расчет надо принимать:

$$A_{р.ф} = A_p \frac{K_{от.ф}}{K_{от}}. \quad (11)$$

Расчет скорости подачи комбайна $v_{п.тяг}$ по допустимому тяговому усилию производится по формуле

$$v_{п.тяг} = \frac{v_{п.пр}}{F_n} \left[F_T - 1,4G(0,2 + 0,016\alpha) \right], \quad (12)$$

где F_n — составляющая силы резания в направлении подачи комбайна, тс (см. табл. 4, графы II-14);

F_T — тяговое усилие подающей части, тс (см. табл. 4, графу 16);

G — масса комбайна, т (см. табл. 4, графу 6);

α — угол падения пласта при работе по простиранию, град; при работе по падению или восстанию принимается равным нулю.

При расчете скорости подачи комбайна по тяговому усилию принимается его большее значение. Рассчитанная по уравнению (12) скорость подачи комбайна сравнивается с технически допустимой (см. табл. 4, графу 15), соответствующей принятому тяговому усилию. Если технически допустимая скорость подачи меньше расчетной, то необходимо повторить вычисления с меньшим тяговым усилием. К дальнейшему расчету принимается большая (в допустимых пределах) скорость подачи.

Если необходимо определить производительность комбайна при значениях вынимаемой мощности пласта и сопротивляемости пласта резанию, отличных от приведенных в табл. 4, величины $v_{п.пр}$ и F_n находятся путем линейной интерполяции их значений, приведенных в табл. 4.

Скорость подачи комбайна, рассчитанная по мощности привода, при значениях сопротивляемости пласта резанию, ближайших к заданному (см. табл. 4, графы 7-10), при заданной вынимаемой мощности пласта интерполируется по формуле

$$v_{п.пр} = v_{п.пр1} - \frac{m - m_1}{m_2 - m_1} (v_{п.пр1} - v_{п.пр2}), \quad (13)$$

где m — заданное значение вынимаемой мощности пласта, м;

m_1 и m_2 — соответственно минимальное и максимальное значения вынимаемой мощности пласта, м (см. табл. 4, графу 5);

$v_{п.пр1}$, $v_{п.пр2}$ — значения скорости подачи комбайна, соответствующие m_1 и m_2 (см. табл. 4, графы 7-10), м/мин.

Согласно формуле (13) $v_{п.пр}$ определяется для двух соседних значений A_p (A_p' — меньшее и A_p'' — большее) и обозначается соответственно $v_{п.пр}'$ и $v_{п.пр}''$.

Интерполяция $v_{п.пр}$ по сопротивляемости пласта резанию производится по формуле

$$v_{п.пр} = v_{п.пр}' - \frac{A_p - A_p'}{A_p'' - A_p'} (v_{п.пр}' - v_{п.пр}''). \quad (14)$$

Составляющая силы резания в направлении подачи комбайна при заданном значении сопротивляемости пласта резанию интерполируется по формуле

$$F_n = F_n' - \frac{A_p - A_p'}{A_p'' - A_p'} (F_n' - F_n''). \quad (15)$$

где F_n' , F_n'' — составляющие силы резания в направлении подачи комбайна, соответствующие A_p' и A_p'' , тс.

Значения $v_{п.пр}$ и F_n , приведенные в табл. 4, рассчитаны для вязких углей при различных значениях сопротивляемости пласта резанию в неотжатой зоне, представляющих собой средневзвешенные по объему значения сопротивляемости резанию угля, прослоек и включений, содержащихся в пласте. Значения сопротивляемости резанию различных пород приведены в табл. I, где минимальные значения характерны для слабых прослоек (включений), максимальные — для крепких. Если в конкретном забое пласт содержит прослойки (включения), породы которых относятся к породам средней крепости, следует принимать среднее значение сопротивляемости резанию. При наличии нескольких прослоек сопротивляемость пласта резанию определяется как средневзвешенная по их мощности.

Сопротивляемость пласта резанию можно определить, пользуясь "Методикой оценки и классификацией показателей разрушаемости угольных пластов основных бассейнов СССР" (М., ИГД им. А.А.Скопинского, 1978).

К вязким углям относятся:

все угли и антрациты с сопротивляемостью пласта резанию более 300 кгс/см;

угли Подмосковного бассейна с сопротивляемостью пласта резанию более 180 кгс/см;

угли Карагандинского бассейна и бурые угли с сопротивляемостью пласта резанию более 60 кгс/см;

угли марок Г, Д в Донецком бассейне и Г, Д, Ж в Кизеловском и Кузнецком бассейнах с сопротивляемостью пласта резанию более 90 кгс/см.

Таблица 5

Тип комбайна	Вынимаемая мощность пласта, м	Ширина захвата, м	Скорость резания, м/с	Высота исполнительного органа между концами внешних зубцов, м
"Донбасс-1"	0,80-1,60	1,2; 1,6; 1,8; 2,0	2,14	0,83 (с одной отбойной штангой) 1,43 (с двумя отбойными штангами)
"Донбасс-2"	0,85-1,60	1,6; 1,8; 2,0	1,83	1,02 (с одной отбойной штангой) 1,37 (с двумя отбойными штангами)
"Донбасс-1П"	0,80-2,50	1,6; 1,8; 2,0 1,6	2,14 2,14	0,83 (кольцевой жесткий бар) 1,43 (кольцевой шарнирно-складываемый бар)
ИГД-1	0,80-1,60	1,6; 1,8; 2,0	2,14	0,995 (ШБД)
"Горняк-1"	0,80-1,60	1,2; 1,6; 1,8; 2,0	2,14; 2,49	0,83
"Горняк-1"	0,60-0,90	1,65; 1,8; 2,0	2,10	0,61
"Шахтер-2"	0,50-0,85	1,65; 1,8; 2,0	2,20	0,56
"Кировец"	0,55-0,90	1,65; 1,8 1,0; 1,65	1,95; 2,26 1,96; 2,26	0,56 (кольцевой жесткий бар) 0,68 (кольцевой шарнирно-складываемый бар)
КПТ	0,55-0,75	1,6	1,08-1,87	0,55

К весьма крупным углям относятся:

антрациты Донецкого бассейна с сопротивляемостью пласта резанию менее 60 кгс/см;

угли коксовых марок К, Ж, ОС, Т в Донецком бассейне и на месторождениях Дальнего Востока с сопротивляемостью пласта резанию менее 120 кгс/см.

Остальные угли относятся к крупным.

Скорость подачи широкозахватных комбайнов определяется по формуле

$$v_{11} = 14 \frac{v_p^a}{l_{ш}}, \quad (16)$$

где v_p^a - скорость резания (скорость движения цепи), м/с;

$l_{ш}$ - длина зарубной цепи, м;

$$l_{ш} = 2z + h_0,$$

где z - ширина захвата, м;

h_0 - высота исполнительного органа между концами внешних зубцов, м.

Величины v_p^a , z , h_0 принимаются в соответствии с табл. 5.

Пример. Требуется определить скорость подачи комбайна ПШ68, работающего в Донбассе по антрацитовому пласту мощностью 1,6 м с углом падения 12° . Сопротивляемость угля резанию 240 кгс/см. Суммарная мощность прослоек алевролита с сопротивляемостью резанию 350 кгс/см - 0,31 м. Коэффициент отжима угля 0,73. Расчет ведется по данным табл. 14.4.

1. Средневзвешенное значение сопротивляемости пласта резанию составляет

$$A_p' = \frac{240 \cdot 1,29 + 350 \cdot 0,31}{1,6} = 261 \text{ кгс/см.}$$

2. Коэффициент отжима угля определяем по формуле (10):

$$k_{от} = 0,48 + \frac{0,63 - 0,1 \cdot 1,6}{0,63 + 1,6} = 0,69.$$

3. Сопротивляемость пласта резанию, принимаемую к дальнейшему расчету, находим, пользуясь формулой (11):

$$A_{p.p} = 261 \frac{0,73}{0,69} = 280 \text{ кгс/см.}$$

4. Скорость подачи комбайна $v_{п.пр}$ при $A_p = 200$ кгс/см определяем по формуле (13):

$$v_{п.пр} = 6,0 - \frac{1,6 - 1,1}{2,5 - 1,1} (6,0 - 5,4) = 5,8 \text{ м/мин.}$$

5. Скорость подачи комбайна $v_{п.пр}^a$ при $A_p = 300$ кгс/см, согласно формуле (13), равна

$$v_{п.пр}^* = 6,0 - \frac{1,6-1,1}{2,5-1,1} (6,0-2,8) = 4,9 \text{ м/мин.}$$

6. Рассчитываем скорость подачи комбайна по установленной мощности привода при $A_p = 280$ кгс/см, для чего пользуемся формулой (14):

$$v_{п.пр}^* = 5,8 - \frac{280-200}{300-200} (5,8-4,9) = 5,1 \text{ м/мин.}$$

7. Составляющую силы резания в направлении подачи комбайна при $A_p = 280$ кгс/см определяем по формуле (15):

$$R_n = 7,4 - \frac{280-200}{300-200} (7,4-9,1) = 8,8 \text{ тс.}$$

8. Пользуясь формулой (12), рассчитываем скорость подачи комбайна по допустимому тяговому усилию:

$$v_{п.тяг}^* = \frac{5,1}{8,8} \left[16,0 - 1,4 \cdot 16(0,2 + 0,016 \cdot 12) \right] = 4,2 \text{ м/мин.}$$

9. Поскольку $v_{п.тяг}^* < v_{п.пр}^*$, скорость подачи комбайна равна 4,2 м/мин.

10. Поскольку уголь данного пласта относится к крупким ($60 < A_p = 261 < 300$ кгс/см), то полученную скорость подачи следует увеличить на 15%. Тогда

$$v_{п}^* = 4,2 \cdot 1,15 = 4,83 \text{ м/мин.}$$

1.4. Определение пропускной способности сборных конвейерных линий по маршрутам углетококов из очистных забоев

К сборным конвейерным линиям относятся линии, с которыми сопрягаются две и более участковых линии ленточных (скребковых) конвейеров.

При определении пропускной способности сборных конвейерных линий началом маршрута углетокока из лавы считается место сопряжения участковой конвейерной линии данной лавы, а концом – ближайший бункер (независимо от его вместимости) или пункт погрузки в шахтные вагонетки. При полной конвейеризации и отсутствии бункеров в транспортной схеме шахты пропускная способность сборной конвейерной линии для лавы рассчитывается по маршруту от участковой конвейерной линии до углевывающего ствола.

Пропускная способность сборной конвейерной линии по маршруту углетокока из данной лавы определяется как наименьшая из пропускных способностей всех конвейерных установок данного маршрута:

$$Q_M = \min(Q_{1M}, Q_{2M}, \dots, Q_{kM}, \dots, Q_{nM}), \quad (17)$$

где Q_M – пропускная способность сборной конвейерной линии по M -му маршруту, т/мин;

Q_{kM} – пропускная способность k -го конвейера M -го маршрута, т/мин.

Пропускная способность k -й конвейерной установки M -го маршрута определяется как наименьшая из рассчитанных по приемной способности конвейера $Q_{kM}^{пс}$ и по его паспортной производительности $Q_{kM}^{пп}$ по маршруту углетокока из данной лавы:

$$Q_{kM} = \min(Q_{kM}^{пс}, Q_{kM}^{пп}). \quad (18)$$

Перед началом расчета маршруты углетококов от каждой лавы до конечного пункта должны быть пронумерованы. Первый номер присваивается маршруту, имеющему преимущества по загрузке конвейеров перед всеми остальными маршрутами.

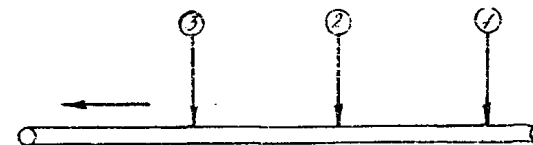


Рис. 2. Схема загрузки конвейера:

— направление движения углетококов;
—○ номера маршрутов в зависимости от места загрузки конвейера

Рассмотрим принцип выявления преимуществ по загрузке одной конвейерной установки. Если выгрузка угля на став конвейера производится только в одном пункте, то этот углетокок имеет максимальное преимущество. Если же выгрузка на став конвейера производится в нескольких точках (рис. 2), то преимущества по загрузке уменьшаются в порядке приближения к разгрузочному концу става.

Согласно данному принципу рассматриваются все маршруты транспортной системы шахты. Расчет начинается с маршрута № 1 и производится далее в порядке повышения номеров.

Рассмотрим в качестве иллюстрации транспортную схему, представленную на рис. 3. Маршрут № 1, проходящий по конвейерам 3→2→1, имеет преимущества относительно маршрута № 2 по загрузке конвейера 2 и относительно маршрутов № 3 и 4 по загрузке конвейера 1. Маршрут № 2 уступает маршруту № 1 по загрузке конвейера 2, однако имеет преимущество относительно маршрутов № 3 и 4 по загрузке конвейера 1. Наконец, маршрут № 3, уступая маршрутам № 1 и 2 по загрузке конвейера 1, имеет преимущество относительно маршрута № 4 по загрузке конвейера 5.

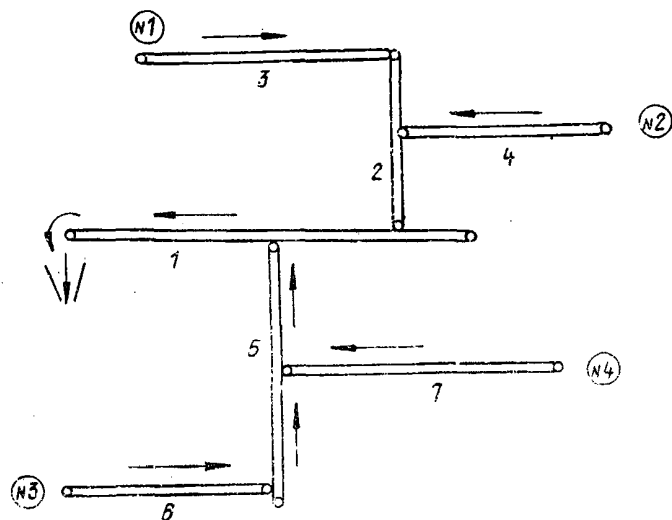


Рис. 3. Примерная схема системы подземного транспорта:

- ← — направление движения углепотоков;
- 1, 2, ..., 7 — номера конвейеров;
- № 1, № 2, № 3, № 4 — номера маршрутов;
- ∨ — бункер

Пропускная способность конвейерной линии каждого маршрута определяется выражениями:

$$\text{№ 1 } Q_1 = \min(Q_{11}, Q_{21}, Q_{31});$$

$$\text{№ 2 } Q_2 = \min(Q_{12}, Q_{22}, Q_{42});$$

$$\text{№ 3 } Q_3 = \min(Q_{13}, Q_{53}, Q_{63});$$

$$\text{№ 4 } Q_4 = \min(Q_{74}, Q_{54}, Q_{74}).$$

Пропускная способность конвейера маршрута № 1 исходя из его приемной способности определяется по формуле

$$Q_{k1}^{nc} = 0,67 \gamma_n \psi_{nc}^{(k)},$$

где $\psi_{nc}^{(k)}$ — приемная способность k -го конвейера, м³/мин.

Пропускная способность каждого конвейера маршрута № 1 исходя из его паспортной производительности определяется по формуле

$$Q_{k1}^{np} = \frac{P_k}{60(1 + 4,66 \sqrt{\frac{\psi_{л.к}}{l_{k1}}})}, \quad (19)$$

где P_k — паспортная производительность k -го конвейера при данной длине става и угле установки, т/мин; определяется по графикам, приведенным в "Основных положениях по проектированию подземного транспорта новых и действующих шахт" (М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1977);

$\psi_{л.к}$ — скорость движения ленты k -го конвейера, м/с. Определяется по табл. 3;

l_{k1} — расстояние от места выгрузки угля (маршрут № 1) на k -м става до разгрузочного конца этого става, м.

После определения пропускной способности сборной конвейерной линии маршрута № 1 рассчитывается (см. разделы I.1 и I.3) по скорости подачи производительность выемочной машины, работающей в очистном забое, обслуживаемом конвейерами маршрута № 1. Затем повторяются все расчеты для маршрутов № 2, 3 и т.д.

Расчет пропускной способности каждой конвейерной установки по приемной способности конвейерных линий всех маршрутов, начиная с маршрута № 2, определяется по формуле

$$Q_{km}^{nc} = \frac{\gamma_n \psi_{nc}^{(k)} - \bar{q}_{k,m-1}}{1 - 4k^2 \gamma_n} \left\{ 1 - \sqrt{1 - (1 - 4k^2 \gamma_n) \left[1 - \frac{4\phi_{k,m-1}^2}{(\gamma_n \psi_{nc}^{(k)} - \bar{q}_{k,m-1})^2} \right]} \right\}, \quad (20)$$

где $\bar{q}_{k,m-1}$ — рассчитанная по скорости подачи средняя производительность выемочных машин, работающих в очистных забоях, обслуживаемых конвейерными линиями маршрутов от 1 до $m-1$, т/мин;

$$\bar{q}_{k,m-1} = \sum_{l=1}^{m-1} q_{nl},$$

где q_{nl} — рассчитанная по скорости подачи производительность выемочной машины, работающей в очистном забое l -го маршрута, т/мин. Определению см. в разделах I.1 и I.3;

$K_{\text{шм}}$ - коэффициент вариации углепотока m -го маршрута; при наличии между рассчитываемым конвейером и лавой m -го маршрута бункера $K_{\text{шм}} = 0$, в противном случае $K_{\text{шм}} = 0,3$;
 $\sigma_{k,m-1}^2$ - дисперсия углепотока, поступающего на став k -го конвейера из очистных забоев маршрутов с номерами от 1 до $m-1$, т/мин²;

$$\sigma_{k,m-1}^2 = \sum_{\ell=1}^{m-1} k_{\text{в}\ell}^2 \varphi_{\text{п}\ell}^2$$

Расчет пропускной способности каждой конвейерной установки по ее паспортной производительности для всех маршрутов, начиная с маршрута № 2, производится по формуле

$$Q_{\text{км}}^{\text{пр}} = \frac{D_k - \bar{D}_{k,m-1}}{\frac{\ell_{\text{км}}}{60 \psi_{\text{лк}}} - 4k_{\text{в}}^2} \left\{ 1 - \sqrt{1 - (1 - 0,12 \frac{k_{\text{в}}^2 \psi_{\text{лк}}^2}{\ell_{\text{км}}}) \left[1 - \frac{\bar{v}_{k,m-1}}{15 \psi_{\text{лк}} (D_k - \bar{D}_{k,m-1})^2} \right]} \right\} \quad (21)$$

где E_k - максимально допустимое по производительности количество угля на ставе k -го конвейера, т;

$$D_k = \frac{P_k \ell_k}{3600 \psi_{\text{лк}}};$$

$\bar{D}_{k,m-1}$ - среднее количество угля на ставе, т;

$$\bar{D}_{k,m-1} = \frac{1}{60 \psi_{\text{лк}}} \sum_{\ell=1}^{m-1} \varphi_{\text{п}\ell} \ell_{\text{к}\ell};$$

$\ell_{\text{к}\ell}$ - расстояние от места выгрузки угля на k -й конвейер ℓ -го маршрута до разгрузочного конца этого конвейера, м;

$\bar{v}_{k,m-1}$ - дисперсионный момент углепотоков маршрутов от 1-го до $(m-1)$ -го по k -му конвейеру;

$$\bar{v}_{k,m-1} = \sum_{\ell=1}^{m-1} k_{\text{в}\ell}^2 \varphi_{\text{п}\ell}^2 \ell_{\text{к}\ell}$$

1.5. Расчет производительности комбайна по скорости крепления

Расчет производительности комбайна по скорости крепления производится по формуле

$$q_{\text{кр}} = m \rho \tau k_{\text{в}} \psi_{\text{кр}} \quad (22)$$

где $\psi_{\text{кр}}$ - скорость крепления, м/мин.

Скорость установки индивидуальной крепи зависит от устойчивости кровли, типоразмеров стоек и верхняков, состава комплектов крепи, расстояния между ними и определяется по табл. 6. Категория устойчивости кровли принимается по данным табл. 7. При установке крепи за комбайном через комплект с последующей установкой промежуточных комплектов скорость крепления увеличивается вдвое.

Для комплексно-механизированных очистных забоев скорость крепления определяется по формуле

$$\psi_{\text{кр}} = \psi_{\text{кр}}' k_{\text{сх}} k_{\text{уп}} k_{\text{уст}}, \quad (23)$$

где $\psi_{\text{кр}}'$ - скорость крепления при последовательной схеме передвижки крепи и устойчивых боковых породах, м/мин; определяется по табл. 8;

$k_{\text{сх}}$ - коэффициент, учитывающий схему передвижки крепи. При последовательной схеме передвижки крепи $k_{\text{сх}} = 1$. При применении схем передвижки крепи через 1, 2, 3 секции $k_{\text{сх}}$ принимается на основании результатов хронометражных наблюдений или рекомендаций бассейновых институтов;

$k_{\text{уп}}$ - коэффициент снижения скорости крепления с увеличением угла падения пласта α ;

при работе комплексов на простирании

$$k_{\text{уп}} = \begin{cases} 1 & \text{при } \alpha \leq 9^\circ, \\ 1 - 0,013 (\alpha - 9^\circ) & \text{при } 9^\circ < \alpha < 35^\circ; \end{cases}$$

при работе по падению пласта

$$k_{\text{уп}} = \begin{cases} 1 & \text{при } \alpha \leq 6^\circ, \\ 1 - 0,0066 \alpha - 0,00087 \alpha^2 & \text{при } 6^\circ < \alpha < 15^\circ; \end{cases}$$

$k_{\text{уст}}$ - коэффициент снижения скорости крепления при неустойчивых породах,

$$k_{\text{уст}} = \frac{1}{\frac{1}{k_{\text{п}}} + \frac{1}{k_{\text{кр}}} + \frac{1}{k_{\text{от}}^*} - 2},$$

где $k_{\text{п}}$ - коэффициент снижения скорости крепления при недостаточной несущей способности почвы; для механизированной крепи типа ОМКТМ, ОХП, МКМ, МКЭ, МК98, ИМК97Д $k_{\text{п}} = 0,5 (1 + k_{\text{п}}^*)$, для остальных типов крепи $k_{\text{п}} = k_{\text{п}}^*$. Величина $k_{\text{п}}^*$ определяется по графикам рис. 4 в зависимости от удельного давления опорной поверхности крепи на почву $H_{\text{кр}}$ (определяемого по табл. 8) и несущей способности почвы $H_{\text{п}}$. При применении индивидуальной крепи $k_{\text{п}} = 1$;

Таблица 6

Тип стоек	Масса одной стойки, кг	Состав комплекта	Число рабочих при установке стоек под металлический верхняк	Скорость крепления лавы, м/мин						
				при устойчивой и средней устойчивости кровле			при неустойчивой и весьма неустойчивой кровле			
				при расстоянии между комплектами, м						
				0,8	0,9	1,0	1,2	0,8	1,0	1,2
<u>При вынимаемой мощности пласта 1,0-2,0 м</u>										
ГСУ2		Одна стойка под ранее уложенный верхняк	4		1,52			1,35		
ГСУ3		То же	4		1,44			1,28		
ГСУ4		" "	4		1,35			1,20		
ГСУ5		" "	4		1,35			1,20		
ГСУ6		" "	5		1,35			1,20		
<u>При вынимаемой мощности пласта до 1,20 м</u>										
ГВТ	До 40,0	Одна стойка под верхняк	2	0,70		0,87	1,04	0,59	0,74	0,89
ГВТ	40,1 и более	То же	2	0,64		0,80	0,96	0,57	0,68	0,82
<u>При вынимаемой мощности пласта 1,21-1,80 м</u>										
ГВТ	До 40,0	Одна стойка под верхняк	2	0,64		0,80	0,96	0,57	0,68	0,82
ГВТ	40,1-50,0	То же	2	0,58		0,73	0,87	0,49	0,62	0,74
<u>При вынимаемой мощности пласта 1,81 м и более</u>										
ГВС	До 50,0	Одна стойка под верхняк	2	0,50		0,62	0,74	0,42	0,52	0,63
ГВС	50,1-60,0	То же	2	0,45		0,59	0,68	0,39	0,48	0,57
ГВС	60,1-70,0	" "	2	0,42		0,52	0,63	0,36	0,44	0,53
ГВС	70,1-80,0	" "	2	0,38		0,48	0,57	0,33	0,41	0,49
<u>При вынимаемой мощности пласта до 1,20 м</u>										
ГВТ	До 40,0	Две стойки под верхняк	2	0,40		0,50	0,60	0,34	0,42	0,50
ГВТ	40,1 и более	То же	2	0,37		0,45	0,55	0,31	0,39	0,47
<u>При вынимаемой мощности пласта 1,21-1,80 м</u>										
ГВТ	До 40,0	Две стойки под верхняк	2	0,37		0,45	0,57	0,31	0,39	0,47
ГВТ	40,1-50,0	То же	2	0,33		0,47	0,50	0,28	0,36	0,43
<u>При вынимаемой мощности пласта 1,81 м и более</u>										
ГВС	До 50,0	Две стойки под верхняк	2	0,28		0,34	0,47	0,23	0,29	0,35
ГВС	50,1-60,0	То же	2	0,25		0,31	0,38	0,21	0,26	0,32
	60,1-70,0	" "	2	0,23		0,28	0,34	0,19	0,24	0,29
ГВС	70,1-80,0	" "	2	0,20		0,26	0,31	0,17	0,22	0,26

Примечание. Скорость крепления лав гидростойками при работе узкозахватных комбайнов рассчитана для пластов с углами падения до 20°. Для пластов с углами падения свыше 20° следует вводить коэффициент уменьшения: для пластов с углами падения 21-30° и 31° и более он равен соответственно 0,9 и 0,8.

Таблица 7

Тип кровель по обрушаемости	Наименование пород, слагающих непосредственную кровлю очистного забоя	Основной состав и краткая характеристика пород непосредственной кровли	Цемент (состав и тип)	Расстояние (м) между		Предел прочности пород на сжатие в образце, кгс/см ²	Шаг обрушения по посредственной кровли, м	Минимальное время устойчивости нижних слоев пород кровли		Категория кровель по устойчивости
				плоскостями расщепления (ослабления)	трещинами			с естественной влажностью	обводненных	
I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	II
I Обрушающиеся при выемке угольного пласта	1. Пески глинистые	Преимущественно кварцевые с примесью глинистого материала		-	-	-	-	-	-	I Совершенно неустойчивые
	2. Глины слабые, углистые, мощность слоя менее 0,5 м	Глинистый материал, породы пластичные		-	-	До 20	0	-	-	
	3. Аргиллиты раздробленные	Глинистый материал, породы свободно распадаются по плоскостям наложения и трещинам		-	0,04-0,10	До 100	0	-	-	
2 Весьма легко обрушающиеся	1. Угли весьма крупные, перемятые	Блестящие (витрен), неяснополосчатые		-	0,04-0,15	До 280	0	2	0	2 Неустойчивые
	2. Угли бурые, перекрытые песками или глинами, мощность слоя менее 0,5 м	Пачка угля, в кровле пласта песка		-	0,05-0,20	До 100	До I	2	2	
	3. Аргиллиты углистые, слабые, мощность слоя 0,1-0,3 м (ложная кровля)	Глинистый материал с содержанием углистых веществ 20-50% и более, породы свободно отслаиваются		0,01-0,05	0,04-0,10	До 50	0	2	2	
	4. Угли бурые, перекрытые плотными глинами	Пачка угля, в кровле пласта глины		-	0,05-0,20	До 150	До I	5	5	
	5. Аргиллиты углистые, мощность слоя 0,3-1,0 м	Глинистый материал с примесью алевритистого, с тончайшими прослойками и линзочками угля		0,03-0,15	0,05-0,30	До 100	До I	5	5	
	6. Глины плотные, мощность слоя более 1,0 м	Глинистый материал с примесью песка и угля		-	-	До 50	До I	10	0	

Продолжение табл. 7

I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	7. Угли хрупкие	Содержат 10-35% компонентов группы фюзинита, полублестящие, полосчатые		-	0,05-0,20	До 200	До I	20	10	3 Средней устойчивости
	8. Аргиллиты тонкослоистые слабые	Глинистый материал с примесью алеврита (до 10%) и слюды, с явно выраженными трещинами и плоскостями расслоения		0,03-0,10	0,05-0,20	До 150	До I	30	10	
	9. Аргиллиты среднесложные слабые			0,05-0,20	0,10-0,30	До 200	До I	40	15	
	10. Угли вязкие	Содержат 35-60% компонентов фюзинита, полуматовые, полосчатые		-	0,05-0,20	До 300	До I	60	30	
3 Легко обрушающиеся	1. Угли весьма вязкие	Содержат более 60% компонентов группы фюзинита, матовые и полуматовые, однородные и штриховатые		-	0,10-0,20	До 300	I-2	90	45	
	2. Аргиллиты тонкослоистые средней прочности	Глинистый материал с примесью алеврита (до 10%) и слюды, с ясно выраженными плоскостями расслоения и слабо выраженной трещиноватостью		0,03-0,10	0,10-0,30	До 400	I-2	100	50	
	3. Аргиллиты среднеслоистые средней прочности			0,05-0,20	0,15-0,40	До 400	I-2	130	65	
	4. Аргиллиты толстослоистые средней прочности			0,10-0,30	0,20-0,50	До 500	I-2	160	80	
	5. Аргиллиты алевритистые средней прочности	Глинистый материал с примесью алеврита (до 25%). Плоскости расслоения проявляются чешуйками слюды, породы со слабо выраженной трещиноватостью		0,10-0,30	0,20-0,40	До 700	I-2	170	90	
	6. Алевропелиты средней прочности	Глинистый материал (более 50%) с прослоями алеврита, с ясно выраженными плоскостями расслоения, покрытыми глинистым и углистым материалом	Глинистый, базальный	0,10-0,30	0,20-0,40	До 800	I-2	180	100	
	7. Алевролиты средней прочности	Алевритовый (более 50%) кварцевый материал с примесью полевого шпата и слюды с хорошо выраженными плоскостями расслоения, покрытыми глинистым материалом	Глинистый, базальный, поровый	0,05-0,20	0,20-0,50	До 900	I-2	180	120	

I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	II
3.I Легко обру- шающиеся с сильными вторичными осадками	Породы непосредственной кровли такие же, как по- роды кровель 3-го типа, а породы основной кров- ли такие же, как породы кровель 5 и 6-го типов							В период вто- ричных осадок уменьшается для каждой из указанных по- род кровли 3-го типа при- мерно в 2 ра- за		3.I Средней устой- чивости, пере- ходящие в не- устойчивые в период вторич- ных осадок
4 Средней об- рушаемости	1. Аргиллиты толстосло- истые прочные 2. Аргиллиты алевритис- тые прочные 3. Аргиллиты алеврито- вые среднеслоистые прочные 4. Алевриты мелкозер- нистые прочные 5. Алеврито-песчаники среднеслоистые проч- ные 6. Песчаники алеврити- стые 7. Песчаники мелкозер- нистые 8. Известняки глинистые среднеслоистые 9. Известняки песчани- стые среднеслоистые	Глинистый материал (50-70%), алеврит (10-25%) и углистое вещество (до 5%) Глинистый материал с при- месью алеврита (10-15%), мик- розернистого сидерита и каль- цита Глинистый материал с при- месью алеврита (до 50%), си- дерита, кальцита Преимущественно кварцевый, с примесью карбонатов Алеврито-песчаный (50%) и глинистый (50%) материал Песчано-алевритовый материал с примесью глинистого (до 25%), с углисто-слюдистым налетом по наложению Песчаный материал, преимуще- ственно кварцевый Карбонатно-глинистый матери- ал с включениями углистого Карбонатный материал с при- месью песчаного, а также обугленных растительных ос- татков и обломков фауны		0,30-0,70 0,20-0,60 0,20-0,50 0,10-0,50 0,10-0,50 0,10-0,30 0,10-0,20 0,05-0,30 0,10-0,20	0,20-0,50 0,25-0,50 0,20-0,50 0,25-0,60 0,30-0,60 0,20-0,80 0,20-0,80 0,30-1,00 0,30-1,00	До I000 До I000 До I000 До I200 До I200 До I200 До I200 До I200 До I200	2-6 3-6 2-6 2-6 2-6 2-6 2-6 2-6 2-6	240 240 260 280 300 330 360 360 360	I50 I50 I70 I80 200 220 260 240 260	4 Устойчивые 4.I Устойчивые, переходящие в среднеустой- чивые в пери- од вторичных осадок
4.I Средней об- рушаемости с сильными вторичными осадками	Породы непосредственной кровли такие же, как по- роды кровли 4-го типа, а породы основной кров- ли такие же, как породы кровель 5 и 6-го типов							В период вто- ричных осадок уменьшается для каждой из указанных по- род кровли 4-го типа при- мерно в 2 ра- за		4.I Устойчивые, переходящие в среднеустой- чивые в пери- од вторичных осадок

I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
5 Труднообрушающиеся	1. Аргиллиты алевритовые толстослоистые	Глинистый материал с примесью алеврита (10-15%), сидерита, кальцита		0,30-0,70	0,30-1,20	До 1000	6-12	Практически не ограничено		5 Устойчивые
	2. Алевролиты	Алевритовый материал, преимущественно кварцевый	Глинисто-карбонатный, базальный	0,20-0,80	0,30-1,20	До 1200	6-12			
	3. Алевролиты карбонатные	Алевритовый материал с примесью глинисто-карбонатного	Глинисто-карбонатный, базальный	0,20-0,80	0,30-1,20	До 1300	6-12			
	4. Песчаники среднезернистые карбонатные	Песчаный материал с примесью глинисто-карбонатного	Глинисто-карбонатный, базально-поровый	0,20-0,80	0,30-1,50	До 1800	6-12			
	5. Известняки доломитовые толстослоистые	Карбонатный материал с примесью доломита		0,20-0,70	0,20-1,50	До 1800	6-12			
6 Весьма труднообрушающиеся	1. Аргиллиты алевритистые монолитные	Глинистый материал (50%), алеврит (20-25%), микрозернистый сидерит и вторичный кварц, не слоистые		2,00-5,00	2,00-10,0	До 1500	Более 12	Практически не ограничено		
	2. Аргиллиты окварцованные	Глинистый (до 50%) и кварцевый (до 30%) материал с сидеритом		1,50-3,00	1,00-5,00	До 2000	Более 12			
	3. Алевролиты окварцованные	Кварцево-алевритовый материал с незначительной примесью глинистого и слюды	Кварцевый, базальный	0,70-2,00	1,00-3,00	До 2000	Более 12			
	4. Песчаники окварцованные	Преимущественно кварцевый материал средне- и крупнозернистый	Кварцевый, базальный	0,80-2,00	1,00-3,50	До 2500	Более 12			
	5. Известняки окварцованные	Карбонатный материал с незначительной примесью равномерно распределенного обломочного, глинистого и углистого		0,70-1,30	1,30-2,00	До 2500	Более 12			
7 Плавно опускающиеся	Известняки, песчаники, алевролиты, реже аргиллиты (некоторые разновидности)	Состав, расслоение, трещиноватость, как у пород 4, 5 и 6-го типов						Соответственно как у пород кровель 4, 5 или 6-го типа		

Т а б л и ц а 8

Характеристика крепи	Т и п к р е п и																	
	"Дов- басс"	МК97	М87Э	М87ДН	М87ДГА	М87А	М87П	2М81Э	ОМКТМ	ОКП	3ОКП	1МКМ	2МКЭ	АКЛ	ОКП70	М1С0	М1С0	КМВ
Вынимаемая мощность пласта, м:																		
минимальная	0,72	0,72	1,18	1,25	1,3	1,5	1,1	2,0	1,85	1,85	2,5	1,5	1,7	0,9	1,8	2,5	3,7	2,5
максимальная	1,1	1,3	1,9	1,95	1,9	1,9	1,9	3,2	3,0	3,5	3,5	1,75	2,2	1,4	3,0	3,5	5,0	3,5
Сечение в свету, м ²	$\frac{1,56^x)}{2,5}$	$\frac{1,4}{3,4}$	$\frac{2,7}{4,6}$	$\frac{2,5}{4,6}$	$\frac{2,5}{4,6}$	$\frac{2,3}{4,6}$	$\frac{2,7}{4,6}$	$\frac{3,54}{6,32}$	$\frac{2,7}{3,4}$	$\frac{2,7}{3,4}$	$\frac{5,2}{7,8}$	$\frac{3,0}{3,8}$	$\frac{2,9}{4,4}$	$\frac{1,6}{2,5}$	$\frac{2,7}{5,4}$	$\frac{5,6}{9,0}$	$\frac{6,5}{10,5}$	$\frac{5,6}{12,6}$
Скорость крепления при последовательной схеме передвижки крепи и устойчивых боковых породах, м/мин	2,30	2,40	2,55	2,55	2,75	2,85	2,55	1,25	2,44	2,58	2,58	2,18	2,16	3,50	2,00	2,15	3,00	2,15
Коэффициент готовности крепи	0,90	0,92	0,94	0,91	0,90	0,90	0,95	0,94	0,85	0,92	0,83	0,88	0,89	0,90	0,85	0,95	0,85	0,95
Удельное давление опорной поверхности крепи на почву, кгс/см ²	19,0	32,0	24,2	24,2	24,2	24,2	20,0	27,5	7,5	7,5	7,5	11,0	8,0	25,0	12,0	24,8	15,0	24,3
Длина крепи по перекрытию, мм	3365	2900	3255	3580	3580	3580	3580	2900	3200	3200	3500	4100	2460		3200	3600	4000	3600

x) В числителе - при минимальной, в знаменателе - при максимальной мощности пласта. При мощности пласта, не указанной в таблице, значение сечения в свету определяется интерполяцией.

$K_{кр}$ — коэффициент снижения скорости крепления в зависимости от площади кровли, подлежащей затяжке, n (указывается в процентах) и числа горнорабочих (включая машиниста крепи), занятых на креплении, n_p . Рассчитывается по формуле

$$K_{кр} = \frac{I}{I + 0,0036 \frac{\psi'_{кр} n}{n_p}};$$

при устойчивых и средней устойчивости породах кровли $K_{кр}$ принимается равным единице;

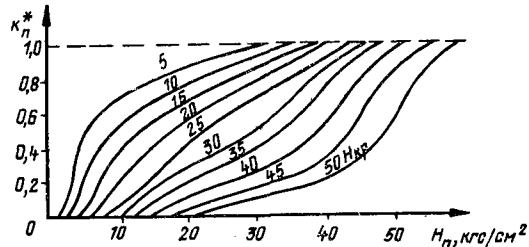


Рис. 4. Зависимость коэффициента снижения скорости крепления $K_{кр}^*$ от несущей способности почвы $H_п$ и удельного давления опорной поверхности крепи на почву $H_{кр}$

$K_{от}^*$ — коэффициент снижения скорости крепления в связи с необходимостью крепления обнажаемой кровли из-за вывалов угля из верхних пачек пласта вследствие интенсивного отжима; определяется по табл. 9.

Таблица 9

Глубина отжима, м	Более 0,8	0,8-0,6	0,6-0,3	До 0,3
$K_{от}^*$	0,6	0,7	0,8	1,0

1.6. Расчет коэффициента машинного времени

Сменный коэффициент машинного времени k_M определяется по графику (рис. 5) или по формуле

$$k_M = \left[\frac{1}{\mu_I} + \left(\frac{1}{\mu_{II}} - 1 \right) \left(1 + \frac{\frac{1}{\mu_I} - 1}{K_I \mu_{II}} \right) \right]^{-1}, \quad (24)$$

где μ_I — коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов (возникающих только при работе комбайна);

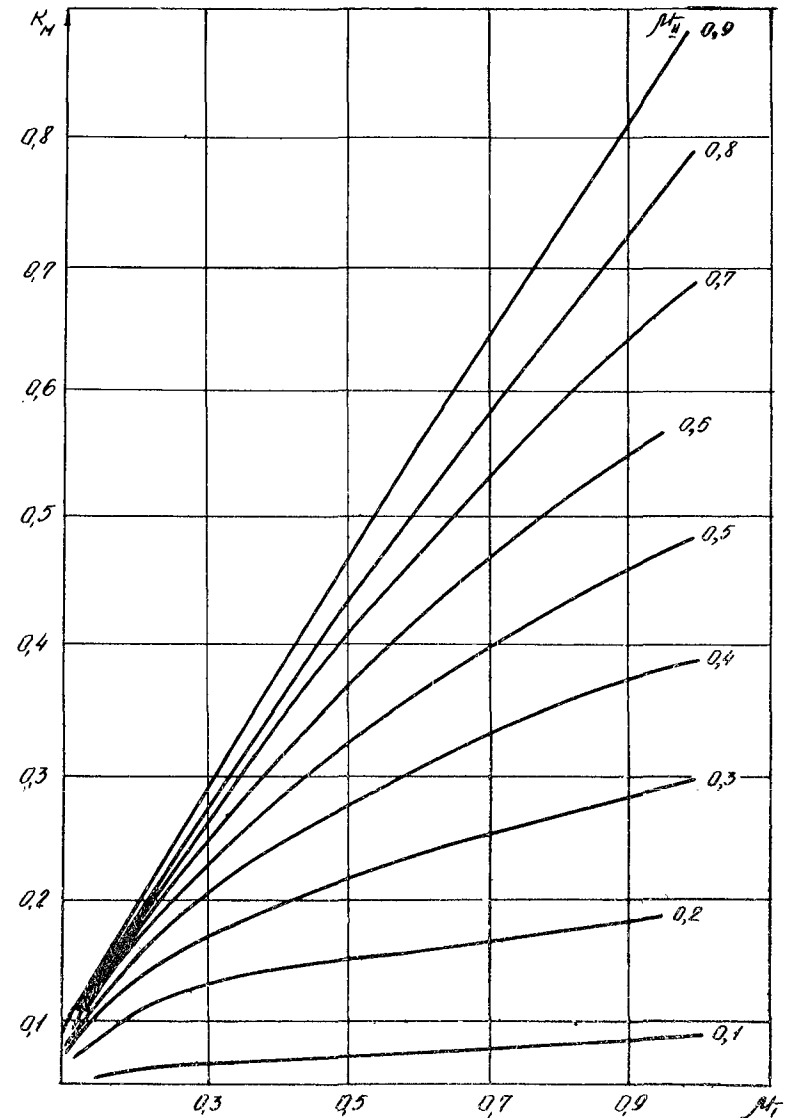


Рис. 5. График зависимости коэффициента машинного времени k_M от коэффициентов готовности по группе последовательных (μ_I) и параллельных (μ_{II}) перерывов

μ_{II} - коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов (возникающих с одинаковой вероятностью как при работе комбайна, так и при его остановке);

$$k = \frac{\frac{1}{\mu_{II}} - 1}{\frac{1}{\mu_I} - 1}$$

1.7. Расчет коэффициента готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов

Коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов μ_I определяется по формуле

$$\mu_I = \frac{1}{\left[1 + \frac{q T_{техн}}{m g k_v l_A} + \left(\frac{1}{\mu_k} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{кр}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{к.у}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{п.кр}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{уд}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{оп}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{пп}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{пр}} - 1 \right) \right]} \quad (25)$$

где $T_{техн}$ - суммарные нормативные затраты времени на неперекрывающиеся технологические перерывы, приходящиеся на 1 м длины лавы, мин/м. До утверждения нормативов затраты времени определяются бассейновыми институтами и нормативно-исследовательскими станциями по результатам хронометражных наблюдений;

$$T_{техн} = (t_{всп} + t_{обм})^{l_A} + t_{взр} + \theta_{зач} + \theta_{пор} + t_{пр} + t_{нос} + \max \{ \theta_{к.о}, \theta_{д.кр} \},$$

где $t_{всп}$ - нормативные затраты времени на вспомогательные операции, мин;

$t_{обм}$ - нормативные затраты времени на обмен партии вагонеток, мин;

$t_{взр}$ - нормативные затраты времени на зарядание и взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы, мин. Значения величин $t_{всп}$, $t_{взр}$ ориентировочно можно определить по табл. 10-13 или на основании рекомендаций и зависимостей, изложенных в "Отраслевой методике определения экономической эффективности новой техники и совершенствования производства в угольной промышленности" (М., ЦНИИУголь, 1973);

$\theta_{зач}$ - затраты времени на зачистку лавы; при односторонней работе комбайна $\theta_{зач} = l_A / 0,85 v_{п.зач}$;

$\theta_{пор}$ - затраты времени на выемку породного прослойка (при селективной выемке), мин;

$t_{пр}$ - нормативные затраты времени на выполнение работ, прерывающих выемку угля и связанных с применением оборудования в сложных или изменяющихся горно-геологических условиях, мин (извлечение твердых включений с помощью БВР, доставка леса и др.);

$t_{нос}$ - средняя продолжительность неперекрываемых технологических перерывов из-за отставания переноски стоек посадочной крепи (тумб) при установке индивидуальной крепи, мин;

$\theta_{к.о}$ - средняя продолжительность подготовки комбайна к выемке следующей полосы, мин/цикл;

$\theta_{д.кр}$ - продолжительность ожидания окончания крепления лавы.

Т а б л и ц а 10

Мощность пласта, м	Технологические перерывы при работе комбайнов КШ с индивидуальной крепью		
	Вспомогательные операции $t_{всп}$, мин/м	Ожидание обмена составов вагонеток на погрузочном пункте лавы $t_{обм}$, мин/м	Затраты времени на зарядание, взрывание и проветривание лавы $t_{взр}$, мин
1,84-1,99	0,057	0,145	36,0: t_n
2,00-2,20	0,057	0,160	36,0: t_n
2,21-2,40	0,057	0,175	36,0: t_n
2,41-2,60	0,057	0,190	36,0: t_n
2,61-2,80	0,057	0,205	36,0: t_n
2,81-3,00	0,057	0,221	36,0: t_n
Свыше 3,00	0,057	0,236	36,0: t_n

Среднюю продолжительность подготовки комбайна к выемке следующей полосы $\theta_{к.о}$ при применении механизированной крепи, согласно типовым проектам НОТ, рекомендуется принимать равной:

для очистных забоев, оборудованных комплексами типа КМ87, при челноковой схеме работы комбайнов типа ПШ68 - 26 мин; комбайнов типа 2К52 при устойчивой, средней устойчивости и неустойчивой кровле - соответственно 30, 35 и 45 мин; при односторонней схеме работы комбайнов типа 2К52 - 20-27 мин;

для очистных забоев, оборудованных комплексами типа ОКМТ и МК, при односторонней схеме работы комбайнов типа КШ1кг в зависимости от устойчивости кровли - 10, 15 и 18 мин;

Таблица II

Мощность пласта, м	Технологические перерывы при работе комбайнов ИК101, 2К52, МК67, БК52 с индивидуальной крепью						Затраты времени на зарядание, взрывание и проветривание ниш лавы $t_{взр}$, мин
	Вспомогательные операции $t_{всп}$, мин/м	Ожидание обмена составов вагонок на погрузочном пункте лавы $t_{обм}$, мин/м	Подготовка комбайна к вземке следующей полосы $t_{к.о.}$, мин				
			при челноковой схеме работы комбайна		при односторонней схеме работы комбайна		
			при длине лавы l_n , м				
			до 200	201-300	до 200	201-300	
До 0,78	$0,050 \cdot l_n$	$0,063 \cdot l_n$	$0,196 \cdot l_n$	$0,146 \cdot t_n$	$0,300 \cdot l_n$	$0,295 \cdot l_n$	36,0
0,79-0,85	0,050	0,076	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
0,86-0,95	0,050	0,084	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
0,96-1,04	0,050	0,092	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,05-1,14	0,050	0,101	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,15-1,25	0,050	0,111	0,146	0,146	0,300	0,295	36,0
1,26-1,38	0,050	0,123	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,39-1,52	0,050	0,135	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,53-1,66	0,050	0,149	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,67-1,83	0,050	0,163	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,84-1,99	0,050	0,178	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
2,00-2,20	0,050	0,196	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
2,21 и более	0,050	0,213	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0

Таблица I3

Таблица I2

Мощность пласта, м	Технологические перерывы при работе комбайнов УКР и "Темп" с индивидуальной крепью			
	Вспомогательные операции $t_{всп}$, мин/м	Ожидание обмена составов вагонок на погрузочном пункте лавы $t_{обм}$, мин/м	Затраты времени на зарядание и взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы $t_{взр}$, мин	Монтаж, демонтаж, перегон и разворот комбайна $t_{к.о.}$, мин
До 0,50	$0,193 \cdot l_n$	$0,0482 \cdot l_n$	36,0	$0,745 \cdot l_n$
0,51-0,60	0,198	0,0582	36,0	0,745
0,61-0,68	0,204	0,0676	36,0	0,745
0,69-0,78	0,209	0,0776	36,0	0,745
0,79-0,85	0,214	0,0859	36,0	0,745
0,86-0,95	0,219	0,0949	36,0	0,745
0,96 и более	0,224	0,1050	36,0	0,745

Мощность пласта, м	Технологические перерывы при работе широкозахватных комбайнов (с фланговым расположением исполнительного органа) с индивидуальной крепью, мин/м			
	Вспомогательные операции $t_{всп}$, мин/м	Ожидание обмена составов вагонок на погрузочном пункте лавы $t_{обм}$, мин/м	Затраты времени на зарядание и взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы $t_{взр}$, мин	Монтаж, демонтаж, перегон и разворот комбайна $t_{к.о.}$, мин
0,60-0,70	$0,430 \cdot l_n$	$0,121 \cdot l_n$	36,0	$0,37 \cdot l_n$
0,71-0,78	0,444	0,138	36,0	0,37
0,79-0,89	0,461	0,156	36,0	0,37
0,90-1,00	0,479	0,177	36,0	0,37
1,01-1,15	0,500	0,201	36,0	0,37
1,16-1,29	0,525	0,227	36,0	0,37
1,30-1,45	0,548	0,255	36,0	0,37
1,46-1,64	0,577	0,289	36,0	0,37
1,65-1,85	0,610	0,326	36,0	0,37
1,86-2,09	0,646	0,367	36,0	0,37
2,10-2,35	0,689	0,450	36,0	0,37
2,36 и более	0,736	0,470	36,0	0,37

для очистных забоев, оборудованных комплексами КМК97, при челноковой схеме работы комбайна МК67 - 27 мин;

для очистных забоев, оборудованных комплексами КМ87Э, при челноковой схеме работы комбайна КК58 - 40 мин.

При применении индивидуальной крепи с узкозахватными комбайнами $\theta_{к.л}$ определяется, в зависимости от типа комбайна, по табл. II-13.

При широкозахватной выемке вместо $\theta_{к.л}$ учитываются затраты времени на монтаж, демонтаж, перегон и разворот комбайна, которые принимаются согласно табл. 13.

Т а б л и ц а 14

Вид оборудования	Факторы, влияющие на надежность оборудования	Расчетные формулы
Угольные комбайны	Наличие в угольном пласте включений кончедана или кирита в количестве, превышающем 10 на 100 м, или суммарная мощность породных прослоек более 10% мощности пласта, или комбайнами КК101, 2К101, МКС7 в режиме челночного режима добычи свыше 100 тыс.т и остальными комбайнами свыше 200 тыс.т	$\mu_k = 0,9\mu_k^*$
	Пласты без включений кончедана или кирита, или суммарная мощность породных прослоек менее 10% мощности пласта, или комбайнами КК101, 2К101, МК67 добычи до 100 тыс.т при трехсменном режиме работы, или двухсменном режиме работы, или разработка ведется в Воркутинском угольном бассейне	$\mu_k = \frac{1}{1 + 0,05 \left(\frac{1}{\mu_k^*} - 1 \right)}$
	Во всех остальных случаях	$\mu_k = \mu_k^*$
Механизованная крепь	Лавы обводнены, или вознистая гипсометрия пласта, или длина лавы свыше 180 м, или работа крепи свыше 15 месяцев, или трудособорудованная кровля	$\mu_{кр} = 0,9\mu_{кр}^*$
	Спокойная гипсометрия пласта с углом падения до 12°, или работа крепи до 10 месяцев, или двухсменный режим работы, или разработка ведется в Воркутинском угольном бассейне	$\mu_{кр} = \frac{1}{1 + 0,05 \left(\frac{1}{\mu_{кр}^*} - 1 \right)}$
	Во всех остальных случаях	$\mu_{кр} = \mu_{кр}^*$
Скребокные конвейеры	Лавы длиной более 150 м обводнены, или конвейером доставлено более 200 тыс.т угля	$\mu_{с.к} = 0,9\mu_{с.к}^*$
	Сухая лавы длиной до 150 м со спокойной гипсометрией пласта, или конвейером доставлено менее 120 тыс.т угля, или конвейер установлен на штреке, просеке или печке, или двухсменный режим работы, или разработка ведется в Воркутинском угольном бассейне	$\mu_{с.к} = \frac{1}{1 + 0,05 \left(\frac{1}{\mu_{с.к}^*} - 1 \right)}$
	Во всех остальных случаях	$\mu_{с.к} = \mu_{с.к}^*$

Коэффициенты готовности комбайна μ_k , механизированной крепи и скребкового конвейера $\mu_{кр}$ определяются по формулам, приведенным в табл. 14. При использовании индивидуальной крепи $\mu_{кр}$ равно единице.

В расчетные формулы, приведенные в табл. 14, кроме μ_k , $\mu_{кр}$ и $\mu_{с.к}$ входят следующие коэффициенты:
 μ_k^* - среднетраслевой коэффициент готовности комбайна (см. табл. 4). При применении широкозахватных комбайнов $\mu_k^* = 0,9$;
 $\mu_{кр}^*$ - среднетраслевой коэффициент готовности крепи (см. таблицу 8);
 $\mu_{с.к}^*$ - среднетраслевой коэффициент готовности скребкового конвейера (см. табл. 2).

Коэффициент готовности участковой конвейерной линии, начинающейся с лавного скребкового конвейера и включающей все конвейеры (ленточные и скребковые) на промштреках, печках, просеках, участковых транспортных выработках до первого сборного конвейера, на который углеток поступает из нескольких очистных забоев, определяется по формуле

$$\mu_{к.у} = \frac{1}{1 + \sum_{m=1}^{n_{л.к}} \left(\frac{1}{\mu_m} - 1 \right) + \sum_{l=1}^{n_{с.к}} \left(\frac{1}{\mu_l} - 1 \right)}, \quad (26)$$

где $n_{л.к}$ - число ленточных конвейеров в участковой транспортной цепи;

μ_m - коэффициент готовности ленточного конвейера, принимается равным 0,95;

$n_{с.к}$ - число скребковых конвейеров в участковой транспортной линии;

μ_l - коэффициент готовности l -го скребкового конвейера; определяется в зависимости от условий эксплуатации согласно табл. 14.

Коэффициент готовности очистного забоя по процессу крепления за комбайном $\mu_{п.кр}$ учитывает перерывы в работе комбайна из-за отставания крепи на расстояние, большее, чем максимально допустимое по устойчивости обнажения незакрепленной непосредственной кровли (определение коэффициента $\mu_{п.кр}$ см. в разделе 1.8), рассчитывается только для средней устойчивости и неустойчивых кровель (см. табл. 7). Для устойчивых кровель или при лавовой схеме расстановки рабочих по лаве $\mu_{п.кр}$ принимается равным единице.

Коэффициент готовности очистного забоя по фактору "переполнение участкового бункера" $\mu_{y,\delta}$ определяется с помощью графика (рис. 6). Значение коэффициента $\mu_{y,\delta}$ зависит от величины $\frac{M}{q}$ (отношения вместимости участкового бункера к величине среднего входящего в бункер углепотока в моменты работы выемочных машин) и коэффициента резерва разгрузки бункера относительно этого углепотока $K_p^{y,\delta}$. Участковым считается любой бункер вместимостью до 150 м³, являющийся первым по счету на транспортном маршруте углепотока данной лавы. Участковые бункера сооружаются с целью уменьшения минутной неравномерности углепотоков из очистных забоев.

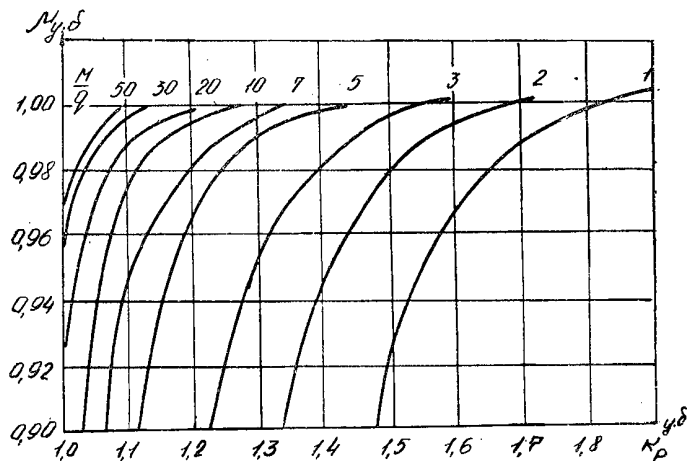


Рис. 6. График для определения коэффициентов готовности очистного забоя по фактору "переполнение участкового бункера"

Все остальные бункера считаются капитальными; расчет их коэффициентов готовности приводится в разделах I.9 и I.II. При отсутствии участкового бункера $\mu_{y,\delta}$ принимается равным единице.

Коэффициент резерва производительности разгрузки $k_p^{y,\delta}$ определяется отношением

$$k_p^{y,\delta} = \frac{u_p}{\sum_{\ell=1}^{n_{y,\delta}} q_{\ell}},$$

где $n_{y,\delta}$ - число очистных забоев, работающих на участковый бункер;

q_{ℓ} - производительность выемочной машины ℓ -го очистного забоя, т/мин;

u_p - производительность разгрузки участкового бункера, т/мин; принимается равной пропускной способности маршрута углепотока от данного бункера до ближайшего следующего бункера или пункта погрузки угля в вагоны. При отсутствии следующего бункера и полной конвейеризации шахты расчет производится до углевыдающего ствола.

Пропускная способность маршрута определяется как меньшая из величин, рассчитанных по приемной способности и паспортной производительности конвейера. Если транспортному подбункерному маршруту присвоен номер I, то расчет пропускной способности каждой конвейерной установки по ее производительности производится по формуле (19), а по приемной способности $Q^{n,c}$ - по формуле

$$Q^{n,c} = \gamma_H V^{n,c},$$

где γ_H - насыпная плотность горной массы, т/м³;
 $V^{n,c}$ - приемная способность конвейера, м³/мин.

Если транспортному подбункерному маршруту присвоен номер 2, 3 и т.д., расчет пропускной способности конвейера по его приемной способности производится по формуле (20); а по производительности - по формуле (21). При этом коэффициент вариации углепотока по данному маршруту принимается равным нулю.

При доставке угля с погрузочного пункта очистного забоя (участка) до околоствольного двора шахты (горизонта) магистральным локомотивным транспортным коэффициент готовности системы магистрального транспорта по фактору "отсутствие порожних вагонов на погрузочном пункте" $\mu_{o,n}$ определяется по графику рис. 7 в зависимости от коэффициента вариации времени загрузки партии вагонеток k_{v_p} , величины резервной емкости на погрузочном пункте E_p и коэффициента резерва локомотивной откатки $K_{p,l}$.

Коэффициент резерва локомотивной откатки определяется по формуле

$$K_{p,l} = \frac{t_{заг}}{t_{пор}},$$

где $t_{заг}$ - среднее время загрузки партии вагонеток, мин;

$t_{пор}$ - средний интервал между поступлениями партий порожних вагонеток на погрузочный пункт, мин;

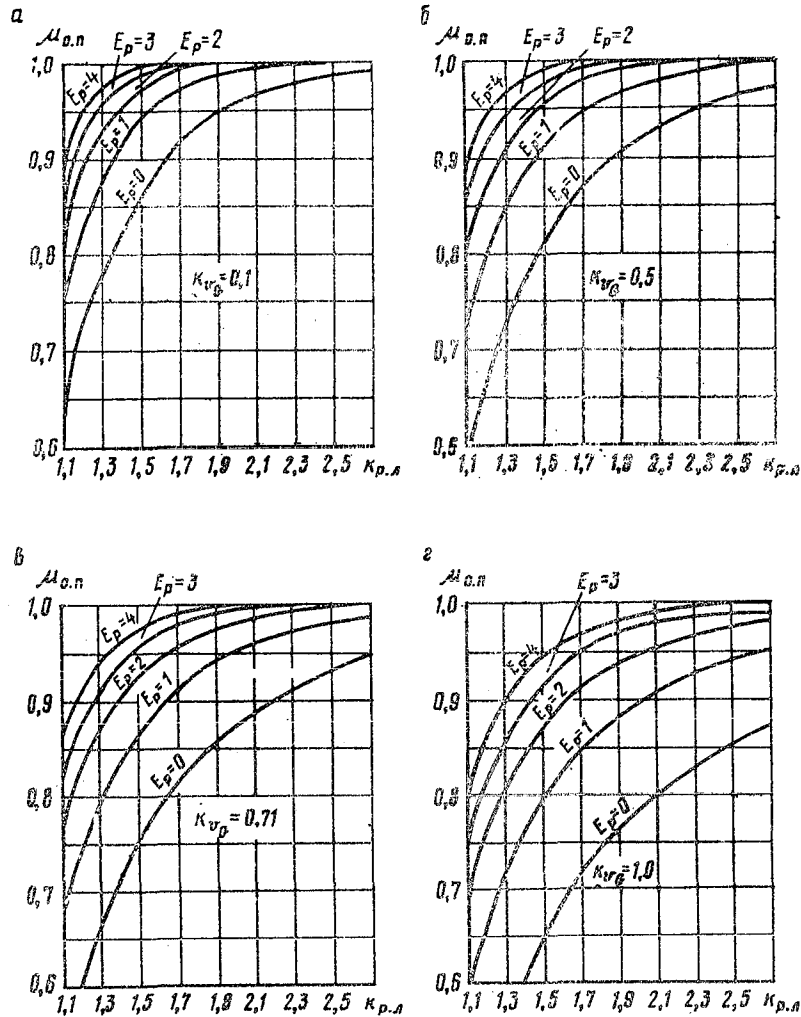


Рис. 7. Графики для определения коэффициента готовности системы магистрального локомотивного транспорта по фактору «отсутствие порожних вагонов на погрузочном пункте» при коэффициенте вариации времени загрузки состава $K_{v_р}$, равном 0,1 (а), 0,5 (б), 0,71 (в) и 1,0 (г)

$$t_{пор} = \frac{60L \left(\frac{1,25}{v_{гп}} + \frac{1,17}{v_{пор}} \right) + 0,91 \tau_{пр} + \tau_{м.п} + \tau_{м.о}}{0,91 n_{л} \left(1 - \frac{\theta_{п.з}^{\wedge}}{T_{см}^T} \right)},$$

- где L — расстояние от погрузочного пункта до околоствольного двора, км;
 $v_{гп}, v_{пор}$ — скорости движения соответственно груженого и порожнего состава, км/ч;
 $\tau_{пр}$ — суммарная средняя продолжительность простоев состава в течение рейса, мин;
 $\tau_{м.п}, \tau_{м.о}$ — средняя продолжительность маневровых операций соответственно на погрузочном пункте и в околоствольном дворе, мин;
 $n_{л}$ — среднее число локомотивов, транспортирующих груз с данного погрузочного пункта;
 $\theta_{п.з}^{\wedge}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин;
 $T_{см}^T$ — продолжительность рабочей смены на транспорте, мин.

Коэффициент готовности погрузочного пункта при выгрузке угля в вагонетки $\mu_{д.п}$ принимается для стационарных погрузочных пунктов равным 0,98, для передвижных — 0,95.

Коэффициент готовности очистного забоя по процессу проветривания $\mu_{пр}$ для шахт сверхкатегорных и III категории по газу принимается равным 0,93, для остальных — единице.

1.8. Расчет коэффициента готовности процесса крепления за комбайном

Коэффициент готовности процесса крепления за комбайном $\mu_{п.кр}$ определяется по графику зависимости его от коэффициента резерва скорости крепления $k_p^{кр}$ и коэффициента резерва обнажения кровли за комбайном $k_p^{об}$ (рис. 8).

В свою очередь коэффициент резерва скорости крепления очистного забоя $k_p^{кр}$ определяется по формуле

$$k_p^{кр} = \frac{v_{кр}}{v_p},$$

- где $v_{кр}$ — расчетная скорость крепления, м/мин;
 v_p — расчетная скорость подачи комбайна, м/мин; определяется по формуле

$$v_p = \frac{q}{m T^T K_p}$$

Коэффициент резерва обнажения кровли за комбайном $k_p^{об}$ определяется по формуле

$$k_p^{об} = \frac{\ell}{\left(\frac{1,09}{k_{уст}} - 1\right) \ell_k},$$

где $\ell = \begin{cases} \ell_y, & \text{если разрабатываемый пласт не опасен по выбро-} \\ & \text{сам угля и газа;} \\ \ell_y - \ell_g & \text{в противоположном случае;} \end{cases}$

ℓ_k - параметр, характеризующий изменчивость устойчивости кровли по длине лавы, м. Для Подмосквовного бассейна принимается равным 10 м, для всех остальных бассейнов - 30 м.

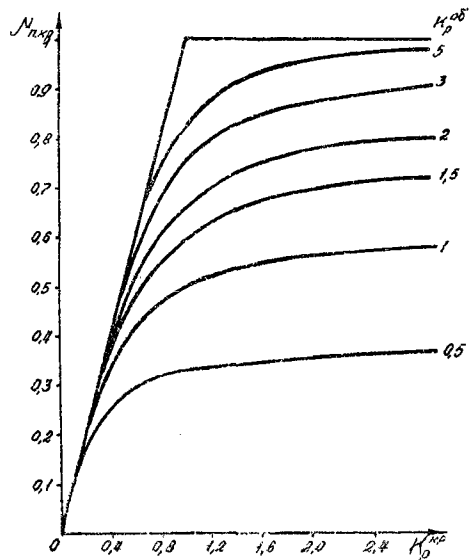


Рис. 8. Зависимость коэффициента готовности процесса крепления $\mu_{п.кр}$ от коэффициента резерва скорости крепления $k_{уст}^{об}$ и коэффициента резерва обнажения кровли за комбайном $k_p^{об}$.

Минимально допустимое расстояние от места нахождения рабочих до работающего комбайна ℓ_g принимается равным 15 м при односторонней схеме и 22,5 м при челноковой схеме работы комбайна.

Максимально допустимое отставание крепи от комбайна по устойчивости обнажения кровли ℓ_y определяется по формуле

$$\ell_y = 0,5 v_{кр} t_y K_{y.в},$$

где t_y - минимальное время устойчивости нижних слоев пород кровли, не закрепленной у забоя, мин; принимается согласно табл. 7. Если при выемке угольных пластов с кровлями 1-го и 2-го типов проводятся специальные мероприятия по упрочнению нижних слоев пород, то при определении t_y их следует относить соответственно ко 2-му и 3-му типам кровли, в зависимости от эффективности мероприятий по упрочнению;

$K_{y.в}$ - коэффициент, учитывающий изменение устойчивости кровли в зависимости от угла встречи (угол между линией очистного забоя и направлением основной трещиноватости пород); определяется по формуле

$$K_{y.в} = \begin{cases} a + b \sin \beta & \text{при } 0 < \beta \leq 45^\circ; \\ c & \text{при } 45 < \beta \leq 70^\circ; \\ d + e \cos \beta & \text{при } 70 < \beta \leq 90^\circ. \end{cases} \quad (27)$$

Величины a, b, c, d, e определяются из табл. 15.

Таблица 15

Тип кровель по обрушаемости	a	b	c	d	e
2-й	0,11	2,11	1,60	0,20	4,10
3-й и 3.1-й	0,21	1,86	1,50	0,38	4,35
4, 4.1 и 7-й при непосредственной кровле 4-го типа	0,42	1,36	1,40	0,66	2,13

Если в результате расчетов окажется, что для выбросоопасных пластов $\ell_y < \ell_g + 1$, то коэффициент готовности $\mu_{п.кр}$ определяется по формуле

$$\mu_{п.кр} = \frac{1}{1 + \frac{4}{m \gamma z k_z v_{дв.р}} \left(1 + 2 \frac{\ell_g}{\ell_y}\right)}, \quad (28)$$

где $v_{дв.р}$ - скорость передвижения рабочих в очистном забое; $v_{дв.р} = 10$ м/мин.

1.9. Расчет коэффициента готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов

Коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов μ_{II} рассчитывается по формуле

$$\mu_{II} = \left(0,88 - \frac{T_{п.з}}{T_{см}}\right) \mu_{с.э} \mu_{с.к} \mu_{с.с} \mu_{с.в} \mu_{с.б} \mu_{к.б}, \quad (29)$$

где 0,88 - коэффициент, учитывающий время на отдых (12% времени смены);

$T_{п.з}$ - суммарные нормативные затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин. Принимаются согласно табл. 16;

Таблица 16

Тип крепи в очистном забое	Единица, на которую установлен норматив	Норматив времени $T_{п.з}$, мин
МК97, М87	Смена	20
М81, МК, ОКП, ОМКТ	Смена	17
Индивидуальная крепь с узкозахватными комбайнами:		
КП	Смена	27
К101, 2К52, МК67, БК52	Смена	24
УКР, "Темп"	Смена	21

$\mu_{с.э}$ - коэффициент готовности системы электроснабжения, $\mu_{с.э} = 0,965$;

$\mu_{с.к} \mu_{с.с} \mu_{с.в}$ - коэффициент готовности сопряжений очистной выработки соответственно с транспортной, средней и вентиляционной выработками (см. раздел 1.10);

$\mu_{с.б}$ - коэффициент готовности очистного забоя по фактору "отказы на сборных транспортных линиях" (см. раздел 1.11);

$\mu_{к.б}$ - коэффициент готовности по фактору "переполнение капитального бункера"; определяется по графикам (рис. 9) зависимости $\mu_{к.б}$ от вместимости капитального бункера $M_{к.б}$ и коэффициента резерва производительности питателя $K_{р.п}$;

$$K_{р.п}^{к.б} = \frac{q_n^{к.б}}{\sum_{\ell=1}^n q_{\ell} k_{м\ell}}$$

$q_n^{к.б}$ - производительность питателя капитального бункера, т/мин; определяется так же, как скорость разгрузки участкового бункера (см. раздел 1.7);

q_{ℓ} - расчетная производительность выемочной машины ℓ -го очистного забоя, работающего на данный бункер, т/мин;

$k_{м\ell}$ - коэффициент машинного времени ℓ -го очистного забоя.

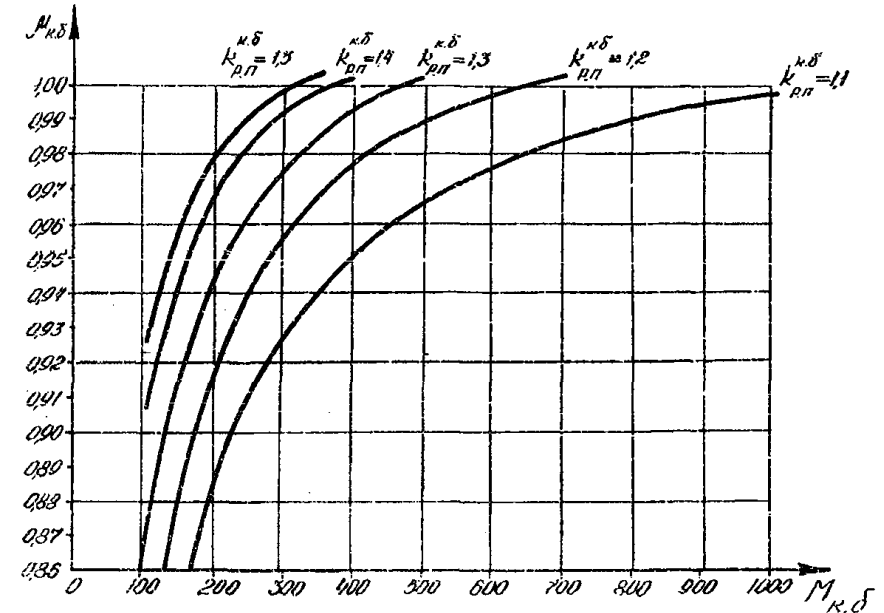


Рис. 9. Графики зависимости коэффициента готовности по фактору "переполнение капитального бункера" от его вместимости $M_{к.б}$ и коэффициента резерва производительности питателя $K_{р.п}$

При отсутствии капитального бункера $\mu_{к.б} = 1$.

1.10. Расчет коэффициента готовности сопряжения очистной и прилегающих выработок

Коэффициент готовности сопряжения очистной и прилегающих (транспортной, средней и вентиляционной) выработок μ_c определяется по формуле

$$\mu_c = \mu_{с.э} \left[1 - (1 - \mu_{с.э}) \sum_{\ell=1}^g k_{\ell} \right], \quad (30)$$

где $\mu_{з.с}$ - коэффициент готовности эталонного сопряжения. Под эталонным понимается такое сопряжение, при поддержании которого отсутствует действие осложняющих технологических факторов. Коэффициент $\mu_{з.с}$ принимается равным для неустойчивых кровель 0,97, средней устойчивости 0,98 и устойчивых 1,0;

k_B - коэффициент увеличения времени простоев очистного забоя при действии l -го технологического фактора, осложняющего поддержание сопряжения; определяется по табл. 17.

Т а б л и ц а 17

Порядковый номер	Технологические факторы, осложняющие поддержание сопряжений	Коэффициент увеличения времени простоев k_l
1	Проведение выработки буровзрывным способом	1,2
2	Проведение выработки с подрывкой пород кровли или с оставлением пачки угля в кровле	1,2
3	Повторная эксплуатация выработки при окраиве впереди лавы: целиком угля искусственным ограждением (бутовая полоса, костры, органная крепь, железобетонные тумбы и т.д.)	1,2
4	Проведение выработки позади очистного забоя	1,0
5	Проведение выработки вприсечку	0,6
6	Сопряжение разделенной лавы со средней выработкой	0,8
7	Отсутствие механизированной крепи сопряжения	1,2
8	Отсутствие механизированной крепи лавы на конечном участке	0,4
9	Длина выши 0 м, до 4 м, свыше 4 м	0; 0,6; 1,0

1.11. Расчет коэффициента готовности очистного забоя по фактору "отказы на сборных конвейерных линиях"

Коэффициент готовности по фактору "отказы на сборных конвейерных линиях" $\mu_{с.б}$ учитывает все виды отказов, возникающих на сборных конвейерных линиях от первого сборного конвейера, на который производится погрузка угля из лавы, до углевыдающего ствола.

При отсутствии в сборной конвейерной линии капитального бункера (под капитальным бункером следует понимать любой горный или

механизированный бункер вместимостью более 200 м³) коэффициент готовности сборной конвейерной линии определяется по формуле

$$\mu_{с.б} = \frac{1}{1 + n_{л.к} \left(\frac{1}{\mu_{л.к}} - 1 \right)}, \quad (31)$$

где $n_{л.к}$ - число конвейерных установок в сборной конвейерной линии;

$\mu_{л.к}$ - коэффициент готовности ленточного конвейера; $\mu_{л.к} = 0,98$;

При наличии капитального бункера

$$\mu_{с.б} = \frac{1}{1 + n_{н.б.л} \left(\frac{1}{\mu_{л.к}} - 1 \right) + n_{п.б.л} \left(\frac{1}{\mu_{л.к}} - 1 \right) \psi \theta \frac{-2n_{м.б}}{5D}}, \quad (32)$$

где $n_{н.б.л}$, $n_{п.б.л}$ - число конвейеров соответственно в надбункерной и подбункерной конвейерных линиях;

$$\psi = \begin{cases} \psi & \text{при сквозном бункере;} \\ 1 & \text{при обходном бункере;} \end{cases}$$

$$\psi = \frac{\frac{50}{D\bar{\theta}} - K_P^{к.б} + \left(\frac{50}{D\bar{\theta}} + 1 \right) \theta \left(\frac{50}{D\bar{\theta}} + 1 - K_P^{к.б} \right) \frac{\bar{\theta} n_{м.б}}{50}}{\left(\frac{50}{D\bar{\theta}} + 1 - K_P^{к.б} \right) \left(K_P^{к.б} - \frac{1}{K_P^{к.б}} \right) \theta^{-(K_P^{к.б} - 1)} \frac{\bar{\theta} n_{м.б}}{50}},$$

$K_P^{к.б}$ - коэффициент резерва производительности питателя бункера;

$M_{к.б}$ - вместимость капитального бункера, защищающего данную лаву от отказов на подбункерной линии, м³;

$\bar{\theta}$ - средняя продолжительность ликвидации одного отказа подбункерной линии; принимается равной 15 мин;

D - суммарная нагрузка очистных забоев, работающих на данный бункер, т/мин.

I.12. Пример расчета нагрузки на очистной забой при однокомбайновой выемке

Исходные данные

I. Горно-геологические факторы

Бассейн	Донецкий
Внимаемая мощность пласта (с учетом прослоев породы), м	1,6
Суммарная мощность породных прослоев, м	0,31
Породы прослойка	Алевриты с сопротивляемостью резанию 350 кгс/см и плотностью в массиве 2,8 т/м ³
Сопротивляемость угля резанию, кгс/см	240
Плотность угля, т/м ³ :	
в массиве	1,35
насыпная	0,9
Угол встречи, град	40
Коэффициент отжима угля	0,73
Глубина отжима пласта (не более), м	0,3
Угол падения пласта, град	12
Несущая способность почвы, кгс/см ²	60
Породы кровли	Аргиллиты тонко-слоистые, слабые
Наличие осложняющих факторов и их параметры (дизъюнктивные нарушения, утонение пласта, размыты, карсты, сложная геометрия)	Нет
Опасность пласта по внезапным выбросам угля и газа	Не опасен
Обводненность	Не обводнен
Категория шахты по базу	I

II. Горнотехнические факторы

Тип крепи в очистном забое	M373
Тип комбайна	ПШ68
Ширина захвата, м	0,63
Тип транспортного оборудования, параметры его установки и схема транспортирования угля из очистного забоя	См. рис. 10

Количество угля, добытого комбайном за время эксплуатации, тыс.т	150
Длительность эксплуатации крепи, мес	18
Количество угля, доставленного скребковым конвейером лавы за время эксплуатации, тыс.т	50

III. Технологические факторы

Система разработки	Длинными столбами по простиранию
Длина лавы, м	180
Схема работы комбайна	Челноковая
Схема передвижения крепи	Последовательная
Наличие средней выработки в лаве	Отсутствует
Номера (табл. I7) факторов, осложняющих поддержание сопряжений очистного забоя:	
с конвейерным штреком	I, 2
с вентиляционным штреком	I, 2, 3
Мощность присекаемых боковых пород, м:	
почвы	0
кровли	0
Мощность пачки угля, м, оставляемой:	
у кровли	0
у почвы	0
Площадь затяжки кровли, %	0
Наличие нин	Отсутствуют

IV. Организационные факторы

Число смен по добыче угля в сутки	3
Длительность смены по добыче угля, мин	360
Суммарные затраты времени на перекрытые технологические перерывы, м/мин	0,144
Организация работы	С перемещением рабочих вслед за выемкой угля комбайном

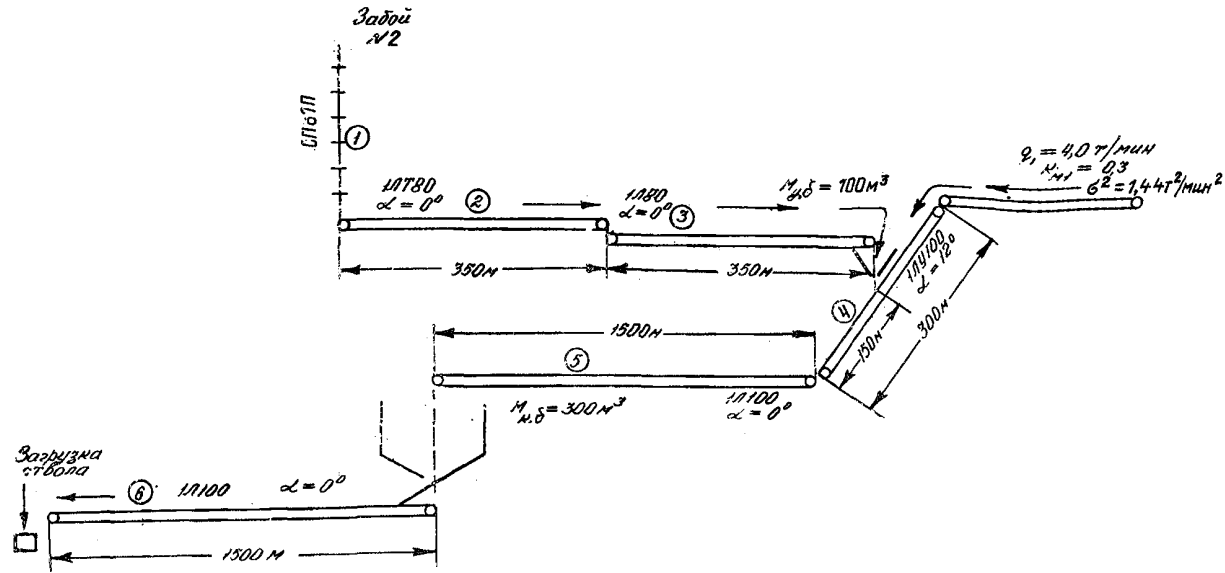


Рис. 10. Тип транспортного оборудования, параметры его установки и схема транспортирования угля из очистного забоя, рассматриваемого в примере

Расчет

В соответствии с разделом I.I определяются:

I. Производительность комбайна q . Для определения q предварительно рассчитываются:

I.I. Возможная скорость подачи комбайна v_n .

Для условий рассматриваемого примера определение возможной скорости подачи комбайна произведено в примере раздела I.3:

$$v_n = 4,83 \text{ м/мин.}$$

2. Плотность горной массы $\gamma_{г.м}$.

Плотность алевролита γ_n , согласно табл. I, равна $2,8 \text{ т/м}^3$.

Тогда плотность горной массы

$$\gamma_{г.м} = \frac{1,35(1,6 - 0,31) + 2,8 \cdot 0,31}{1,6} = 1,63 \text{ т/м}^3.$$

3. Производительность комбайна, рассчитанная по скорости подачи, q_n :

$$q_n = m \gamma_n k_n v_n = 1,6 \cdot 1,63 \cdot 0,63 \cdot 1,0 \cdot 4,83 = 8,0 \text{ т/мин.}$$

4. Коэффициент снижения производительности комбайна из-за недостаточного резерва приемной способности участковой конвейерной линии $k_{п.с}$. Предварительно определяются:

4.1. Насыпная плотность горной массы γ_n :

$$\gamma_n = \gamma_{н.у} \cdot \frac{\gamma_{г.м}}{\gamma_y} = 0,9 \frac{1,63}{1,35} = 1,09 \text{ т/м}^3.$$

4.2. Приемная способность $q_{п.с}$ участковой конвейерной линии, состоящей из одного конвейера типа СП87П с паспортной производительностью 600 т/ч в лаве, одного ленточного конвейера типа ЛТ80 со скоростью движения ленты 2 м/с и приемной способностью

8,4 м³/мин и одного конвейера типа ЛЛТ80 со скоростью движения ленты 2 м/с и приемной способностью 8,4 м³/мин (см. табл. 2, 3):

$$q_{п.с} = \min \left\{ \frac{600}{60}; 1,09 \cdot 8,4 \right\} = 9,15 \text{ т/мин.}$$

4.3. Коэффициент резерва приемной способности участковой конвейерной линии $K_p^{п.с}$:

$$K_p^{п.с} = \frac{q_{п.с}}{q_n} = \frac{9,15}{8,0} = 1,15.$$

Коэффициент $K_p^{п.с}$, в соответствии с рис. 1, равен 0,92.

5. Пропускная способность сборной конвейерной линии по маршруту углепотока Q_M .

В данном случае в связи с тем, что участковая конвейерная линия (конвейеры 1-3) сопрягается со сборной линией через участковый бункер, участка сборной линии, подлежащего расчету по пропускной способности, нет (см. раздел 1.4). Поэтому данного вида ограничения на производительность комбайна нет, и принимается $Q_M = \infty$.

6. Пропускная способность участковой конвейерной линии по производительности конвейерных установок.

Наспортная производительность конвейеров ЛЛТ80 и ЛЛ80 при длине каждого 350 м и угле установки 0° составляет 420 т/ч. Тогда

$$q_{к.л}^{п.р} = \frac{420 \cdot \frac{1}{60}}{1 + 4,66 \sqrt{\frac{2}{350}}} = 5,2 \text{ т/мин.}$$

7. Производительность комбайна.

Поскольку породы кровли представлены тонкослоистыми, слабыми аргиллитами, то кровля, в соответствии с табл. 7, относится к кровлям средней устойчивости. В соответствии с формулой (4)

$$q = \min \{ q_n K_{п.с}; Q_M; q_{к.л}^{п.р} \} = \\ = \min \{ 8,0 \cdot 0,92; \infty; 5,2 \} = 5,2 \text{ т/мин.}$$

8. Расчет производительности комбайна по скорости крепления.

Коэффициент снижения скорости крепления из-за недостаточной несущей способности почвы определяется по графику рис. 4.

Удельное давление крепи М87Э на почву (см. табл. 8) $H_{кр} = 24,2 \text{ кгс/см}^2$.

Тогда, согласно рис. 4, $k_n^* = 1$. Для крепи М87Э $k_n = k_n^* = 1$ и $K_{уст} = 1$.

Коэффициент $K_{сх}$ при последовательной схеме передвижки крепи равен единице; $K_{уп} = 1 - 0,013 \cdot 3 = 0,961$.

Тогда скорость крепления составит

$$v_{кр} = v_{кр}^* \cdot K_{уст} \cdot K_{сх} \cdot K_{уп} = 2,55 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,961 = 2,44 \text{ м/мин.}$$

Производительность комбайна, рассчитанная по скорости крепления, составляет

$$q_{кр} = m \cdot j \cdot k_z \cdot v_{кр} = 1,6 \cdot 1,63 \cdot 0,63 \cdot 1,0 \cdot 2,44 = 4,04 \text{ т/мин.}$$

II. Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов M_1 .

Предварительно необходимо определить:

I. Коэффициент готовности процесса крепления за комбайном $M_{п.кр}$. С этой целью определяем:

I.1. Коэффициент резерва скорости крепления:

$$K_p^{кр} = \frac{q_{кр}}{q} = \frac{4,04}{5,2} = 0,78.$$

I.2. Максимально допустимое отставание крепи от комбайна l_y . Согласно табл. 7, время устойчивого обнажения необходимых пород кровли, представленных тонкослоистыми, слабыми аргиллитами, t_y равно 30 мин. Коэффициент изменения времени устойчивого обнажения по углу встречи $K_{уб} = 0,11 + 2,11 \sin 40^\circ \approx 1,0$. Тогда

$$l_y = \frac{30 \cdot 2,44 \cdot 1,0}{2} = 36,6 \text{ м.}$$

I.3. Коэффициент резерва обнажения кровли:

$$K_p^{об} = \frac{36,6}{10 \left(\frac{1,03}{1} - 1 \right)} = 40,8.$$

Согласно рис. 6, коэффициент готовности процесса крепления за комбайном $M_{п.кр}$ при $K_p^{кр} = 0,78$ и $K_p^{об} = 14$ равен 0,80.

2. Коэффициент готовности по фактору "переполнение участкового бункера". Для этого предварительно произведем следующие расчеты:

2.1. Определим пропускную способность маршрута углепотока из участкового бункера по конвейеру 4. В связи с тем, что выгрузка угля из участкового бункера производится на середину става конвейера 4 (см. рис. 10), данный маршрут уступает по загрузке маршруту углепотока с $q = 4$ т/мин и дисперсией $\sigma^2 = 1,44$ т²/мин², поступающего на начало става конвейера 4. Поэтому маршруту углепотока из данного бункера присваивается номер 2.

Определим пропускную способность конвейера 4 по маршруту № 2.

Пропускная способность конвейера 4 исходя из его приемной способности определяется по формуле (20).

Насыпная плотность горной массы была определена ранее (пункт 1.2): $\gamma_n = 1,09$ т/м³.

Приемная способность конвейера ЛЛЮ100 $v_{п.с}^{(к)} = 10,6$ м³/мин (см. табл. 3).

В связи с тем, что выгрузка угля по маршруту № 2 на конвейер 4 производится из бункера, коэффициент вариации K_{v2} равен нулю.

Тогда пропускная способность конвейера 4 исходя из приемной способности маршрута № 2 составляет

$$Q_{4,2}^{пс} = \frac{1,09 \cdot 10^6 - 4,0}{1 - 4,0} \left\{ 1 - \sqrt{1 - (1-4,0) \left[1 - \frac{4 \cdot 1,44}{(1,09 \cdot 10,6 - 4,0)^2} \right]} \right\} = 5,2 \text{ т/мин.}$$

Пропускная способность конвейера 4 исходя из паспортной производительности маршрута № 2 определяется выражением (21). Паспортная производительность конвейера ЛЛЮ100 с углом установки 12° , длиной става 300 м и скоростью движения ленты $v_{л.п} = 1,6$ м/с составляет $P_4 = 545$ т/ч. Тогда максимальное количество угля на стае конвейера 4

$$D_4 = \frac{545 \cdot 300}{3600 \cdot 1,6} = 28,4 \text{ т.}$$

Среднее количество угля на стае конвейера маршрута № 1:

$$\bar{D}_{4,1} = \frac{1}{60 \cdot 1,6} \cdot 4 \cdot 300 = 13,8 \text{ т.}$$

Дисперсионный момент углепотока маршрута № 1 $b_{4,1}$ составляет

$$b_{4,1} = K_{v1}^2 q_{п1}^2 l_{4,1} = 0,3^2 \cdot 4^2 \cdot 300 = 430 \text{ т}^2/\text{мин}^2.$$

Тогда пропускная способность конвейера 4 исходя из производительности конвейеров маршрута № 2 составит

$$Q_{4,2}^{пс} = \frac{28,4 - 13,8}{\frac{150}{60 \cdot 1,6} - 4,0} \left\{ 1 - \sqrt{1 - (1 - 612 \frac{0 \cdot 1,6}{150}) \times \left[1 - \frac{430}{15 \cdot 1,6 (28,4 - 13,8)^2} \right]} \right\} = 6,6 \text{ т/мин.}$$

Тогда в целом пропускная способность конвейера 4 маршрута № 2 составит:

$$Q_{4,2} = \min \{ Q_{4,2}^{пс}, Q_{4,2}^{пр} \} = \min \{ 5,2; 6,6 \} = 5,2 \text{ т/мин.}$$

2.2. Определим пропускную способность конвейера 5 маршрута № 2.

Пропускную способность конвейера 5 исходя из приемной способности конвейеров маршрута № 2 определим по формуле (20).

Приемная способность конвейера ЛЛЮ100 (см. табл. 3) $v_{п.с}^{(5)} = 11,2$ м³/мин.

Остальные величины, входящие в выражение (20), аналогичны величинам, использованным в расчете приемной способности конвейера 4. Тогда

$$Q_{5,2}^{пс} = \frac{1,09 \cdot 11,2 - 4,0}{1 - 4,0} \left\{ 1 - \sqrt{1 - (1-4,0) \left[1 - \frac{4 \cdot 1,44}{(1,09 \cdot 11,2 - 4,0)^2} \right]} \right\} = 6,0 \text{ т/мин.}$$

Пропускная способность конвейера 5, рассчитываемая по паспортной производительности конвейеров маршрута № 2, определяется выражением (21). Паспортная производительность конвейера ЛЛЮ100 с углом установки 0° , длиной става $l_5 = 1500$ м и скоростью движения ленты $v_{л5} = 1,6$ м/с составляет $P_5 = 530$ т/ч. Тогда максимально допустимое количество угля на стае конвейера 5

$$D_5 = \frac{P_5 \cdot l_5}{3600 \cdot 1,6} = \frac{530 \cdot 1500}{3600 \cdot 1,6} = 140 \text{ т.}$$

Среднее количество угля на стае конвейера 5, создаваемое углепотоком маршрута № 1, составляет

$$\bar{D}_{5,1} = \frac{1}{60 \cdot 1,6} \cdot 4 \cdot 1500 = 62,5 \text{ т.}$$

Дисперсионный момент углепотока конвейера 5 маршрута № 1 составляет

$$b_{5,1} = 0,3^2 \cdot 4^2 \cdot 1500 = 2160 \text{ т}^2/\text{мин}^2.$$

Пропускная способность конвейера 5 исходя из производительности конвейеров маршрута № 2 составит

$$Q_{5,2}^{np} = \frac{140-62,5}{\frac{1500}{60 \cdot 1,6} - 4,0} \left\{ 1 - \sqrt{1 - (1-612 \frac{0 \cdot 1,6}{1500})^2} \right\} \times \left[1 - \frac{2160}{15 \cdot 1,6(140-62,5)^2} \right] = 5,9 \text{ т/мин.}$$

Тогда пропускная способность конвейера 5 маршрута № 2 составит

$$Q_{5,2} = \min \{ Q_{5,2}^{nc}, Q_{5,2}^{np} \} = \min \{ 6,0; 5,9 \} = 5,9 \text{ т/мин.}$$

2.3. Расчетный участок сборной конвейерной линии маршрута № 2 углетока из участкового бункера в соответствии с указаниями раздела I.7 заканчивается перед капитальным бункером (см. рис. 7). В связи с этим пропускная способность этого участка определяется пропускной способностью конвейеров 4 и 5. Тогда

$$Q_2 = \min \{ Q_{5,2}, Q_{4,2} \} = \min \{ 5,9; 5,15 \} = 5,15 \text{ т/мин.}$$

2.4. Принимаем производительность разгрузки участкового бункера равной пропускной способности сборной конвейерной линии маршрута углетока из бункера. Тогда

$$u_{p}^{y.б} = Q_2 = 5,2 \text{ т/мин.}$$

2.5. Коэффициент резерва производительности разгрузки бункера

$$K_p^{y.б} = \frac{u_p^{y.б}}{q} = \frac{5,2}{5,2} = 1,0.$$

$$\text{Отношение } \frac{M_{y.б}}{q} = \frac{100}{5,2} = 9,6 \text{ мин.}$$

При $K_p^{y.б} = 1,0$ и $\frac{M_{y.б}}{q} = 9,6$, согласно рис. 6, коэффициент готовности $\mu_{y.б}$ равен 0,92.

3. Суммарная длительность технологических перерывов (см. раздел I.7) определяется по формуле

$$T_{техн} = (t_{всп} + t_{обм})l_l + t_{взр} + \theta_{зач} + \theta_{пор} + t_{пр} + t_{пос} + \max \{ \theta_{к.в}, \theta_{а.кр} \}.$$

Уголь транспортируется конвейерами до ствола, поэтому $t_{обм} = 0$. Выемка угля производится без ниш, поэтому $t_{взр}$ равняется нулю, $\theta_{зач}$ и $\theta_{пор}$ также равны нулю.

Работы ведутся не в особо сложных или изменяющихся горно-геологических условиях, следовательно, $t_{пр} = 0$.

В связи с тем, что в лаве применяется механизированная крепь, дополнительное время на переноску посадочных стоек $t_{пос} = 0$.

В соответствии с рекомендациями раздела I.7, для данных условий среднее время выполнения концевых операций $\theta_{к.в}$ принимаем равным 26 мин. Продолжительность ожидания окончания крепления меньше 26 мин. Тогда

$$T_{техн} = 26 \text{ мин.}$$

4. Коэффициент готовности комбайна и скребкового конвейера определяется по табл. I4.

По условию при выемке пласта одновременно производится разрушение породного прослойка мощностью более 10% мощности пласта. В связи с этим коэффициент готовности комбайна определяется выражением

$$\mu_k = 0,9 \mu_k^*.$$

Согласно табл. 4, коэффициент готовности комбайна ПШ68 μ_k^* в среднем по отрасли равен 0,87. Тогда

$$\mu_k = 0,9 \cdot 0,87 = 0,78.$$

5. По условию срок службы крепи составляет 18 месяцев, что превышает 15 месяцев. Поэтому коэффициент готовности крепи, в соответствии с табл. I4, определяется выражением

$$\mu_{кр} = 0,9 \mu_{кр}^*.$$

Согласно табл. 8, коэффициент готовности крепи М87Э $\mu_{кр}^*$ в среднем по отрасли равен 0,94;

$$\mu_{кр} = 0,9 \cdot 0,94 = 0,85.$$

6. По условию скребковый конвейер работает в сухой лаве со спокойной гипсометрией. Конвейером доставлено с начала эксплуатации 50 тыс. т угля, что меньше 120 тыс. т. В связи с этим, в соответствии с табл. I4, его коэффициент готовности определяется выражением

$$\mu_{с.к} = \frac{1}{1 + 0,6 \left(\frac{1}{\mu_{с.к}^*} - 1 \right)}.$$

Согласно табл. 2, коэффициент готовности конвейера СП87П $\mu_{с.к}^*$ в среднем по отрасли равен 0,94. Тогда

$$\mu_{с.к} = \frac{1}{1 + 0,6 \left(\frac{1}{0,94} - 1 \right)} = 0,96.$$

7. Коэффициент готовности участковой транспортной цепи, состоящей из одного скрепкового конвейера в лапе и двух ленточных конвейеров на штреке, равен

$$\mu_{кч} = \frac{I}{I + \left(\frac{I}{0,96} - I\right) + 2 \left(\frac{I}{0,95} - I\right)} = 0,87.$$

8. В системе общешахтного транспорта применяются конвейеры, поэтому $\mu_{в.п} = I$ и $\mu_{п.п} = I$.

9. В связи с тем, что шахта относится к I категории по газу, $\mu_{пр} = I$.

10. Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов равен

$$\mu_I = \frac{I}{I + \frac{5,2 \cdot 26}{1,6 \cdot I,63 \cdot 0,63 \cdot 180} + \left(\frac{I}{0,78} - I\right) + \left(\frac{I}{0,85} - I\right) + \left(\frac{I}{0,87} - I\right) + \dots + \frac{I}{\left(\frac{I}{0,80} - I\right) + \left(\frac{I}{I} - I\right) + \left(\frac{I}{I} - I\right) + \left(\frac{I}{I} - I\right)} = 0,43.$$

III. Коэффициент готовности по группе параллельных перерывов μ_{II} .

I. Определение коэффициентов готовности сопряжений.

При кровле средней устойчивости коэффициент готовности эталонного сопряжения $\mu_{с.в}$, в соответствии с табл. I6, принимается равным 0,98.

Произведем расчет коэффициентов готовности сопряжений с учетом осложняющих подержание технологических факторов.

По условию при подержании сопряжения очистного забоя с транспортной выработкой имеют место осложняющие факторы (см. номера I и 2 в табл. I7). Тогда в соответствии с формулой (30)

$$\mu_{с.к} = 0,98 [I - (I - 0,98) (I,2 + I,2)] = 0,935.$$

При подержании сопряжения с вентиляционной выработкой осложняющими являются факторы с номерами I, 2, 3.

Коэффициент готовности равен

$$\mu_{с.в} = 0,98 [I - (I - 0,98) (I,2 + I,2 + I,2)] = 0,91.$$

2. Определение коэффициента готовности по фактору "переполнение капитального бункера".

Предварительно определяем пропускную способность подбункерной конвейерной линии в соответствии с методом, изложенным в разделе I.4.

На подбункерную линию поступает уголеток только из капитального бункера. Поэтому маршрут данного уголетока имеет номер I.

Пропускная способность конвейера 6 исходя из его приемной способности составляет

$$Q_{6,1}^{п.б} = \gamma_n \cdot V_6^{п.б} = 1,09 \cdot 11,2 = 12,2 \text{ т/мин.}$$

Паспортная производительность конвейера ИЛ100 с углом установки 0° , длиной става $l_6 = 1500$ м и скоростью движения ленты $v_{л,6} = 1,6$ м/с составляет $P_6 = 530$ т/ч. Тогда пропускная способность конвейера 6, рассчитанная по его производительности, в соответствии с формулой (19) равна

$$Q_{6,1}^{пр} = \frac{530}{60 (I + 4,66) \sqrt{\frac{I,6}{1500}}} = \frac{530}{60 \cdot I,15} = 7,7 \text{ т/мин.}$$

Пропускная способность подбункерной линии

$$Q_{п.б.л} = Q_{6,1} = Q_6 = \min (12,2; 7,7) = 7,7 \text{ т/мин.}$$

Производительность питателя бункера V_n принимаем равной 7,7 т/мин.

Коэффициент резерва производительности разгрузки бункера равен

$$K_p^{к.б} = \frac{7,7}{4,0 \cdot 0,3 + 5,2 \cdot 0,43} = 2,24.$$

Емкость капитального бункера

$$\gamma_n M_{к.б} = 1,09 \cdot 300 = 327 \text{ т.}$$

В соответствии с рис. 9, коэффициент готовности по фактору "переполнение капитального бункера" $\mu_{к.б}$ равен единице.

3. Определение коэффициента готовности по фактору "отказы на сборных конвейерных линиях".

В связи с наличием капитального бункера необходимо произвести расчет надежности надбункерной и подбункерной транспортных линий. Надбункерная сборная конвейерная линия состоит из двух конвейеров: ИЛ100 в наклонной транспортной выработке и ИЛ100 в магистральной выработке.

Подбункерная линия состоит из одного конвейера. Коэффициент готовности каждого конвейера составляет 0,98.

Для сквозного бункера, согласно формуле (32), получим

$$\mu_{с.б} = 0,96.$$

Коэффициент готовности по группе параллельных перерывов равен

$$\mu_{II} = (0,88 - \frac{20}{360}) 0,965 \cdot 0,90 \cdot 0,87 \cdot 0,96 \cdot 1,0 = 0,6.$$

IV. Определение коэффициента машинного времени.

При $\mu_I = 0,43$ и $\mu_{II} = 0,60$ коэффициент машинного времени K_M , в соответствии с рис. 5, составит 0,33.

Среднесменная нагрузка на очистной забой при неустойчивой кровле определяется как

$$A_{с.м} = 360 \min(5,2 \cdot 0,33; 1,6 \cdot 1,63 \cdot 0,94 \cdot 2,55) = 360 \min(1,72; 3,96) = 620.$$

V. Среднесуточная нагрузка на очистной забой составит:

$$A_{сут} = 620 \cdot 3 \cdot 1,0 = 1860 \text{ т/сут.}$$

2. Расчет нагрузки на очистной забой при работе двух комбайнов на одну конвейерную линию

Среднесменная нагрузка на очистной забой при работе двух комбайнов на одну конвейерную линию при устойчивой и средней устойчивости кровле очистного забоя вне зависимости от организации крепления за комбайнами, а также при неустойчивой кровле в случае применения поточно-паевой организации труда, исключающей передвижение рабочих по креплению за комбайном, определяется по формуле

$$A_{с.м} = T_{с.м} \min(K_M q, 2t \gamma^2 K_{кр} C_{кр} \mu_{кр}), \quad (33)$$

где $T_{с.м}$ — продолжительность смены по добыче угля в сутки, мин;

K_M — коэффициент машинного времени работы комбайна (без учета простоев из-за невозможности начать новый цикл, пока другой комбайн не закончит выемку угля на своем участке);

q — средний минутный угленоток из очистного забоя, т/мин.

Коэффициент машинного времени работы комбайна K_M определяется по графику, изображенному на рис. 5; при этом коэффициент готовности по группе параллельных перерывов μ_{II} определяется так же, как и при однокомбайновой выемке (см. раздел I.9).

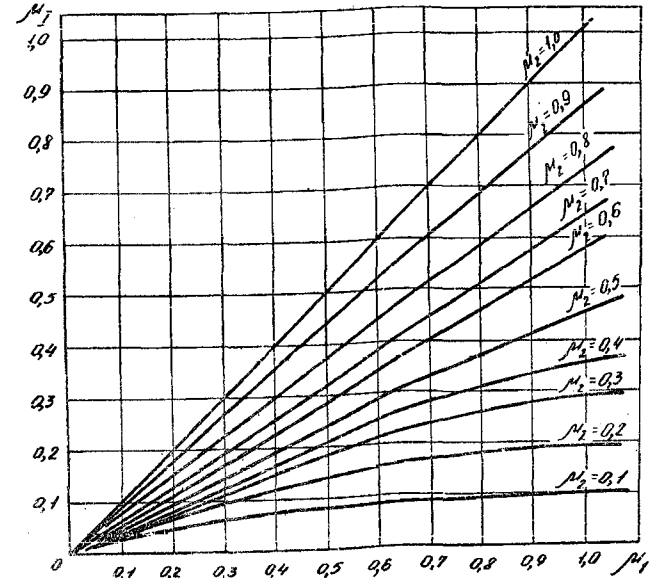


Рис. 11. Графики зависимости коэффициента готовности по группе последовательных перерывов μ_I от μ_1 и μ_2 при неустойчивых кровлях

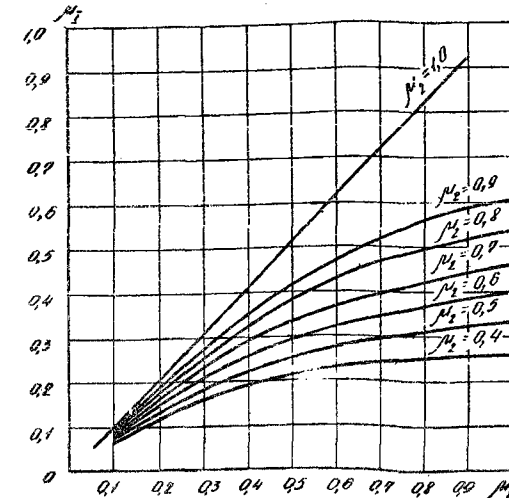


Рис. 12. Графики зависимости коэффициента готовности по группе последовательных перерывов μ_I от μ_1 и μ_2 при устойчивых и средней устойчивости кровлей

Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов μ_1 определяется по графикам зависимости его от устойчивости кровли и коэффициентов готовности μ_1 и μ_2 (рис. II и I2).

При неустойчивых кровлях очистного забоя и креплении с передвижением рабочих за комбайнами среднесменная нагрузка на очистной забой определяется выражением

$$A_{CM} = T_{CM} \cdot K_M \cdot \psi \quad (34)$$

Коэффициент готовности процесса выемки угля первым комбайном μ_1 определяется по формуле

$$\mu_1 = \frac{1}{1 + \frac{q_1}{m \gamma^2} T_{TECH} + \left(\frac{1}{\mu_K} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{п.кр}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{пр}} - 1\right)} \quad (35)$$

Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов технологических звеньев, общих для обоях комбайнов, μ_2 находится по формуле

$$\mu_2 = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{\mu_{кр}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{кц}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{у.б}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{а.п}} - 1\right)} \quad (36)$$

Величины, входящие в выражения (34) и (35), определяются так же, как и при однокомбайновой выемке (см. разделы I.7 и I.8).

Средний минутный углепоток из очистного забоя q (т/мин) определяется по формуле

$$q = \frac{1}{\frac{\Delta_1}{q_1} + \left(\frac{1 - \Delta_1}{q_2} - \frac{\Delta_1}{q_1}\right) \psi} \quad (37)$$

где Δ_1 - доля длины лавы, обрабатываемая первым комбайном, работающим со стороны разгрузочного конца конвейера в лаве;

q_1 - средняя производительность первого комбайна, т/мин;

$$q_1 = \frac{q_1^{(1)} K_M'' + q_2^{(1)} (K_M - K_M'')}{K_M} \quad (38)$$

$q_1^{(1)}$ - производительность первого комбайна при работающем втором, т/мин;

$q_2^{(1)}$ - производительность второго комбайна при неработающем первом, т/мин;

K_M'' - доля машинного времени смены, когда оба комбайна ведут одновременно выемку угля; определяется по графикам зависимости от коэффициента готовности по группе параллельных перерывов μ_1 и коэффициента готовности процесса выемки угля двумя комбайнами по группе последовательных перерывов μ_1^* (см. рис. 5);

при неустойчивых кровлях

$$\mu_1^* = \frac{\mu_1}{1 + \psi}; \quad \psi = \frac{\frac{1}{0,2} - 1}{\frac{\mu_2}{\mu_1} - 0,8} \quad (39)$$

при устойчивых в средней устойчивости кровлях

$$\psi = \frac{1}{1 + 0,5 \frac{\frac{1}{\mu_1} - 1}{\frac{1}{\mu_2} - 1}} \quad (40)$$

q_2 - производительность второго комбайна, т/мин;

ψ - коэффициент увеличения длительности цикла в лаве из-за неодновременности окончания циклов выемки каждым комбайном; определяется по графику зависимости от коэффициента вариации времени задержки из-за неодновременности окончания циклов выемки каждого комбайна $K_{v.u}$ (рис. I3).

Коэффициент вариации определяется по формуле

$$K_{v.u} = \frac{K_M \sqrt{2 \frac{\theta_0}{A_n} \left(\frac{1}{K_M} - 1\right) \left(\frac{1 - \Delta_1}{q_2} + \frac{\Delta_1}{q_1}\right)}}{\frac{1 - \Delta_1}{q_2} - \frac{\Delta_1}{q_1}} \quad (41)$$

где θ_0 - средняя продолжительность одного простоя комбайна; принимается равной 15 мин;

A_n - добыча угля с одной полосы, т;

$$A_n = m \gamma^2 K_v \ell_n \quad (42)$$

Значения производительности комбайнов $q_1^{(1)}$, $q_2^{(1)}$ и q_2 определяются так же, как и при работе одного комбайна. Разница состоит только в расчете производительности комбайнов по средствам доставки (соответственно $q_{з1}^{(1)}$, $q_{з2}^{(1)}$, $q_{з2}^{(2)}$):

при расчете q_2

$$Q_g^{(2)} = \min \{ 3600 \gamma_n v_{u,k} [bh - (h-a)^2]; Q_g \}, \quad (43)$$

при расчете $q_0^{(1)}$

$$Q_{g,0}^{(1)} = Q_g$$

(определение Q_g см. в разделе I.I);

при расчете $q_1^{(1)}$

$$Q_{g1}^{(1)} = \max \{ 0, Q_{g0}^{(1)} - 78 q_2 \}, \quad (44)$$

где $v_{u,k}$ — скорость движения цепей конвейера лавы, м/с;

γ_n — насыпная плотность угля, т/м³;

$$h = \min \left(h_{кл}, \frac{b}{2} \right), \quad (45)$$

$h_{кл}$ — клиренс комбайна, м.

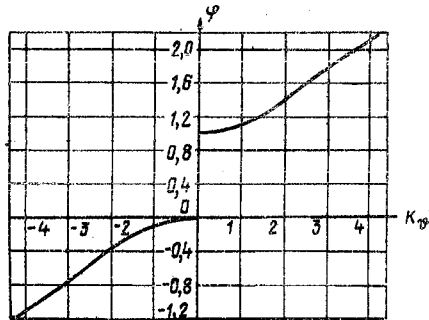


Рис. 13. График для определения зависимости ψ от коэффициента вариации времени задержки из-за неодновременности окончания циклов выемки каждого комбайна K_ψ

Геометрические размеры a , b и $h_{кл}$ определяются согласно технической характеристике оборудования в соответствии с рис. 14.

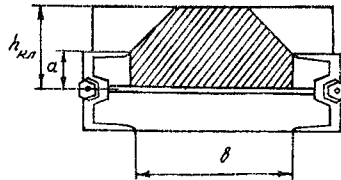


Рис. 14. Пояснительная схема к расчету производительности второго комбайна по клиренсу первого

3. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный струговой установкой

Среднесменная нагрузка на очистной забой, оборудованный струговой установкой, определяется по формуле

$$A_{см} = T_{см} q K_M, \quad (46)$$

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

q — производительность струговой установки, т/мин (определение q см. в разделе 3.1);

K_M — сменный коэффициент машинного времени (определение K_M см. в разделе 3.10).

3.1. Определение производительности струговой установки

При челноковой работе струга в режимах $v_c < v_k$ и $2 v_k < v_c \leq 3 v_k$ ($v_c = 3 v_k$), где v_c — скорость движения струга, а v_k — скорость движения скребковой цепи конвейера, производительность струговой установки определяется по формуле

$$q = 60 m \gamma h v_c, \quad (47)$$

где m — вынимаемая мощность пласта, м;

γ — плотность горной массы вынимаемого пласта в массиве, т/м³; для действующих очистных забоев принимается согласно данным ОТК шахты; при подготовке новых забоев и при проектировании определяется как средневзвешенная по вынимаемой мощности пласта;

h — толщина стружки, м.

Таблица 18

Струговая установка	v_c , м/с	v_k , м/с
УСТ2А	0,48	0,88
УСБ67	0,65	1,12
УСВ	0,92	1,00
СО75	0,77	1,22
СН75	0,77	1,22
УСТ2М	0,62	1,08

Струговые установки, работающие в режимах $v_c < v_k$ и $v_c \approx 3 v_k$, а также значения их v_c и v_k указаны в табл. 18 и 19.

При челноковой работе струга в режиме $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера производительность струговой установки определяется по формуле

$$q = 60 m \gamma v_c^{cp}, \quad (48)$$

где v_c^{cp} - средняя скорость челнокового хода струга, м/с; с учетом паузы перед реверсом $v_c^{cp} = v_k$.

Т а б л и ц а 19

Струговая установка	v_c , м/с	v_k , м/с
УСВ	1,51	0,53
СО75	1,52	0,62
СН75	1,52	0,62
УСТ2М	1,48	0,54

Продолжительность паузы t_n для частичной разгрузки конвейера перед реверсом струга определяется по формуле

$$t_n = \frac{e_A (v_c - v_k)}{n_y v_c v_k},$$

где e_A - длина лавы, м;

n_y - число участков забоя, последовательно обрабатываемых стругом; при работе струга по всей длине забоя $n_y = 1$.

Струговые установки, работающие в этом режиме, и значения их v_c и v_k указаны в табл. 20.

Т а б л и ц а 20

Струговая установка	v_c , м/с	v_k , м/с
УСВ	1,51	1,00
СО75	1,52	1,22
СН75	1,52	1,22
УСТ2М	1,48	1,08

При односторонней работе струга формулы (47) и (48) принимают следующий вид:

$$q = 30 m \gamma h v_c \quad \text{и} \quad q = 30 m \gamma h v_c^{cp}$$

При определении производительности струговой установки в конкретных условиях толщина стружки h , а также соответствующие ей высота струга и режим работы системы струг - конвейер определяются по формулам, приведенным в разделах 3.4-3.9. Опти-

мальное значение толщины стружки h выбирается из числа возможных значений, рассчитанных по сопротивляемости пласта резанию h_c и приемной способности конвейера h_k . Первая (минимальная) высота струга обозначается h_c' , вторая и третья соответственно h_c'' и h_c''' . Соответственно высоте струга толщина стружки, рассчитанная по сопротивляемости пласта резанию, обозначается h_c' , h_c'' и h_c''' . Формулы для расчета возможных величин толщины стружки по сопротивляемости пласта резанию h_c и приемной способности конвейера h_k приведены в разделах 3.2 и 3.3.

3.2. Определение толщины стружки по сопротивляемости пласта резанию

Толщина стружки h_c определяется по эмпирической формуле ШахтНИИ

$$h_c = \frac{1}{100} (a_1 - a_2 R_p - a_3 H_c), \quad (49)$$

где a_1, a_2, a_3 - коэффициенты, приведенные в табл. 21;

R_p - сопротивляемость пласта резанию, кгс/см;

H_c - высота струга, м.

Т а б л и ц а 21

Струговая установка	Значения коэффициентов		
	a_1	a_2	a_3
УСТ2А, УСТ2М	11,2	0,033	6,80
ЛУСБ67	13,2	0,030	7,00
УСВ	14,4	0,024	8,10
СО75	13,0	0,021	6,83
СН75	13,3	0,023	5,62

Формула (49) при указанных в табл. 21 коэффициентах a_1, a_2, a_3 позволяет при любой высоте струга и сопротивляемости пласта резанию определить оптимальное значение толщины стружки h_c , удовлетворяющее требованиям устойчивости струга и его базы, а также нагрузки на привод, не превышающей установочную.

Значения высоты струга, вынимаемой мощности пласта и высоты линейной части струговой установки от почвы до верхнего края борта конвейера приведены в табл. 22.

Т а б л и ц а 22

Струговая установка	Вынимаемая мощность пласта m , м	Высота линейной части струговой установки H_B , м	Высота струга, м		
			H'_c	H''_c	H'''_c
УСТ2А	0,55-1,00	0,400	0,365	0,465	-
УСТ2М	0,55-1,00	0,400	0,330	0,410	0,490
УСБ67	0,90-2,00	0,535	0,600	-	-
УСВ	0,80-1,95	0,620	0,665	0,835	1,005
ССТ75	0,60-0,85	0,400	0,410	0,490	-
СН75	0,85-1,50	0,560	0,410	0,490	0,570
	0,65-0,85	0,400	0,570	0,615	-
	0,85-1,50	0,560	0,570	0,615	0,660

3.3. Определение толщины стружки по приемной способности конвейера

При определении толщины стружки по приемной способности конвейера струговой установки h_k в расчет принимаются возможная площадь поперечного сечения потока доставляемого угля S_k , скорость движения струга и скребковой цепи конвейера и режим работы струга.

Площадь поперечного сечения потока угля, доставляемого конвейером струговой установки, S_k зависит от размеров рабочего желоба конвейера и погрузочной способности струга. Расчет производится по схеме, принятой в РТМ 12.47.003-74 ("Машины очистные. Струговые установки. Расчет параметров системы струг - конвейер. Методика". М., Минуглепром СССР, 1974).

Значения S_k различных струговых установок, соответствующие указанным в табл. 22 значениям H_c и H_B , приведены в табл. 23.

При челноковой работе струга в режиме $v_c < v_k$ определение h_k производится по формуле

$$h_k = 0,5(h_{k.B} + h_{k.п}), \quad (50)$$

где $h_{k.B}$ - толщина стружки, рассчитанная по приемной способности конвейера при встречном ходе струга, м;

$$h_{k.B} = \frac{S_k (v_k + v_c)}{m \psi v_c}, \quad (51)$$

ψ - коэффициент разрыхления вынимаемого пласта;

$$\psi = \frac{\delta}{\delta_H},$$

δ_H - насыпная плотность горной массы, т/м³;

$h_{k.п}$ - толщина стружки, рассчитанная по приемной способности конвейера при попутном ходе струга, м;

$$h_{k.п} = \frac{S_k (v_k - v_c)}{m \psi v_c}. \quad (52)$$

При односторонней работе струга в режиме $v_c < v_k$ h_k равно $h_{k.B}$. Обозначения величин h_k , рассчитываемых по формуле (50) при работе струга в режиме $v_c < v_k$, и соответствующие им обозначения и численные значения величин S_k приведены в табл. 23. Значения v_c и v_k для этого расчета берутся из табл. 18.

При челноковой работе струга в режиме $v_c = 3 v_k$ определение h_k производится по формуле

$$h_k = \frac{S_k (v_c^2 - v_k^2)}{m \psi v_c (3 v_c - v_k)}. \quad (53)$$

При односторонней работе струга в режиме $v_c = 3 v_k$ формула (53) принимает вид

$$h_k = \frac{2 S_k (v_c^2 - v_k^2)}{m \psi v_c (3 v_c - v_k)}.$$

Обозначения величин h_k , рассчитываемых по формуле (53), и соответствующие им обозначения и численные значения величин S_k приведены в табл. 23. Значения v_c и v_k для этого расчета берутся из табл. 19.

При челноковой работе струга в режиме $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера h_k определяется по формуле (50). Входящая в нее величина $h_{k.B}$ определяется по формуле (51), а $h_{k.п}$ - по формуле

$$h_{k.п} = \frac{S_k (v_c - v_k)}{m \psi v_c}. \quad (54)$$

При односторонней работе струга в режиме $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузой перед реверсом h_k равно $h_{k.B}$.

Таблица 23

Струговая установка	Высота струга		Высота линейной части струговой установки		Площадь загрузочного сечения конвейера		Обозначения рассчитываемых величин при работе струга в режиме				
	обозначение	величина, м	обозначение	величина, м	обозначение	величина, м ²	$v_c < v_k$		$v_c = 2v_k$	$v_k \leq v_c < 2v_k$	
							при встречном ходе	при попутном ходе		при встречном ходе	при попутном ходе
УСТ2А	H_c^I	0,365	H_b^I	0,400	S_k^I	0,070	$h_{к.в}^I$	$h_{к.п}^I$	—	—	—
	H_c^{II}	0,465	H_b^{II}	0,400	S_k^{II}	0,100	$h_{к.в}^{II}$	$h_{к.п}^{II}$	—	—	—
УСТ2М	H_c^I	0,330	H_b^I	0,400	S_k^I	0,060	$h_{к.в}^I$	$h_{к.п}^I$	$h_{к.к}^I$	$h_{к.в}^I$	$h_{к.п}^I$
	H_c^{II}	0,410	H_b^{II}	0,400	S_k^{II}	0,085	$h_{к.в}^{II}$	$h_{к.п}^{II}$	$h_{к.к}^{II}$	$h_{к.в}^{II}$	$h_{к.п}^{II}$
	H_c^{III}	0,490	H_b^{III}	0,400	S_k^{III}	0,100	$h_{к.в}^{III}$	$h_{к.п}^{III}$	$h_{к.к}^{III}$	$h_{к.в}^{III}$	$h_{к.п}^{III}$
УСБ67		0,600	H_b^I	0,535	S_k^I	0,200	$h_{к.в}^I$	$h_{к.п}^I$	—	—	—
УСВ	H_c^I	0,665	H_b^I	0,620	S_k^I	0,150	$h_{к.в}^I$	$h_{к.п}^I$	$h_{к.к}^I$	$h_{к.в}^I$	$h_{к.п}^I$
	H_c^{II}	0,835	H_b^{II}	0,620	S_k^{II}	0,210	$h_{к.в}^{II}$	$h_{к.п}^{II}$	$h_{к.к}^{II}$	$h_{к.в}^{II}$	$h_{к.п}^{II}$
	H_c^{III}	1,005	H_b^{III}	0,620	S_k^{III}	0,250	$h_{к.в}^{III}$	$h_{к.п}^{III}$	$h_{к.к}^{III}$	$h_{к.в}^{III}$	$h_{к.п}^{III}$
СО75	H_c^I	0,410	H_b^I	0,400	S_k^{0I}	0,100	$h_{к.в}^{0I}$	$h_{к.п}^{0I}$	$h_{к.к}^{0I}$	$h_{к.в}^{0I}$	$h_{к.п}^{0I}$
	H_c^{II}	0,490	H_b^{II}	0,400	S_k^{0II}	0,115	$h_{к.в}^{0II}$	$h_{к.п}^{0II}$	$h_{к.к}^{0II}$	$h_{к.в}^{0II}$	$h_{к.п}^{0II}$
	H_c^I	0,410	H_b^{II}	0,560	S_k^I	0,110	$h_{к.в}^I$	$h_{к.п}^I$	$h_{к.к}^I$	$h_{к.в}^I$	$h_{к.п}^I$
	H_c^{II}	0,490	H_b^{II}	0,560	S_k^{II}	0,150	$h_{к.в}^{II}$	$h_{к.п}^{II}$	$h_{к.к}^{II}$	$h_{к.в}^{II}$	$h_{к.п}^{II}$
	H_c^{III}	0,570	H_b^{III}	0,560	S_k^{III}	0,195	$h_{к.в}^{III}$	$h_{к.п}^{III}$	$h_{к.к}^{III}$	$h_{к.в}^{III}$	$h_{к.п}^{III}$
СН75	H_c^I	0,570	H_b^I	0,400	S_k^{0I}	0,115	$h_{к.в}^{0I}$	$h_{к.п}^{0I}$	$h_{к.к}^{0I}$	$h_{к.в}^{0I}$	$h_{к.п}^{0I}$
	H_c^{II}	0,615	H_b^{II}	0,400	S_k^{0II}	0,120	$h_{к.в}^{0II}$	$h_{к.п}^{0II}$	$h_{к.к}^{0II}$	$h_{к.в}^{0II}$	$h_{к.п}^{0II}$
	H_c^I	0,570	H_b^{II}	0,560	S_k^I	0,160	$h_{к.в}^I$	$h_{к.п}^I$	$h_{к.к}^I$	$h_{к.в}^I$	$h_{к.п}^I$
	H_c^{II}	0,615	H_b^{II}	0,560	S_k^{II}	0,180	$h_{к.в}^{II}$	$h_{к.п}^{II}$	$h_{к.к}^{II}$	$h_{к.в}^{II}$	$h_{к.п}^{II}$
	H_c^{III}	0,660	H_b^{III}	0,560	S_k^{III}	0,210	$h_{к.в}^{III}$	$h_{к.п}^{III}$	$h_{к.к}^{III}$	$h_{к.в}^{III}$	$h_{к.п}^{III}$

Обозначения величин h_k , рассчитанных по формуле (50) при работе струга в режиме $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузами перед реверсом, и соответствующие им обозначения и численные значения величин S_k приведены в табл. 23. Значения v_c и v_k для этого расчета берутся из табл. 20.

3.4. Определение толщины стружки для расчета производительности струговой установки УСТ2А при $v_c < v_k$

При челноковой работе струга толщина стружки h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h'_c, & \text{если } \varphi_N^{i*} h'_c \leq 0,5 (h'_{k,v} + h'_{k,n}); \\ \frac{0,5}{\varphi_N^{i*}} (h'_{k,v} + h'_{k,n}), & \text{если } H_c'' \geq (m-0,2) \text{ и } \varphi_N^{i*} h'_c > 0,5 (h'_{k,v} + h'_{k,n}); \\ h''_c, & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_N^{ii*} h''_c \leq 0,5 (h''_{k,v} + h''_{k,n}); \\ \frac{0,5}{\varphi_N^{ii*}} (h''_{k,v} + h''_{k,n}), & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_N^{ii*} h''_c > 0,5 (h''_{k,v} + h''_{k,n}). \end{cases}$$

В этой формуле φ_N — коэффициент неравномерности отдаленки угля от забоя при работе струга; обозначается соответственно эм-соте струга: φ_N^i при H_c^i , φ_N^{ii} при H_c^{ii} и т.д.; определяется по формуле

$$\varphi_N = 1 + \frac{(m - H_c) k_p}{m}, \quad (55)$$

где k_p — коэффициент, учитывающий влияние режима работы струга; для режимов $v_c < v_k$ и $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузой перед реверсом $k_p = 1$ и φ_N обозначается $\varphi_N^i, \varphi_N^{ii*}$ и φ_N^{iii*} ; для режима $v_c \approx 3 v_k$ $k_p = 0,66$ и φ_N обозначается $\varphi_N^i, \varphi_N^{ii}$ и φ_N^{iii} .

При односторонней работе струга $h'_{k,n}$ и $h''_{k,n}$ принимаются равными соответственно $h'_{k,v}$ и $h''_{k,v}$.

Производительность струговой установки q при челноковой работе струга рассчитывается по формуле (47).

3.5. Определение толщины стружки для расчета производительности струговой установки ЛУСВ87

при $v_c < v_k$

При челноковой работе струга толщина стружки h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h'_c, & \text{если } \varphi_N^{i*} h'_c \leq 0,5 (h'_{k,v} + h'_{k,n}); \\ \frac{0,5}{\varphi_N^{i*}} (h'_{k,v} + h'_{k,n}), & \text{если } \varphi_N^{i*} h'_c > 0,5 (h'_{k,v} + h'_{k,n}). \end{cases}$$

При односторонней работе струга $h'_{k,n}$ принимается равным $h'_{k,v}$. Производительность струговой установки q при челноковой работе струга рассчитывается по формуле (47).

3.6. Определение толщины стружки для расчета производительности струговых установок С075 и СН75 при вынимаемой мощности пласта $m \leq 0,85$ м и $v_c < v_k$

При челноковой работе струга, $m \leq 0,85$ м и $v_c < v_k$ толщина стружки h струговых установок С075 и СН75 определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h'_c, & \text{если } \varphi_N^{i*} h'_c \leq 0,5 (h^{o'}_{k,v} + h^{o'}_{k,n}); \\ \frac{0,5}{\varphi_N^{i*}} (h^{o'}_{k,v} + h^{o'}_{k,n}), & \text{если } H_c'' \geq (m-0,2) \text{ и } \varphi_N^{i*} h'_c > 0,5 (h^{o'}_{k,v} + h^{o'}_{k,n}); \\ h''_c, & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_N^{ii*} h''_c \leq 0,5 (h^{o''}_{k,v} + h^{o''}_{k,n}); \\ \frac{0,5}{\varphi_N^{ii*}} (h^{o''}_{k,v} + h^{o''}_{k,n}), & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_N^{ii*} h''_c > 0,5 (h^{o''}_{k,v} + h^{o''}_{k,n}). \end{cases} \quad (56)$$

При односторонней работе струга $h^{o'}_{k,n}$ и $h^{o''}_{k,n}$ принимаются равными соответственно $h^{o'}_{k,v}$ и $h^{o''}_{k,v}$.

После определения h по формуле (56) при $v_c < v_k$ и расчета производительности струговой установки q по формуле (47) производится определение h , режима работы и производительности струговой установки q при $v_c > v_k$ согласно указаниям в разделе 3.9. Затем производительность струговой установки q , рассчитанная при $v_c > v_k$, сравнивается с производительностью q , рассчитанной при $v_c < v_k$. По большему значению q устанавливаются оптимальные h , H_c и режим работы струговой установки.

3.7. Определение толщины стружки для расчета производительности струговых установок УСВ, УСТ2М, С075 и СН75 при $v_c < v_k$

Толщина стружки h при $v_c < v_k$ струговых установок УСВ и УСТ2М для всей области их применения по вынимаемой мощности пласта m и струговых установок С075 и СН75 для области $m > 0,85$ м при челноковой работе струга определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h'_c, & \text{если } \varphi_H^{i*} h'_c \leq 0,5(h'_{к.в} + h'_{к.п}); \\ \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h'_{к.в} + h'_{к.п}), & \text{если } H_c'' \geq (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h'_c > 0,5(h'_{к.в} + h'_{к.п}); \\ h''_c, & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h''_c \leq 0,5(h''_{к.в} + h''_{к.п}); \\ \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h''_{к.в} + h''_{к.п}), & \text{если } H_c'' < (m-0,2), H_c'' \geq (m-0,2) \\ & \text{и } \varphi_H^{i*} h''_c > 0,5(h''_{к.в} + h''_{к.п}); \\ h'''_c, & \text{если } H_c''' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h'''_c \leq 0,5(h'''_{к.в} + h'''_{к.п}); \\ \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h'''_{к.в} + h'''_{к.п}), & \text{если } H_c''' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h'''_c > 0,5(h'''_{к.в} + h'''_{к.п}). \end{cases} \quad (57)$$

Для определения h по формуле (57) при односторонней работе струга $h'_{к.п}$, $h''_{к.п}$ и $h'''_{к.п}$ принимаются равными соответственно $h'_{к.в}$, $h''_{к.в}$ и $h'''_{к.в}$.

После определения h по формуле (57) при $v_c < v_k$ и расчета производительности струговой установки q по формуле (47) производится определение h , режима работы и производительности струговой установки q при $v_c > v_k$ согласно указаниям в разделе 3.8 при струговой установке УСВ или УСТ2М или разделе 3.9 при струговой установке С075 и СН75. Затем производительность струговой установки q , рассчитанная при $v_c > v_k$, сравнивается с производительностью q , рассчитанной при $v_c < v_k$. По большему значению q устанавливаются оптимальные h , H_c и режим работы струговой установки.

3.8. Определение толщины стружки и режима работы для расчета производительности струговых установок УСВ и УСТ2М при $v_c > v_k$

Если $\varphi_H^{i*} h'_c \leq 0,5(h'_{к.в} + h'_{к.п})$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_c \approx 3v_k$, то расчетная толщина стружки h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h'_c, & \text{если } \varphi_H^i h'_c \leq h'_k; \\ h'_k \frac{1}{\varphi_H^i}, & \text{если } \varphi_H^i h'_c > h'_k \text{ и } H_c'' \geq (m-0,2), 0,66h'_c < h'_k \frac{1}{\varphi_H^i} \\ & \text{или } H_c'' < (m-0,2), \max(h'_c, 0,66h'_c) < h'_k \frac{1}{\varphi_H^i}; \\ h''_c, & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{ii} h''_c \leq h''_k; \\ h''_k \frac{1}{\varphi_H^{ii}}, & \text{если } \varphi_H^{ii} h''_c > h''_k \text{ и } H_c'' < (m-0,2), H_c''' \geq (m-0,2), 0,66h''_c < h''_k \frac{1}{\varphi_H^{ii}} \\ & \text{или } H_c'' < (m-0,2), \max(h''_c, 0,66h''_c) < h''_k \frac{1}{\varphi_H^{ii}}; \\ h'''_c, & \text{если } H_c''' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{iii} h'''_c \leq h'''_k; \\ h'''_k \frac{1}{\varphi_H^{iii}}, & \text{если } H_c''' < (m-0,2) \text{ и } 0,66h'''_c < h'''_k \frac{1}{\varphi_H^{iii}} < h'''_k. \end{cases} \quad (58)$$

Если при односторонней работе струга $\varphi_H^{i*} h'_c \leq h'_{к.в}$ и целесообразен режим $v_c \approx 3v_k$, то h определяется по формуле (58), так же как при челноковой работе струга.

Если $\varphi_H^{i*} h'_c \leq 0,5(h'_{к.в} + h'_{к.п})$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_k \leq v_c < 2v_k$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера, то h определяется по формуле

$$h = h'_c, \text{ если } H_c'' \geq (m-0,2) \text{ и } 0,66h'_c \geq h'_k \frac{1}{\varphi_H^i}; \quad (59)$$

если $H_c'' < (m-0,2)$ и $h''_c < h'_k \frac{1}{\varphi_H^i} \leq 0,66h'_c$ и или $h'_k \frac{1}{\varphi_H^i} < h''_c < 0,66h'_c$;
 если $H_c'' < (m-0,2)$, $H_c''' \geq (m-0,2)$ и $0,66h'_c \geq h''_k \frac{1}{\varphi_H^{ii}}$;
 если $H_c''' < (m-0,2)$ и $h'''_c < h''_k \frac{1}{\varphi_H^{ii}} \leq 0,66h'_c$ и или $h''_k \frac{1}{\varphi_H^{ii}} < h'''_c < 0,66h'_c$;
 если $H_c''' < (m-0,2)$ и $0,66h'_c \geq h'''_k \frac{1}{\varphi_H^{iii}} > h'''_c$
 или $0,66h'_c \geq h'''_c > h'''_k \frac{1}{\varphi_H^{iii}}$;
 или $h'''_c > 0,66h'_c \geq h'''_k \frac{1}{\varphi_H^{iii}}$.

Если при односторонней работе струга $\varphi_H^{i*} h'_c \leq h'_c$ и целесообразен режим $v_k \leq v_c < 2v_k$, то h определяется по формуле (59), так же как при челноковой работе струга.

Определение толщины стружки h и режима работы струговой установки по формулам (58) и (59) должно производиться в следующем порядке.

Если неравенству первой строки формулы (58) величины h_c и h_k не соответствуют, то проверяется, соответствуют ли они, а также величина H_c неравенствам второй строки этой формулы. Если да, то определение закончено. Если нет, то возможны два пути определения. Первый путь: если величины H_c , h_c и h_k соответствуют только первому и второму неравенствам второй строки формулы (58), то определение производится по неравенствам первой строки формулы (59); второй: если несоответствие имеет место во втором неравенстве второй строки формулы (58), то проверяется, соответствуют ли величины h_c и h_k второму неравенству третьей строки формулы (58). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и h_k неравенствам второй строки формулы (59). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и h_k второму неравенству четвертой строки формулы (58). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли они неравенствам пятой строки формулы (58). Если да, то определение закончено. Если нет, то возмож-

ны два пути определения. Первый путь: если величины h_c , h_c' и h_k соответствуют только первому, второму и третьему неравенствам пятой строки формулы (58), то определение производится по неравенствам третьей строки формулы (59). Второй путь: если несоответствие имеет место в третьем неравенстве пятой строки формулы (58), то проверяется, соответствуют ли величины h_c и h_k второму неравенству шестой строки формулы (58). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и h_k неравенствам четвертой строки формулы (59). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и h_k второму неравенству седьмой строки формулы (58). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли они второму неравенству восьмой строки формулы (58). Если да, то определение закончено. Если нет, то определение производится по неравенствам пятой, шестой или седьмой строки формулы (59).

Если $\varphi_H^{i*} h_c^i > 0,5(h_{k.v}^i + h_{k.n}^i)$, то целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера, и h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h_{k.v}^i + h_{k.n}^i), & \text{если } H_c'' \geq (m - 0,2); \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m - 0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h_c'' \leq 0,5(h_{k.v}^i + h_{k.n}^i); \\ \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h_{k.v}^i + h_{k.n}^i), & \text{если } H_c'' < (m - 0,2), H_c''' \geq (m - 0,2) \\ & \text{и } \varphi_H^{i*} h_c'' > 0,5(h_{k.v}^i + h_{k.n}^i); \\ h_c''', & \text{если } H_c''' < (m - 0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h_c''' \leq 0,5(h_{k.v}^i + h_{k.n}^i); \\ \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h_{k.v}^i + h_{k.n}^i), & \text{если } H_c''' < (m - 0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h_c''' > 0,5(h_{k.v}^i + h_{k.n}^i). \end{cases} \quad (60)$$

Если при односторонней работе струга $\varphi_H^{i*} h_c^i > h_{k.v}^i$, то целесообразен режим $v_k \leq v_c < 2 v_k$, и h определяется по формуле (60), в которой $h_{k.v}^i$, $h_{k.n}^i$, $h_{k.n}^i$ принимаются равными соответственно $h_{k.v}^i$, $h_{k.v}^i$, $h_{k.v}^i$.

В формулах (58) и (59) коэффициент 0,66 дан для случая применения струговой установки УСВ. При эксплуатации струговой установки УСТ2М вместо коэффициента 0,66 принимается коэффициент 0,71.

При челноковой работе струга h определяется по формуле (58), при этом q рассчитывается по формуле (47); при определении h по формуле (59) или (60) q рассчитывается по формуле (48).

3.9. Определение толщины стружки и режима работы для расчета производительности струговых установок СС75 и СН75 при $v_c > v_k$

Если $m \leq 0,85$ м, $\varphi_H^{i*} h_c^i \leq 0,5(h_{k.v}^i + h_{k.n}^i)$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_c \approx 3 v_k$, то толщина стружки h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h_c^i, & \text{если } \varphi_H^i h_c^i \leq h_k^{o'}; \\ h_k^{o'} \frac{1}{\varphi_H^i}, & \text{если } \varphi_H^i h_c^i > h_k^{o'} \text{ и } H_c'' \geq (m - 0,2), 0,8 h_c^i < h_k^{o'} \frac{1}{\varphi_H^i} \\ & \text{или } H_c'' < (m - 0,2), \max(h_c''; 0,8 h_c^i) < h_k^{o'} \frac{1}{\varphi_H^i}; \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m - 0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h_c'' \leq h_k^{o''}; \\ h_k^{o''} \frac{1}{\varphi_H^{i*}}, & \text{если } H_c'' < (m - 0,2) \text{ и } 0,8 h_c^i < h_k^{o''} \frac{1}{\varphi_H^{i*}} < h_c''. \end{cases} \quad (61)$$

Если при односторонней работе струга $m \leq 0,85$ м, $\varphi_H^{i*} h_c^i \leq h_{k.v}^i$ и целесообразен режим $v_c \approx 3 v_k$, то h определяется по формуле (61), так же как при челноковой работе струга.

Если $m \leq 0,85$ м, $\varphi_H^{i*} h_c^i \leq 0,5(h_{k.v}^i + h_{k.n}^i)$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера, то h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h_c^i, & \text{если } H_c'' \geq (m - 0,2) \text{ и } 0,8 h_c^i \geq h_k^{o'} \frac{1}{\varphi_H^i}; \\ & \text{если } H_c'' < (m - 0,2) \text{ и } h_c'' < h_k^{o'} \frac{1}{\varphi_H^i} \leq 0,8 h_c^i \text{ или } h_k^{o'} \frac{1}{\varphi_H^i} < h_c'' < 0,8 h_c^i; \\ & \text{если } H_c'' < (m - 0,2) \text{ и } 0,8 h_c^i \geq h_k^{o''} \frac{1}{\varphi_H^{i*}} > h_c'' \\ & \text{или } 0,8 h_c^i \geq h_k^{o''} \frac{1}{\varphi_H^{i*}} > h_c'' \\ & \text{или } h_c'' > 0,8 h_c^i \geq h_k^{o''} \frac{1}{\varphi_H^{i*}}. \end{cases} \quad (62)$$

Если при односторонней работе струга $m \leq 0,85$ м, $\varphi_H^{i*} h_c^i \leq h_{k.v}^i$ и целесообразен режим $v_k \leq v_c < 2 v_k$, то h определяется по формуле (62), так же как при челноковой работе.

Определение толщины стружки h и режима работы струговой установки по формулам (61) и (62) должно производиться в следующем порядке.

Если неравенству первой строки формулы (61) величины h_c и h_k не соответствуют, то проверяется, соответствуют ли они, а также величина H_c неравенствам второй строки формулы (61). Если да, то определение закончено. Если нет, то возможны два пути определения. Первый путь: если величины H_c , h_c и h_k соответствуют только первому и второму неравенствам второй строки формулы (61), то определение производится по неравенствам первой строки формулы (62). Второй путь: если несоответствие имеет

место во втором неравенстве второй строки формулы (61), то проверяется, соответствуют ли величины h_c и h_k второму неравенству третьей строки формулы (61). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и h_k неравенствам второй строки формулы (62). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и h_k второму неравенству четвертой строки формулы (61). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и h_k неравенствам пятой строки формулы (61). Если да, то определение закончено. Если нет, то определение производится по неравенствам третьей, четвертой или пятой строки формулы (62).

Если $m \leq 0,85$ м и $\varphi_H^{i*} h_c^i > 0,5 (h_{к.в}^{o'} + h_{к.п}^{o'})$, то целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера. В этом случае h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h_{к.в}^{o'} + h_{к.п}^{o'}), & \text{если } H_c'' \geq (m-0,2); \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h_c'' \leq 0,5 (h_{к.в}^{o''} + h_{к.п}^{o''}); \\ \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h_{к.в}^{o''} + h_{к.п}^{o''}), & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h_c'' > 0,5 (h_{к.в}^{o''} + h_{к.п}^{o''}). \end{cases} \quad (63)$$

Если при односторонней работе струга $m \leq 0,85$ м и $\varphi_H^{i*} h_c^i > h_{к.в}^{o'}$, то целесообразен режим $v_k \leq v_c < 2 v_k$, и h определяется по формуле (63), в которой $h_{к.п}^{o'}$ и $h_{к.п}^{o''}$ принимаются равными соответственно $h_{к.в}^{o'}$ и $h_{к.в}^{o''}$.

Если $m > 0,85$ м, $\varphi_H^{i*} h_c^i \leq 0,5 (h_{к.в}^i + h_{к.п}^i)$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_c \approx 3 v_k$, то h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h_c^i, & \text{если } \varphi_H^i h_c^i \leq h_k^i; \\ h_k^i \frac{1}{\varphi_H^i}, & \text{если } \varphi_H^i h_c^i > h_k^i \text{ и } H_c'' \geq (m-0,2), 0,8 h_c^i < h_k^i \frac{1}{\varphi_H^i}; \\ & \text{или } H_c'' < (m-0,2), \max(h_c^i; 0,8 h_c^i) < h_k^i \frac{1}{\varphi_H^i}; \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H'' h_c'' \leq h_k''; \\ h_k'' \frac{1}{\varphi_H''}, & \text{если } \varphi_H'' h_c'' > h_k'' \text{ и } H_c'' < (m-0,2); H_c''' \geq (m-0,2); 0,8 h_c^i < h_k'' \frac{1}{\varphi_H''}; \\ & \text{или } H_c'' < (m-0,2); \max(h_c''; 0,8 h_c^i) < h_k'' \frac{1}{\varphi_H''}; \\ h_c''', & \text{если } H_c''' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H''' h_c''' \leq h_k'''; \\ h_k''' \frac{1}{\varphi_H'''}, & \text{если } H_c''' < (m-0,2) \text{ и } 0,8 h_c^i < h_k''' \frac{1}{\varphi_H'''} < h_c'''. \end{cases} \quad (64)$$

Если при односторонней работе струга $m > 0,85$ м, $\varphi_H^{i*} h_c^i \leq h_{к.в}^i$ и целесообразен режим $v_c \approx 3 v_k$, то h определяется по формуле (64), так же как при челноковой работе струга.

Если $m > 0,85$ м, $\varphi_H^{i*} h_c^i \leq 0,5 (h_{к.в}^i + h_{к.п}^i)$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера, то h определяется по формуле

$$h = h^i, \text{ если } H_c'' \geq (m-0,2) \text{ и } 0,8 h_c^i \geq h_k^i \frac{1}{\varphi_H^i}; \quad (65)$$

если $H_c'' < (m-0,2)$ и $h_c'' < h_k^i \frac{1}{\varphi_H^i} \leq 0,8 h_c^i$ или $h_k^i \frac{1}{\varphi_H^i} < h_c'' < 0,8 h_c^i$;

если $H_c'' < (m-0,2)$, $H_c''' \geq (m-0,2)$ и $0,8 h_c^i \geq h_k'' \frac{1}{\varphi_H''}$;

если $H_c'' < (m-0,2)$ и $h_c''' < h_k'' \frac{1}{\varphi_H''} \leq 0,8 h_c^i$ или $h_k'' \frac{1}{\varphi_H''} < h_c''' < 0,8 h_c^i$;

если $H_c'' < (m-0,2)$ и $0,8 h_c^i \geq h_k''' \frac{1}{\varphi_H'''} > h_c'''$

или $0,8 h_c^i \geq h_c''' > h_k''' \frac{1}{\varphi_H'''}$;

или $h_c''' > 0,8 h_c^i \geq h_k''' \frac{1}{\varphi_H'''}$.

Если при односторонней работе струга $m > 0,85$ м, $\varphi_H^{i*} h_c^i \leq h_{к.в}^i$ и целесообразен режим $v_k \leq v_c < 2 v_k$, то h определяется по формуле (65), так же как при челноковой работе струга.

Определение толщины стружки h и режима работы струговой установки по формулам (64) и (65) должно производиться в таком же порядке, как определение по формулам (58) и (59) (см. раздел 3.8).

Если $m > 0,85$ м и $\varphi_H^{i*} h_c^i > 0,5 (h_{к.в}^i + h_{к.п}^i)$, то целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера. При этом h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h_{к.в}^i + h_{к.п}^i), & \text{если } H_c'' \geq (m-0,2); \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h_c'' \leq 0,5 (h_{к.в}^i + h_{к.п}^i); \\ \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h_{к.в}^i + h_{к.п}^i), & \text{если } H_c'' < (m-0,2), H_c''' \geq (m-0,2) \text{ и} \\ & \varphi_H^{i*} h_c'' > 0,5 (h_{к.в}^i + h_{к.п}^i); \\ h_c''', & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h_c''' \leq 0,5 (h_{к.в}^i + h_{к.п}^i); \\ \frac{0,5}{\varphi_H^{i*}} (h_{к.в}^i + h_{к.п}^i), & \text{если } H_c'' < (m-0,2) \text{ и } \varphi_H^{i*} h_c''' > 0,5 (h_{к.в}^i + h_{к.п}^i). \end{cases} \quad (66)$$

Если при односторонней работе струга $m > 0,85$ м и $\varphi_H^{i*} h_c^i > h_{к.в}^i$, то целесообразен режим $v_k \leq v_c < 2 v_k$. В этом случае h определяется по формуле (66), в которой $h_{к.п}^i$, $h_{к.п}^i$ и $h_{к.п}^i$ принимаются равными соответственно $h_{к.в}^i$, $h_{к.в}^i$ и $h_{к.в}^i$.

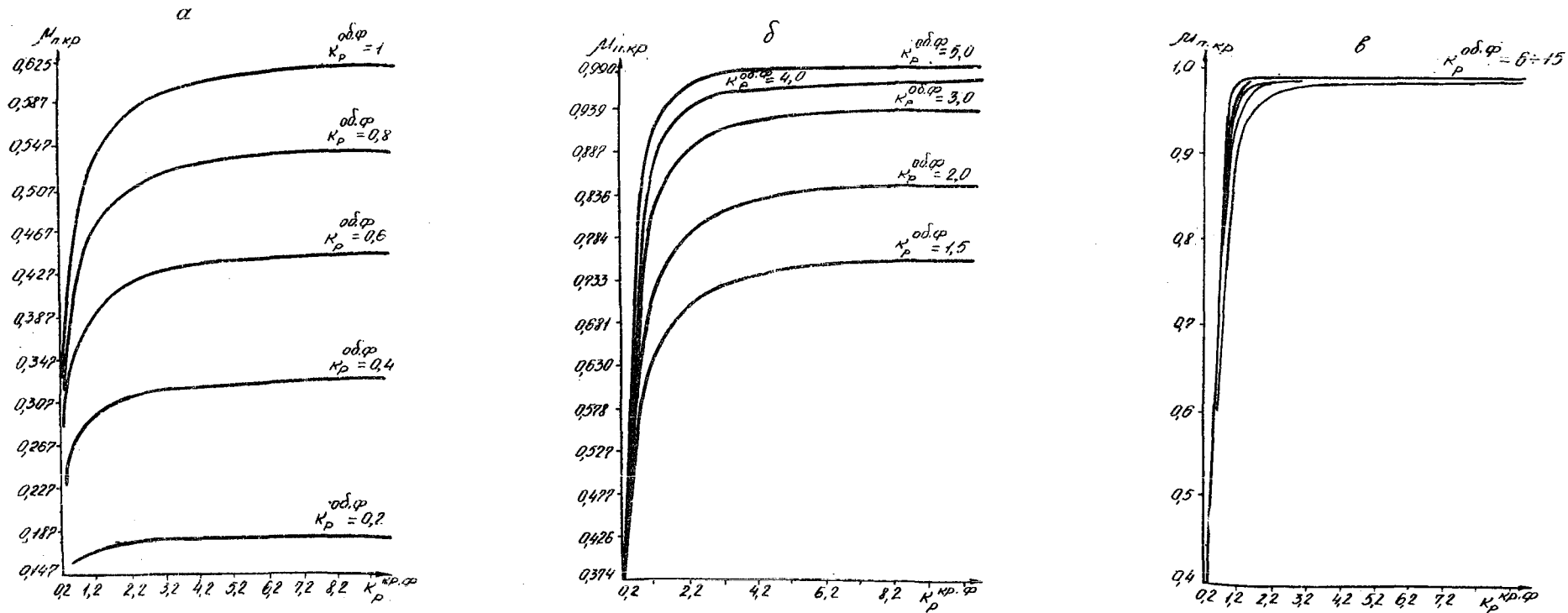


Рис. 15. Зависимость коэффициента готовности очистного забоя по процессу крепления кровли $\mu_{п.кр}$ от коэффициента резерва скорости передвижки фронта крепи за подвиганием забоя $K_{р.кр.ф}$ и коэффициента резерва фронтального обнажения кровли $K_{р.об.ф}$:

α - при $K_{р.об.ф}$, равном 0,2; 0,4; 0,6; 0,8; 1,0; β - при $K_{р.об.ф}$, равном 1,5; 2,0; 3,0; 4,0; 5,0; γ - при $K_{р.об.ф}$, равном 6,0 ÷ 15,0

При челноковой работе струга h определяется по формуле (61) или (64); при этом q рассчитывается по формуле (47), а при определении h по формулам (62), (63), (65) или (66) - по формуле (48).

3.10. Расчет сменного коэффициента машинного времени

Сменный коэффициент машинного времени K_M определяется, как и при комбайновой выемке, по формуле (24) или по графику рис. 5.

Входящий в формулу (24) коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов μ_I рассчитывается по формуле

$$\mu_I = \frac{1}{\frac{1}{\mu_I^*} + \frac{1}{\mu_{п.кр}} - 1}, \quad (67)$$

где μ_I^* - коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов без учета ограничений, обусловленных процессом крепления кровли, совмещенным с очистной выемкой;

$\mu_{п.кр}$ - коэффициент готовности очистного забоя по процессу крепления кровли, совмещенному с очистной выемкой.

Коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов μ_{II} , так же, как при комбайновой выемке (см. раздел I.9), рассчитывается по формуле (29) с учетом норматива времени на подготовительно-заключительные операции $T_{п.з} = 25$ мин.

Коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов без учета ограничений, обусловленных процессом крепления кровли, совмещенным с очистной выемкой, определяется по формуле

$$\mu_I^* = \frac{1}{1 + q \frac{T_{т.п}}{A_n} + \left(\frac{1}{\mu_{с.у}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{кр}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{к.у}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{ч.б}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{о.п}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{п.п}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{п.р}} - 1\right) + q \left(1 - \frac{v_c}{m}\right) t_{др} + (n_y - 1) \frac{20}{h V_c}} \quad (68)$$

Входящая в формулу (68) суммарная длительность всех периодически повторяющихся технологических перерывов $T_{т.п}$ (минут на I м подвигания очистного забоя) определяется по формуле

$$T_{т.п} = \frac{t_{р.с} n_y}{h} + T'_{т.п} + T''_{т.п} + T'''_{т.п}, \quad (69)$$

где $t_{р.с}$ - затраты времени на реверс струга, мин; при челноковой работе струга в режимах $v_c < v_k$ и $v_c \approx 3 v_k$ $t_{р.с} = 0,07$ мин; при челноковой работе струга в режиме $v_k \leq v_c < 2 v_k$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера $t_{р.с}$ принимается равным нулю, так как реверс производится в период паузы, длительность которой, учтенная формулой (48), больше $t_{р.с}$;

$T'_{т.п}$ - удельная суммарная длительность технологических перерывов, зависящих от конструкции струговой установки, горнотехнических и организационно-технических факторов, за исключением перерывов для крепления и посадки кровли, мин/м; указывается в исходных данных для расчета, определяется по формуле

$$T'_{т.п} = \sum_{i=1}^n \frac{T_i}{l} = \frac{T_1}{l_1} + \frac{T_2}{l_2} + \dots + \frac{T_n}{l_n},$$

T_1, T_2, \dots, T_n - длительность отдельных технологических перерывов, мин;

l_1, l_2, \dots, l_n - подвигание очистного забоя, после которого повторяется соответствующий технологический перерыв, м.

Пределы величин T_1, T_2, \dots, T_n и l_1, l_2, \dots, l_n при эксплуатации различных струговых установок принимаются по данным табл. 14.24 или по результатам хронометражных наблюдений;

$T''_{т.п}$ - технологический перерыв, связанный с креплением кровли (передвижкой механизированной крепи, установкой индивидуальной призабойной крепи), мин/м. При совмещении процесса крепления кровли с работой струговой установки $T''_{т.п} = 0$, при несовмещении

$$T''_{т.п} = \frac{1}{v_{кр.ф}},$$

$v_{кр.ф}$ - средняя скорость передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя, м/мин; определяется для забоев с механизированной крепью по формуле (76), для забоев с индивидуальной крепью - по формуле (77);

$T'''_{т.п}$ - технологический перерыв, связанный с посадкой кровли, м/мин; при механизированной крепи $T'''_{т.п} = 0$; при индивидуальной крепи определяется по формуле

$$T'''_{т.п} = \frac{T_{п.кр}}{l_{п.кр}},$$

$T_{п.кр}$ - затраты времени на посадку кровли, не совмещенную с работой струговой установки, мин; определяются согласно графику организации труда и плану работы и указываются в исходных данных к расчету;

$l_{п.кр}$ - шаг посадки (шаг подвигания забоя, после которого производится передвижка посадочных стоек), м; указывается в исходных данных.

Добыча из очистного забоя при его подвигании на I м (в тоннах) определяется по формуле

$$A_n = m \gamma l_n.$$

Входящие в формулу (68) коэффициенты готовности струговой установки $\mu_{с.у}$ и механизированной крепи $\mu_{кр}$ в конкретных условиях эксплуатации определяются по формулам

$$\mu_{с.у} = \mu_{с.у}^* (1 + 0,01 i_0^{с.у}) (1 + 0,01 \sum_{j=1}^5 i_j^{с.у}); \quad (70)$$

$$\mu_{кр} = \mu_{кр}^* (1 + 0,01 i_0^{кр}) (1 + 0,01 \sum_{j=1}^5 i_j^{кр}). \quad (71)$$

Таблица 24

Периодически повторяющиеся технологические перерывы	Отношение длительности технологического перерыва к шагу его повторения за продвижением забоя, мин/м										
	Обозначение	Численные значения для струговой установки								УСТМ	
		УСТА	ЛУСБ67	СО75	СН75	УСВ в исполнении					
I	2	3	4	5	6	УСВ.00.000.00	УСВ.00.000.01	УСВ.00.000.02	УСВ.00.000.03	10	II
Передвижка приводной станции: натяжной	T_1	0-5,0	0-2,5	0-2,0	0-2,0	0-2,0	0-2,5	0-2,5	0-2,5	0-2,5	0-5,0
	l_1	0,60	0,60	0,60	0,60	0,60	0,47	0,47	0,47	0,47	0,60
разгрузочной	T_2	0-5,0	0-2,5	0-2,0	0-2,0	0-2,0	0-2,5	0-2,5	0-2,0	0-2,5	0-2,0
	l_2	0,60	0,60	0,60	0,60	0,60	0,47	0,60	0,47	0,47	0,60
Передвижка опорной балки или крёпёй приводной станции: натяжной	T_3	-	II,0	3,5	3,5	3,5	2,5	2,5	2,5	2,5	-
	l_3	-	I,75	I,20	I,20	I,20	0,47	0,47	0,47	0,47	-
разгрузочной	T_4	II,0	II,0	3,5	3,5	3,5	2,5	3,5	2,5	2,5	3,5
	l_4	2,40	I,75	I,20	I,20	I,20	0,47	I,20	0,47	0,47	I,20
Передвижка удерживающего устройства в лаве	T_5	II,0	-	-	-	-	-	-	5,0	II,0	II,0
	l_5	I,80	-	-	-	-	-	-	0,47	I,80	I,80
Перемещение крепи сопряжения: механизированной в конвейерной выработке	T_6	-	-	0-8,0	0-8,0	0-8,0	-	0-8,0	-	0-8,0	0-8,0
	l_6	-	-	0,80	0,80	0,80	-	0,80	-	0,80	0,80
в вентиляционной "	T_7	-	-	0-10,0	0-10,0	0-10,0	-	-	-	-	-
	l_7	-	-	0,80	0,80	0,80	-	-	-	-	-
индивидуальной в конвейерной выработке	T_8	8,0-12,0	8,0-12,0	8,0-12,0	8,0-12,0	8,0-12,0	8,0-12,0	8,0-12,0	8,0-12,0	8,0-12,0	8,0-12,0
	l_8	0,80-1,20	0,80-1,20	0,80-1,20	0,80-1,20	0,80-1,20	0,80-1,20	0,80-1,20	0,80-1,20	0,80-1,20	0,80-1,20
в вентиляционной "	T_9	-	-	2,5-12,5	2,5-12,5	2,5-12,5	-	-	-	-	-
	l_9	-	-	0,80-1,00	0,80-1,00	0,80-1,00	-	-	-	-	-
Зарядные и взрывание в кнне: у конвейерной выработки	T_{10}	15,0	15,0	0-12,0	0-12,0	0-12,0	15,0	0-12,0	15,0	0-12,0	0-12,0
	l_{10}	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80
у вентиляционной "	T_{11}	15,0	15,0	0-12,0	0-12,0	0-12,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
	l_{11}	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80	1,80

Таблица 25

Струговой комплекс	Крепь комплекса	Схема расположения секций в комплексах крепи	Схема передвижки секций крепи	Отношение шага подвигания очистного забоя $t_{ш.з.}$ после которого повторяется передвижка крепи (μ), к шагу передвижки секций крепи $t_{ш.с.}$, м	Струговая установка комплекса	Коэффициент готовности струговой установки $\mu_{г.у.}$	Минимальное расстояние от забоя до перекрытия A_n , м	Максимальная ширина призабойного пространства, поддерживаемого крепью, B_{max} , м (в числителе - при шахматной, в знаменателе - при линейной схеме передвижки секций крепи)
К1МКС	1МКС	Шахматная Линейная	Шахматная Линейная	0,65/1,30 0,65/0,65	ГУСБ67	0,75	0,260	4,530/3,880
					СО75	0,75	0,200	4,470/3,820
					СН75	0,75	0,380	4,650/4,000
					УСВ	0,80	0,290	4,560/3,910
К1МКС	МКСУ	Шахматная Линейная	Шахматная Линейная	0,65/1,30 0,65/0,65	ГУСБ67	0,75	0,260	4,810/4,160
					СО75	0,75	0,200	4,750/4,100
					СН75	0,75	0,380	4,930/4,280
					УСВ	0,80	0,290	4,840/4,190
К1М97Д	1МК97Д	Линейная Линейная	Шахматная Линейная	0,40/0,80 0,80/0,80	УСТ2А	0,70	0,200/0,200 ^{xx)}	4,160/4,160
					УСТ2М	0,70	0,200/0,200	4,160/4,160
					ГУСБ67	0,75	0,270/0,200	4,230/4,160
					СО75	0,75	0,210/0,200	4,170/4,160
					СН75	0,75	0,400/0,200	4,360/4,160
					УСВ	0,80	0,270/0,200	4,230/4,160
К1МС98	МКС98	Линейная Линейная	Шахматная Линейная	0,40/0,80 0,80/0,80	УСТ2М	0,70	0,200	4,420/4,420
					ГУСБ67	0,75	0,200	4,430/4,420
					СО75	0,75	0,200	4,420/4,420
					СН75	0,75	0,200	4,560/4,420
					УСВ	0,80	0,200	4,430/4,420
К1ТСЧ	ЗМКС	Шахматная Линейная	Шахматная Линейная	0,50/1,00 0,50/0,50	СО75	0,75	0,200	4,150/3,650
					СН75	0,75	0,400	4,350/3,850
					УСВ	0,80	0,310	4,260/3,760
					УСТ2М	0,70	0,200	4,150/3,650

x) Проектный коэффициент готовности струговых установок указан в соответствии с техническими заданиями на эти установки.

xx) В числителе - при шахматной, в знаменателе - при линейной схеме передвижки секций механизированной крепи.

Порядковый номер фактора	Фактор, влияющий на надежность струговой установки или механизированной крепи	Пределы влияния факторов	Формулы для определения изменения коэффициентов готовности струговой установки $\mu_{с.у}^*$ и механизированной крепи $\mu_{кр}^*$ под влиянием факторов $i_{с.у}$ и $i_{кр}$, + %
1	2	3	4
0	Отклонение от проектного уровня коэффициента готовности, %:		
	струговой установки	$\mu_{с.у}^* + 0,01 \alpha_{с.у}$	$i_{с.у} = + \alpha_{с.у}$
	механизированной крепи	$\mu_{кр}^* + 0,01 \alpha_{кр}$	$i_{кр} = + \alpha_{кр}$
1	Длина очистного забоя, м	50-300	$i_{с.у} = -0,04 (\ell_n - 150)$ $i_{кр} = -0,02 (\ell_n - 150)$
2	Угол падения пласта, град:		
	при работе по простиранию	0-35	$i_{с.у} = + \frac{\alpha \ell_n}{1500}$
		0-6	При применении крепи ГМКС, ГМК97Д, МКС98
		6-20	$i_{кр} = 0$
			$i_{кр} = \frac{m(\alpha - \theta)}{6,0}$
		0-20	При применении крепи МКСУ, ЗМКС
		20-35	$i_{кр} = 0$
			$i_{кр} = - \frac{m(\alpha - 20)}{8,4}$
	при работе по восстанию (падению)	-	$i_{с.у} = 0$
		-	$i_{кр} = 0$
3	Гипсометрия пласта:		
	волнистая при длине очистного забоя, м	50-300	$i_{с.у} = -0,032 (\ell_n - 50)$
	волнистая при мощности пласта, м	0,6-1,8	$i_{кр} = -0,012 \frac{\ell_n}{m}$
		$\geq 1,8$	$i_{кр} = -0,066 \ell_n$
	спокойная		$i_{с.у} = 0$
			$i_{кр} = 0$

1	2	3	4
4	<p>Зенитованность тяговых органов, направляющих и других узлов, обусловленная физико-механическими свойствами штыба, образующегося при выемке угольного пласта:</p> <p>струговой установки:</p> <p>легкая при длине очистного забоя, м</p> <p>средняя при длине очистного забоя, м</p> <p>тяжелая при длине очистного забоя, м</p> <p>механизированной крепи:</p> <p>ИМКС, МКСУ, ЗМКС</p> <p>легкая</p> <p>средняя</p> <p>тяжелая</p> <p>ИМК97Д и МКС98</p> <p>легкая, средняя, тяжелая</p>	<p>До 200</p> <p>200-300</p> <p>До 150</p> <p>150-300</p> <p>До 50</p> <p>50-300</p>	<p>$i_4^{c.y} = 0$</p> <p>$i_4^{c.y} = -0,166 (\ell_n - 200)$</p> <p>$i_4^{c.y} = 0$</p> <p>$i_4^{c.y} = -0,02 (\ell_n - 150)$</p> <p>$i_4^{c.y} = 0$</p> <p>$i_4^{c.y} = -0,03 (\ell_n - 150)$</p> <p>$i_4^{кр} = 0$</p> <p>$i_4^{кр} = -0,005 \ell_n$</p> <p>$i_4^{кр} = -0,01 \ell_n$</p> <p>$i_4^{кр} = 0$</p>
5	<p>Добыча или продолжительность эксплуатации:</p> <p>добыча струговой установкой, тыс. т</p> <p>продолжительность эксплуатации механизированной крепи, мес</p>	<p>Сверх $\alpha_p^{c.y} D_p^{c.y}$, где $\alpha_p^{c.y}$ - коэффициент, характеризующий ресурс работы струговой установки без отказов по причине износа; $D_p^{c.y}$ - ресурс струговой установки до капитального ремонта</p> <p>Сверх $\alpha_p^{кр} T_p^{кр}$, где $\alpha_p^{кр}$ - коэффициент, характеризующий ресурс работы крепи без отказов по причине износа; $T_p^{кр}$ - ресурс механизированной крепи до капитального ремонта</p>	<p>Если $(D_3^{c.y} - \alpha_p^{c.y} D_p^{c.y}) > 0$, $i_5^{c.y} = \alpha_{гр}^{c.y} (D_3^{c.y} - \alpha_p^{c.y} D_p^{c.y}) \frac{\ell_n}{300}$;</p> <p>если $(D_3^{c.y} - \alpha_p^{c.y} D_p^{c.y}) \leq 0$, $i_5^{c.y} = 0$,</p> <p>где $D_3^{c.y}$ - добыча с начала эксплуатации струговой установки новой или после капитального ремонта, тыс. т;</p> <p>$\alpha_{гр}^{c.y}$ - коэффициент, учитывающий влияние условий применения взрывчатых машин на снижение готовности струговой установки пропорционально увеличению добычи (табл. 14.27); для 1, 2 и 3 группы типовых условий значения $\alpha_{гр}^{c.y}$ приняты соответственно 0,04; 0,05; 0,06.</p> <p>Если $(T_3^{кр} - \alpha_p^{кр} T_p^{кр}) > 0$, $i_5^{кр} = -\alpha_y^{кр} (T_3^{кр} - \alpha_p^{кр} T_p^{кр}) \frac{\ell_n}{200}$;</p> <p>если $(T_3^{кр} - \alpha_p^{кр} T_p^{кр}) \leq 0$, $i_5^{кр} = 0$,</p> <p>где $T_3^{кр}$ - продолжительность эксплуатации механизированной крепи новой или после капитального ремонта, мес;</p> <p>$\alpha_y^{кр}$ - коэффициент, характеризующий условия эксплуатации крепи, влияющие на снижение ее готовности с увеличением продолжительности эксплуатации; для несложных и сложных условий принят соответственно 0,3 и 0,5</p>

при длине очистного забоя до 200 м, средней, если не вызывает существенных отказов в работе струговой установки при длине очистного забоя до 150 м, тяжелой, если существенные отказы струговой установки могут быть при длине очистного забоя 100 м и менее. Замыбованность, обусловленная неправильной эксплуатацией струговой установки, здесь не учитывается.

Т а б л и ц а 27

Группа типовых условий применения выемочных машин	Возможные средства выемки	Характеристика пластов по категориям разрушаемости, содержанию прослоек и твердых включений (S^* , %) и абразивности ρ , мг/см	Класс по расходу резцов
1	Все виды выемочных машин, включая струги, с высокой производительностью	Категории ВС и С со слабыми глинистыми прослойками и микровключениями, $\rho < 100$	1
	Преимущественно узкозахватные комбайны без ограничений производительности, струговые установки	Категория СК с прослойками углито-глинистых сланцев или раздробленными включениями при $S^* < 0,5$ и $\rho < 200$ Категория ВСК без прослоек и включений при $\rho < 100$ или категория СК с раздробленными включениями при $S^* < 1$ и $\rho < 200$	1-2 2-3
2	Комбайны с ограниченным уровнем производительности по динамической нагруженности и устойчивости и струговые установки	Категории СК и ВСК, но содержащие более крепкие прослойки или нераздробленные включения при S^* до 2,5 и $\rho < 200$	3
		Категория К без прослоек и включений при $\rho < 200$ или категория ВСК, содержащая крепкие прослойки или нераздробленные включения при S^* до 2,5 и $\rho < 300$	2-4
3	Комбайны со значительным ограничением производительности по динамической нагруженности, устойчивости и стойкости инструмента и струговые установки	Категория ВК без прослоек и включений при $\rho < 100$ или пласты категории ВСК и К, содержащие прослойки песчаного сланца, песчанка, известняка или консолидированные включения при $S^* < 2,5$, $\rho < 400$	2-5

Примечание. Настоящая классификация принята в работе "Методика оценки и классификация показателей разрушаемости угольных пластов основных бассейнов СССР", утвержденной Техническим управлением Минуглепрома СССР (М., ИГД им. А.А.Скопцова, 1978).

При определении влияния фактора $i_5^{кр}$ условия эксплуатации механизированной крепи относятся к осложненным при труднообрушающейся непосредственной или основной кровле, обуславливающей повышенные динамические нагрузки на крепь; кровле, образующей в призабойном пространстве заколы со ступенчатым опусканием или местные вывалы нежных слоев пород, при волнистой гипсометрии пласта.

При определении влияния факторов $i_6^{с.у}$ и $i_5^{кр}$ значения $d_p^{с.у}$ и $\alpha_p^{кр}$ при вводе в эксплуатацию новой струговой установки или механизированной крепи и после капитального ремонта приняты соответственно 0,33 и 0,25; значение $D_p^{с.у}$ согласно техническому

заданию на струговые установки УСВ, СН75, С075, ГУСБ67, УСТ2А, УСТ2М и УС2У составляет соответственно 500, 360, 300, 250, 150, 180 и 180 тыс.т; значение $T_p^{кр}$ согласно техническому заданию на механизированную крепь 1МКС, МКСУ, 3МКС, 1МК97Д и МК98С составляет соответственно 24, 28, 28, 24 и 28 мес.

Кроме рассмотренных, в формулу (68) входят следующие величины:

$\mu_{к.у}$ - коэффициент готовности участковой конвейерной линии (без конвейера струговой установки); определение см. в разделе 1.7;

$\mu_{у.б}$ - коэффициент готовности очистного забоя по фактору "переполнение участкового бункера"; определяется, как указано в разделе 1.7, с учетом того, что средний входящий углеток равен производительности струговой установки q ;

$\mu_{о.п}$ - коэффициент готовности участкового локомотивного транспорта по фактору "отсутствие порожняка"; определение см. в разделе 1.7;

$\mu_{п.п}$ - коэффициент готовности погрузочного пункта при выгрузке угля в вагонетки; для стационарных и передвижных погрузочных пунктов принимается равным соответственно 0,98 и 0,95;

$\mu_{пр}$ - коэффициент готовности очистного забоя по процессу проветривания; при прямой схеме проветривания $\mu_{пр} = 0,98$;

H_p - высота струга, м;

$t_{др}$ - затраты времени на дробление нетранспортабельных плит, отнесенные к 1 т угля из верхней части пласта, не обрабатываемой стругом, мин/т; указаны в табл. 28.

При промежуточных значениях A_p значение $t_{др}$ определяется по формуле

$$t_{др} = t_{др1} + \frac{t_{др2} - t_{др1}}{A_{p2} - A_{p1}} (A_p - A_{p1}),$$

где A_{p1} и A_{p2} - предельное табличное значение A_p , соответственно меньшее и большее данного значения A_p ;

$t_{др1}$ и $t_{др2}$ - значения $t_{др}$ соответственно при A_{p1} и A_{p2} .

Средства дробления указываются в исходных данных для расчета.

При совмещении процесса крепления кровли с работой струговой установки коэффициент готовности очистного забоя по процессу крепления кровли $\mu_{п.кр}$ равен единице, если $a_n + l_{ш.з} < l_{уст}$; и равен нулю, если $a_n + l_{ш.з} \geq l_{уст}$.

Сопrotивляемость пласта резанию A_p , кгс/см	Затраты времени $t_{др}$ на дробление нетранспортируемых плит с помощью ручного инструмента, отнесенные к 1 т угля из верхней части забоя, не обрабатываемой стругом, мин/т, по данным ШахтНИИ
50-100	0,10-0,25
100-150	0,25-0,40
150-200	0,40-0,55
200-250	0,55-0,70
250-300	0,70-0,85

Примечания:

1. По данным ШахтНИИ, при использовании дробилки УРН4 длительность перерывов в работе струговой установки для дробления нетранспортируемых плит сокращается в два раза.

2. Применение дробилок Д10 и Д20 позволит сократить длительность перерывов соответственно в четыре и восемь раз.

При совмещении процесса крепления кровли с работой струговой установки при расчете вручную $\mu_{п.кр}$ определяется по графику рис. 15, если $a_n + l_{ш.з} < l_{уст}$, и принимается равным нулю, если $a_n + l_{ш.з} \geq l_{уст}$; при расчетах с помощью ЭВМ $\mu_{п.кр}$ определяется по формуле

$$\mu_{п.кр} = \frac{K}{1 + \frac{1 - 1/K_p^{кр.ф}}{\rho(1 - 1/K_p^{кр.ф})K_p^{об.ф} - 1}}$$

где

$$K = \begin{cases} 1, & \text{если } a_n + l_{ш.з} < l_{уст}; \\ 0, & \text{если } a_n + l_{ш.з} \geq l_{уст}; \end{cases}$$

a_n - минимальное расстояние от забоя до перекрытия секции механизированной крепи (см. табл. 25) или по верхняка индивидуальной крепи (табл. 29);

$l_{ш.з}$ - шаг подвигания забоя, после которого повторяется передвигаемая механизированной крепи или установка индивидуальной призабойной крепи; для механизированной крепи $l_{ш.з}$ определяется по табл. 25, для индивидуальной указывается в исходных данных для расчета;

$l_{уст}$, $K_p^{кр.ф}$ и $K_p^{об.ф}$ - см. формулы (72), (74) и (78).

Максимальная ширина незакрепленной призабойной полосы кровли, при которой сохраняется ее устойчивость, $l_{уст}$ определяется по формуле

$$l_{уст} = \frac{2,72}{1 + \rho_n K_p} \sqrt{\frac{1,2 q \mu_I^* t_y K_{y.в}}{m \gamma l_1}}, \quad (72)$$

где K_p - коэффициент "топтания" кровли;

Струговая установка	Численное значение a_n , м, при применении индивидуальной призабойной крепи					$S_{с.у}$, м ²
	с металлическими шарнирными верхняками длиной $l_{ш.в}$, м			с деревянными верхняками, расположенными относительно забоя		
	1,26	1,00	0,80	перпендикулярно с консолью 0,3 м и более	перпендикулярно без консоли и параллельно	
УСТ2А, УСТ2М, УС2У	0,26	0,43	0,56	0,80	1,10	0,40
УСБ67	0,51	0,68	0,80	1,05	1,35	0,50
СО75	0,45	0,63	0,76	1,00	1,30	0,46
СН75	0,66	0,83	0,96	1,20	1,50	0,52
УСВ	0,56	0,73	0,86	1,10	1,40	0,60

х) Такие же значения a_n принимаются при использовании крепи с деревянными подлапками или насадками для упора в кровлю.

при механизированной крепи, передвигаемой без подпора кровли.

$$K_p = \frac{b_{max}}{l_{ш.в}} - 1, \quad (73)$$

b_{max} - максимальная ширина призабойного пространства, поддерживаемого крепью, м; указана в табл. 25;

$l_{ш.в}$ - шаг передвигаемой секции механизированной крепи после подвигания забоя на величину $l_{ш.з}$, м; указан в табл. 25;

при индивидуальной крепи $K_p = 1$, если после каждого подвигания забоя на величину $l_{ш.з}$ устанавливается постоянная призабойная крепь, и $K_p = 1,2$, если после каждого подвигания забоя на величину $l_{ш.з}$ поочередно устанавливается временная и постоянная крепь;

t_y - минимальное время устойчивости нижних слоев пород кровли, не закрепленной у забоя, мин; определяется по табл. 7;

$K_{y.в}$ - коэффициент, учитывающий изменение минимального времени устойчивости нижних слоев пород кровли в зависимости от угла встречи (угла между линией очистного забоя и направлением основной трещиноватости пород); определяется по формуле (27) и табл. 15.

Значение $l_{уст}$ ограничивается максимальной среднесуточной скоростью подвигания забоя $v_{п.з}^{max}$, при превышении которой $l_{уст}$ практически не увеличивается ($v_{п.з}^{max} = 4-5$ м/сут).

Если $\frac{q \mu_I^*}{m \gamma l_1} > \frac{4}{T_{см} \rho_{см}}$,

$l_{уст}$ достигнет максимальной величины при $\frac{q \mu_I^*}{m \gamma l_1} = \frac{4}{T_{см} \rho_{см}}$.

Значение $l_{уст}$ в случае применения крепи МК98С принимается равным 1,2 значения $l_{уст}$, рассчитанного по формуле (72).

Если $l_{уст} < a_n + l_{ш.з}$, $\beta < 45^\circ$ и имеется возможность произвести отработку участка при угле встречи $\beta' > \beta$, то определение $l_{уст}$ повторяется при угле встречи β' .

Для определения $\mu_{п.кр}$ по графикам рис. 15 предварительно определяются величины $K_{р.кр.ф}$ и $K_{р.од.ф}$.

Коэффициент резерва скорости передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя $K_{р.кр.ф}$ определяется по формуле

$$K_{р.кр.ф} = \frac{v_{кр.ф}}{v_{п.з}}, \quad (74)$$

где $v_{п.з}$ — средняя скорость подвигания очистного забоя, м/мин; определяется по формуле

$$v_{п.з} = \frac{q \mu_{г.з}}{m \delta l_{л}}, \quad (75)$$

$v_{кр.ф}$ — средняя скорость передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя, м/мин; при применении струговых установок с механизированной крепью определяется по формуле

$$v_{кр.ф} = \frac{l_{ш.з} K_{п} K_{у.п} K_{в.о}^{ср}}{T_{р.п}^{ср} + T_{р.с} + T_{п.р} n_{к.гр} + \frac{t_{уд}}{50} n_{с.гр}}, \quad (76)$$

где $K_{п}$ — коэффициент снижения скорости передвижки фронта крепи при недостаточной несущей способности почвы; определяется по графикам зависимости удельного давления опорной поверхности крепи на почву $H_{кр}$ от несущей способности почвы $H_{п}$ (рис. 4). Для крепи 1МК97Д и МК98 $K_{п} = 0,5 (1 + k_n^*)$; для крепи 1МКС, МКСУ и ЗМКС $K_{п} = k_n^*$. Удельное давление опорной поверхности крепи 1МК97Д и МК98, 1МКС и МКСУ, ЗМКС на почву соответственно составляет 32, 30, 27 кгс/см². Для индивидуальной крепи $K_{п}$ равно единице;

$K_{у.п}$ — коэффициент снижения скорости передвижки фронта крепи с увеличением угла наклона пласта α ;

при работе стругового комплекса по простиранию пласта

$$K_{у.п} = \begin{cases} 1 & \text{при } \alpha \leq 9^\circ; \\ 1 - 0,013 (\alpha - 9^\circ) & \text{при } 9 < \alpha \leq 35^\circ; \end{cases}$$

при работе стругового комплекса по падению

$$K_{у.п} = \begin{cases} 1 & \text{при } \alpha \leq 6^\circ; \\ 1 - 0,0066 \alpha - 0,00037 & \text{при } 6 < \alpha < 15^\circ; \end{cases}$$

$K_{в.о}^{ср}$ — средневзвешенный коэффициент снижения скорости передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя при сильных вторичных осадках кровли (кровли 3.1 и 4.1 типов в табл. 7);

$$K_{в.о}^{ср} = \frac{1}{1 + \beta_{max} \left(\frac{1}{6} - \frac{1}{K_{о.кр}} \right)},$$

$K_{о}$ — коэффициент предварительного ослабления пород основной кровли, характеризующий уменьшение естественного шага и динамичности обрушения; принимается на основе опыта шахты или исследований бассейнового института и указывается в исходных данных для расчета; при работе без предварительного ослабления пород основной кровли $K_{о} = 1$;

$l_{о.кр}$ — естественный шаг обрушения основной кровли; указывается в исходных данных для расчета, если кровля относится к 3.1 и 4.1 типу.

Если $K_{о} l_{о.кр} \leq 6$, то $K_{в.о}^{ср} = 1$;

$T_{р.п}^{ср}$ — чистое время работы гидроцилиндров передвижки секций крепи в течение периода подвигания или после подвигания забоя на величину $l_{ш.з}$, мин;

$$T_{р.п}^{ср} = \frac{Q_{г.п} l_{л}}{100 Q_{н} K_{н}},$$

$Q_{г.п}$ — средний суммарный расход рабочей жидкости гидроцилиндрами передвижки секций крепи, отнесенный к числу передвижаемых секций на 100 м длины очистного забоя, л. Значения $Q_{г.п}$ механизированной крепи струговых комплексов приведены в табл. 30;

$Q_{н}$ — суммарная производительность одновременно работающих насосов насосных станций механизированной крепи, л/мин; приводится в исходных данных для расчета;

$K_{н}$ — коэффициент использования производительности работающих насосных станций механизированной крепи; при работе механизированной крепи 1МКС и 1МК97Д $K_{н} = 0,66$, при работе крепи МКСУ, ЗМКС и МК98 $K_{н} = 1,0$;

$T_{р.с}$ — чистое время разгрузки и расхода секций крепи в течение периода подвигания или после подвигания забоя на величину $l_{ш.з}$, мин;

$$T_{р.с} = \frac{Q_{р.с} l_{л}}{100 Q_{н} K_{н}},$$

Таблица 30

Кресть отру- гово- го ком- плекса	Шаг уста- новки компле- тов кре- пи вдоль забоя $l_{ш.к}, м$	Число сек- ций, под- лежащих передви- жке при под- вигании на величину $l_{ш.з}$, приходя- щееся на 100 м дли- ны забоя	$\bar{a}_{р.п}, л$	$\bar{a}_{р.с}, л$	$S_{кр}, м^2$	K_c
1	2	3	4	5	6	7
ИМКС	2,0	50/100	490/490	200/400	1,47	0,9
МКСУ	2,0	50/100	490/490	100/200	1,36	0,9
ИМКСУД	1,5	67/134	335/670	200/400	0,86	1,0
МК98С	1,5	67/134	335/670	200/400	0,80	1,1
ЭМКС	1,7	59/118	319/319	176/352	0,86	0,9

Примечание. В графах 3, 4 и 5 числитель соответствует шахматной схеме передвижки секций крепи, знаменатель - линейной.

$Q_{р.с}$ - суммарный расход рабочей жидкости гидроцилиндрами стоек при разгрузке и распоре секций крепи, отнесенный к числу передвижаемых секций на 100 м длины забоя, л; указан в табл. 30;

$T_{п.р}$ - время, затрачиваемое рабочим на передвижение от одного комплекта крепи к другому и осмотр условий передвижки секций, мин;

$$T_{п.р} = 0,32 \frac{l_{ш.к}}{m \cdot K_c},$$

$l_{ш.к}$ - шаг установки комплектов крепи вдоль забоя, м; указан в табл. 30;

K_c - коэффициент изменения скорости передвижения рабочего от одного комплекта крепи к другому в зависимости от типа крепи стругового комплекса; указан в табл. 30;

$n_{к.гр}$ - число комплектов крепи, обособленно-передвигаемых одним рабочим; $n_{к.гр}$ приводится в исходных данных к расчету; определяется с учетом трудоемкости работ по оформлению забоя и передвижке крепи по ЕНБ, результатам хронометражных наблюдений или фактической численности рабочих очистного забоя;

$t_{кр}^{уд}$ - средние удельные затраты времени на работы, обусловленные местными обрушениями нижних слоев кровли, отнесенные к одной передвижаемой секции, с. В пределах области применения струговых установок с механизированной крепью, передвижаемой без подпора кровли, $t_{кр}^{уд}$ можно определять по t_y , указанному в табл. 7;

$$t_{кр}^{уд} = \begin{cases} I, & \text{если } t_y K_{y,с} \geq 360 \text{ мин;} \\ \frac{3600}{t_y K_{y,с}} - IO, & \text{если } t_y K_{y,с} < 360 \text{ мин;} \end{cases}$$

$n_{с.гр}$ - число секций в каждой группе обособленно перемещаемых комплектов крепи, подлежащих передвижке после подвигания забоя на величину $l_{ш.з}$; для механизированной крепи, указанной в табл. 30, значение $n_{с.гр}$ при шахматной и линейной схемах передвижки секций соответственно равно $n_{к.гр}$ и $2 n_{к.гр}$.

При применении струговых установок с индивидуальной крепью средняя скорость установки фронта крепи за подвиганием очистного забоя (метров в минуту) определяется по формуле

$$v_{кр.ф} = \frac{l_{ш.з} K_{р.о}^{ср}}{T_{у.к} n_k}, \quad (77)$$

где $T_{у.к}$ - затраты времени на оформление забоя и установку комплекта индивидуальной призабойной крепи, мин; определяются по ЕНБ и указываются в исходных данных к расчету;

n_k - число комплектов индивидуальной призабойной крепи, устанавливаемых одним рабочим на каждом участке очистного забоя при его подвигании на величину $l_{ш.з}$; определяется с учетом трудоемкости работ по оформлению забоя и установке комплекта призабойной крепи или фактической численности рабочих очистного забоя на этих работах; указывается в исходных данных для расчета.

Коэффициент резерва фронтального обнажения кровли $K_{р}^{об.ф}$ при применении струговых установок с механизированной и индивидуальной крепью определяется по формуле

$$K_{р}^{об.ф} = \frac{v_{уст} - a_n \cdot l_{ш.з}}{30 K_{v_{кр.ф}}^2}, \quad (78)$$

где $K_{v_{кр.ф}}$ - коэффициент вариации скорости передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя;

$$K_{v_{кр.ф}} = \sqrt{\frac{(1,09 - 1) 0,5 K_T}{n_{с.гр}}},$$

$K_{о.сн}$ - коэффициент общего снижения скорости передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя при недостаточной несущей способности почвы и вследствие местных обрушений нижних слоев пород кровли;

$$K_{о.сн} = \frac{1}{\frac{1}{K_n} + \frac{1}{K_{кр}} + \frac{1}{K_{в.о}^{ср}} - 2},$$

$k_{кр}$ - коэффициент снижения скорости передвижки (установки) фронта крепи за продвижением очистного забоя вследствие местных обрушений нижних слоев пород кровли; при $t_y K_{y,в} \geq 360$ мин $k_{кр}$ равен единице; при $t_y K_{y,в} < 360$ мин $k_{кр}$ определяется по формуле

$$K_{кр} = \frac{t_y K_{y,в}}{600} + 0,4.$$

Определение t_y и $K_{y,в}$ указано выше.

Если устанавливается индивидуальная крепь, то при определении $K_{кр}$ вместо $n_{с.гр}$ подставляется указанная в исходных данных для расчета величина n_k'' , входящая в формулу (77).

При проверке нагрузки на очистной забой по газовому фактору площадь поперечного сечения очистной выработки в свету $S_{оч}$ определяется по следующим формулам:

при струговой установке с механизированной крепью

$$S_{оч} = m (B_{max} - \ell_{ш.з} - 0,2) - S_{с.у} - S_{кр};$$

при струговой установке с индивидуальной крепью

$$S_{оч} = (m - h_B) (B_{max} - \ell_{ш.з} - 0,6) - S_{с.у},$$

где $S_{с.у}$, $S_{кр}$ - минимальная площадь поперечного сечения очистной выработки, занятая соответственно струговой установкой (см. табл. 29) и механизированной крепью (см. табл. 30), м²;

h_B - высота верхняка, м; при верхняках шарнирных, деревянных и без верхняков или при их расположении параллельно забоя h_B принимается равным соответственно 0,08; 0,03 и нулю.

4. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный скреперо-струготаранной установкой

Среднесменная нагрузка на очистной забой, оборудованный скреперо-струготаранной установкой, определяется по формуле (46). При этом расчетная производительность скреперо-струготаранной установки q и сменный коэффициент машинного времени k_M определяются как указано ниже.

Производительность скреперо-струготаранной установки q определяется по формуле (47), толщина стружки h - по формуле ДонУГИ

$$h = \frac{0,807 \beta_c H_c d_a}{m \gamma \left[\frac{2\ell_A}{n_c} + \frac{d_a(d_a-1)}{2} + d_M(n_c-3) \right]}.$$

Для скреперо-струготаранной установки УС2У при полезной ширине скрепероструга $\beta_c = 0,8$ м и его высоте $H_c = 0,33$ м формула ДонУГИ приводится к виду

$$h = \frac{0,213 d_a}{m \gamma \left[\frac{2\ell_A}{n_c} + \frac{d_a(d_a-1)}{2} + d_M(n_c-3) \right]}, \quad (79)$$

где d_a - длина аккумулялирующей группы скрепероструга, м (согласно рекомендации ДонУГИ, $d_a = 6$ м); указывается в исходных данных для расчета;

ℓ_A - длина лавы, м;

n_c - число групп скреперостругов в лаве (согласно рекомендации ДонУГИ $n_c = 3$); указывается в исходных данных для расчета;

d_M - длина меньшей группы скрепероструга, м (согласно рекомендации ДонУГИ $d_M = 2$ м); указывается в исходных данных для расчета.

Скорость движения скреперостругов при применении скреперо-струготаранной установки УС2У в зависимости от конкретных условий принимается равной 1,33; 1,62; 2,07; 2,44; 2,77; 3,37 м/с и указывается в исходных данных для расчета.

Сменный коэффициент машинного времени k_M определяется, так же как при комбайновой выемке, по формуле (24) или по графику (рис. 5).

Входящий в формулу (24) коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов μ_I рассчитывается, так же как при струговой выемке, по формуле (67); а коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов μ_{II} - по формуле (29), как при комбайновой выемке (см. раздел 1.9); $T_{п,з} = 20$ мин.

Коэффициент готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов без учета ограничений, обусловленных процессом крепления кровли, μ_I^* определяется по формуле (68). Суммарная

длительность всех периодически повторяющихся технологических перерывов $T_{т.п}$, отнесенная к i м подвигания очистного забоя, определяется по формуле (69). Затраты времени на реверс $t_{р.с}$ принимаются равными 0,07 мин; n определяется по формуле (79); удельная суммарная длительность технологических перерывов, зависящих от конструкции скрепероструготаранной установки, горнотехнических и организационно-технических условий, за исключением перерыва на время выполнения процесса крепления и посадки кровли $T'_{т.п}$, указываемая в исходных данных для расчета, соответствует величинам T_1, \dots, T_n и ℓ_1, \dots, ℓ_n , установленным на основании хронометражных наблюдений или рекомендаций бассейнового института. Переменные $T''_{т.п}$ - технологический перерыв на время выполнения процесса крепления кровли - и $T'''_{т.п}$ - технологический перерыв на время выполнения процесса посадки кровли - определяются так же, как при работе струговой установки с индивидуальной крепью.

Коэффициент готовности скрепероструготаранной установки УСЗУ $\mu_{с.у}^*$ равен 0,95. Коэффициент готовности с учетом условий эксплуатации $\mu_{с.у}$ определяется, так же как струговых установок, по табл. 26.

Величины $t_{р.с}$ указаны в табл. 26.

Коэффициент готовности очистного забоя по процессу крепления кровли, совмещенному с очистной выемкой $\mu_{п.кр}$ ввиду несомещения процесса крепления кровли с работой скрепероструготаранной установки равен единице, если $a_n + \ell_{ш.з} < \ell_{уст}$, и равен нулю, если $a_n + \ell_{ш.з} \geq \ell_{уст}$.

Максимальная ширина незакрепленной призабойной полосы кровли, при которой сохраняется ее устойчивость, $\ell_{уст}$ определяется по формуле (72), так же как при работе струговой установки с индивидуальной призабойной крепью.

Минимальное расстояние от забоя до перекрытия механизированной крепи a_n определяется по табл. 29.

Шаг подвигания забоя, после которого повторяется установка индивидуальной призабойной крепи, $\ell_{ш.з}$ указывается в исходных данных для расчета.

При проверке нагрузки на очистной забой по газовому фактору площадь поперечного сечения очистной выработки в свету определяется по формуле

$$S_{оч} = (m - n_s) (B_{max} - \ell_{ш.з} - 0,6) - 0,27.$$

5. Расчет коэффициента уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне горно-геологических нарушений

Ниже приведены зависимости для определения коэффициентов уменьшения нагрузки при работе очистных забоев в особо сложных горно-геологических условиях $K_{г.н}$, установленные бассейновыми институтами.

1. Донецкий бассейн (в границах УССР)

Дивьяктивные нарушения

Для лав, оборудованных широкозахватными комбайнами:

$$K_{г.н} = 0,82 + 0,058 m - 0,0005 L_{HH} - 0,0003 L_H - 0,0175 N_{HH} + 0,026 N_H - 0,0062 H_K - 0,0033 \ell_N; \quad (80)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 0,899 + 0,13 m - 0,0008 L_{HH} - 0,0006 L_H - 0,00013 N_{HH} + 0,0024 N_H - 0,068 H_K - 0,0022 \ell_N; \quad (81)$$

для лав, оборудованных механизированными комплексами:

$$K_{г.н} = 0,364 + 0,103 m - 0,0007 L_{HH} - 0,0008 L_H + 0,013 N_{HH} + 0,014 N_H - 0,116 H_K - 0,0069 \ell_N. \quad (82)$$

Обозначения величин, входящих в формулы (80) - (82), и область применения приведенных зависимостей указаны в табл. 31.

Дожная кровля

Для лав, оборудованных широкозахватными комбайнами:

$$K_{г.н} = 0,93 + 0,046 m - 0,00051 L_{HH} - 0,0004 L_H - 0,0003 N_{HH} + 0,0083 N_H - 0,107 H_{JK} - 0,0022 \ell_{JK}; \quad (83)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 0,594 + 0,146 m - 0,0004 L_{HH} - 0,0004 L_H - 0,0132 N_{HH} + 0,0193 N_H - 0,054 H_{JK} - 0,00044 \ell_{JK}; \quad (84)$$

для лав, оборудованных механизированными комплексами:

$$K_{г.н} = (0,95 - 0,547 H_{JK}) \cdot (0,796 - 0,0034 \ell_{JK}). \quad (85)$$

Таблица 31

Технология выемки угля	Мощность пласта h , м	Отношение нагрузки на лаву на участке нарушения к нагрузке на лаву на участке без нарушений, %	Интервал изменения факторов					
			Участки без дизъюнктивных нарушений		Участки с дизъюнктивными нарушениями			
			Длина лавы L_{HH} , м	Число выходов рабочих в смену N_{HH}	Длина лавы L_H , м	Число выходов рабочих в смену N_H	Амплитуда нарушений H_H , м	Длина нарушения в забое лавы L_H , м
Широкозахватными комбайнами	0,48-1,45	28,6-100,0	42-312	7,1-37,4	50-320	3,0-51,0	0,1-2,0	4-23
Узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью	1,10-1,90	34,7-100,0	80-324	9,4-42,5	100-300	9,7-44,7	0,1-1,6	4-40
Струговыми установками с индивидуальной крепью	0,61-1,25	31,1-98,5	102-243	8,4-25,4	145-243	10,7-24,8	0,1-0,7	2-30
Узкозахватными комбайнами с механизированной крепью	1,20-1,70	20,8-100,0	130-205	12,0-25,0	130-205	12,4-23,0	0,1-1,3	4-19

Таблица 32

Технология выемки угля	Мощность пласта h , м	Отношение нагрузки на лаву на участке с ложной кровлей к нагрузке при отсутствии ложной кровли, %	Интервал изменения факторов					
			Участки без ложной кровли		Участки с ложной кровлей			
			Длина лавы L_{HH} , м	Число выходов рабочих в смену N_{HH}	Длина лавы L_H , м	Число выходов рабочих в смену N_H	Мощность ложной кровли $H_{ЛК}$, м	Длина участка с ложной кровлей в лаве $L_{ЛК}$, м
Широкозахватными комбайнами	0,87-1,00	32,4-99,5	104-250	10,1-25,2	90-204	4,5-30,4	0,1-1,5	5-100
Узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью	1,05-1,80	22,7-100,0	119-286	15,2-35,3	100-270	14,6-38,7	0,3-1,3	15-175
Струговыми установками с индивидуальной крепью	0,56-1,47	16,3-94,5	140-242	8,2-40,5	130-290	11,5-32,8	0,1-2,5	8-228
Узкозахватными комбайнами с механизированной крепью	1,20-1,25	40,5-100,0	128-152	12,0-14,0	128-152	12,5-14,3	0,2-0,8	10-20

Таблица 33

Технология выемки угля	Мощность пласта h , м	Отношение нагрузки на лаву на участке с утонением пласта к нагрузке на лаву на участке без утонения, %	Интервал изменения факторов					
			Участки без утонения пласта		Участки с утонением пласта			
			Длина лавы L_{HH} , м	Число выходов рабочих в смену N_{HH}	Длина лавы L_H , м	Число выходов рабочих в смену N_H	Величина утонения пласта H_y , м	Длина участка с утонением пласта в лаве L_y , м
Широкозахватными комбайнами	0,86-1,45	35,0-100,0	74-210	7,1-30,4	70-246	7,7-26,3	0,2-1,2	3-34
Узкозахватными комбайнами с индивидуальной крепью	1,07-1,76	31,0-98,0	86-246	11,6-63,4	90-328	9,3-30,4	0,2-1,4	3-40
Струговыми установками с индивидуальной крепью	0,79-1,46	16,2-98,9	142-210	9,2-21,0	142-200	7,8-19,0	0,3-1,4	7-110
Узкозахватными комбайнами с механизированной крепью	1,15-1,65	25,0-90,0	90-200	12,1-29,6	145-200	10,1-28,7	0,3-1,4	7-75

Обозначения величин, входящих в формулы (83) - (85), и область применения приведенных зависимостей указаны в табл. 32.

Утонения пласта

Для лав, оборудованных широкозахватными комбайнами:

$$K_{г.н} = 0,784 + 0,034 m - 0,0007 L_{нн} - 0,0005 L_{н} - 0,0071 N_{нн} + 0,0139 N_{н} - 0,0031 H_{у} - 0,00163 \beta_{у}; \quad (86)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 0,876 + 0,0326 m - 0,00013 L_{нн} - 0,0001 L_{н} - 0,0007 N_{нн} + 0,0128 N_{н} - 0,189 H_{у} - 0,0025 \beta_{у}; \quad (87)$$

для лав, оборудованных механизированными комплексами:

$$K_{г.н} = 1,59 + 0,077 m - 0,0036 L_{нн} - 0,003 L_{н} - 0,00735 N_{нн} + 0,0196 N_{н} - 0,221 H_{у} - 0,0029 \beta_{у}. \quad (88)$$

Обозначения величин, входящих в формулы (86) - (88), и область применения приведенных зависимостей указаны в табл. 33.

2. Донецкий бассейн (в границах РСФСР)

Дизъюнктивные нарушения

Для лав, оборудованных механизированными комплексами:

$$K_{г.н} = -3,382 - 0,336 \frac{h}{m} - 0,169 \frac{L_{н}}{L} + 0,007 \alpha - 0,001 \beta + 1,537 \frac{\beta_{н}}{\rho} + 2,421 \frac{m_{н}}{m}; \quad (89)$$

для лав, оборудованных струговыми установками и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 0,242 - 0,03 \frac{h}{m} - 0,002 \frac{L_{н}}{L} + 0,0002 \alpha - 0,001 \beta + 0,445 \frac{\beta_{н}}{\rho} + 0,177 \frac{m_{н}}{m}; \quad (90)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 0,647 - 0,261 \frac{h}{m} - 0,138 \frac{L_{н}}{L} + 0,004 \alpha - 0,003 \beta + 0,886 \frac{\beta_{н}}{\rho} + 0,793 \frac{m_{н}}{m}. \quad (91)$$

РАЗМЕРЫ

Для лав, оборудованных струговыми установками и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 0,048 - 0,078 \frac{h}{m} - 0,023 \frac{L_{н}}{L} + 0,002 \alpha + 0,005 \beta + 0,324 \frac{\beta_{н}}{\rho} + 0,476 \frac{m_{н}}{m}; \quad (92)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 1,75 - 0,146 \frac{h}{m} - 0,218 \frac{L_{н}}{L} + 0,004 \alpha + 0,008 \beta + 1,056 \frac{\beta_{н}}{\rho} + 2,976 \frac{m_{н}}{m}, \quad (93)$$

где h - амплитуда нарушения или величина размыва пласта по вертикали, м;

$m, m_{н}$ - средняя вынимаемая мощность пласта соответственно ненарушенного и нарушенного участков, м;

$L, L_{н}$ - соответственно длина выемочного участка, пройденного лавой за исследуемый месяц, и длина нарушенной его части, м;

α - угол встречи забоя лавы с направлением нарушения;

β - угол падения сместителя, град;

β - ширина размыва пласта, м;

$\beta, \beta_{н}$ - средняя длина лавы соответственно в ненарушенной и нарушенной частях выемочного участка, м.

3. Львовско-Волынский бассейн

Таблица 34

Средства механизации в очистном забое	Вид зависимости	Область значений амплитуды нарушений $H_{н}$, м
Комплексы КМ-87	$K_{г.н} = 0,86 - 0,3 H_{н}$	0,1 - 1,9
" КМК-97	$K_{г.н} = 0,74 - 0,37 H_{н}$	0,1 - 1,2
Узкозахватный комбайн с индивидуальной крепью	$K_{г.н} = 0,86 - 0,4 H_{н}$	0,1 - 1,2

4. Печорский, Карагандинский и Кузнецкий бассейны

Коэффициент уменьшения нагрузки $K_{г.н}$ определяется по формуле

$$K_{г.н} = K_{я.н} \cdot K_{д}, \quad (94)$$

где $K_{я.н}$ - коэффициент уменьшения нагрузки в зависимости от амплитуды нарушения; определяется по формулам:

для механизированных комплексов КМ81 и КМ130

$$K_{г.н} = 1 - 0,44 \frac{h}{m};$$

для механизированных комплексов ОМКТ, ЮКП и ЗОКП

$$K_{г.н} = 1 - 0,70 \frac{h}{m};$$

для механизированных комплексов КМ87 и МК

$$K_{г.н} = 1 - 0,39 \frac{h}{m};$$

для механизированных комплексов ЗОКП и ОКП70

$$K_{г.н} = 1 - 0,54 \frac{h}{m};$$

где h — амплитуда нарушения, м;

$K_{г}$ — коэффициент уменьшения нагрузки в зависимости от длины нарушения в лаве l_n . Определяется по формуле

$$K_{г} = 1 - 0,25 \frac{l_n}{l_n} \quad (95)$$

5. Подмосковский бассейн

Значение коэффициента уменьшения нагрузки $K_{г.н}$ рекомендуется принимать в зависимости от вида осложняющего фактора (см. табл. 35).

Таблица 35

Осложняющий фактор	Величина $K_{г.н}$ в лавах с механизированными комплексами			
	всех типов	ИМК, ИМКМ	ЭМКЭ, ЭМК	ОМКТ, ОМКСМ, ОКП
Прорыв воды	0,60	-	-	0,60
Утонение пласта на 40% и более	0,82	0,83	0,84	0,81
Тяжелая кровля	0,74	-	0,87	0,61
Мульда в лаве с наклоном крыльев 20° и более	-	-	-	0,37
Переход сбоек	0,58	-	0,63	0,53
Переход карстовых нарушений	0,51	-	0,57	0,45
Обход карстовых нарушений с ремонтом части комплекса	0,41	-	0,64	0,18
Подход к демонтажной камере	0,8	0,8	0,8	0,80

6. Проверка нагрузки на очистной забой по газовому фактору для действующих шахт

Определение нагрузки на действующий очистной забой с учетом газового фактора производится согласно "Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт" (М., "Недра", 1975). Максимально допустимая по газовому фактору суточная нагрузка на очистной забой A_{max}^g (в тоннах) определяется по формуле

$$A_{max}^g = K_A A, \quad (96)$$

где K_A — коэффициент возможного увеличения нагрузки;

A — нагрузка на очистной забой, при которой определено среднее метановыделение в очистной выработке $J_{оч}$ и на выемочном участке $J_{уч}$, т/сут.

Коэффициент возможного увеличения нагрузки определяется при помощи номограмм (рис. 16-20) или по формуле

$$K_A = J_p^{-1,67} \left(\frac{Q_p}{Q} \right)^6 \left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч}} \right)^{-0,67}, \quad (97)$$

где J_p — метановыделение в очистной выработке или на выемочном участке, м³/мин;

Q_p — количество воздуха, которое может быть использовано для разбавления выделяющегося в очистной выработке или на выемочном участке метана, м³/мин;

a, b — константы, значения которых приведены в табл. 36;

$l_{оч.р}$ — длина очистной выработки, для которой рассчитывается нагрузка, м;

$l_{оч}$ — длина действующей очистной выработки, м.

Таблица 36

Бассейны	Значения констант	
	a	b
Донецкий и Львовско-Вольский	180	1,87
Кузнецкий и Воркутинское месторождение Печорского бассейна	221	2,04
Карагадинский	219	2,11
Интинское и Эль-Яганское месторождения Печорского бассейна	173	1,96

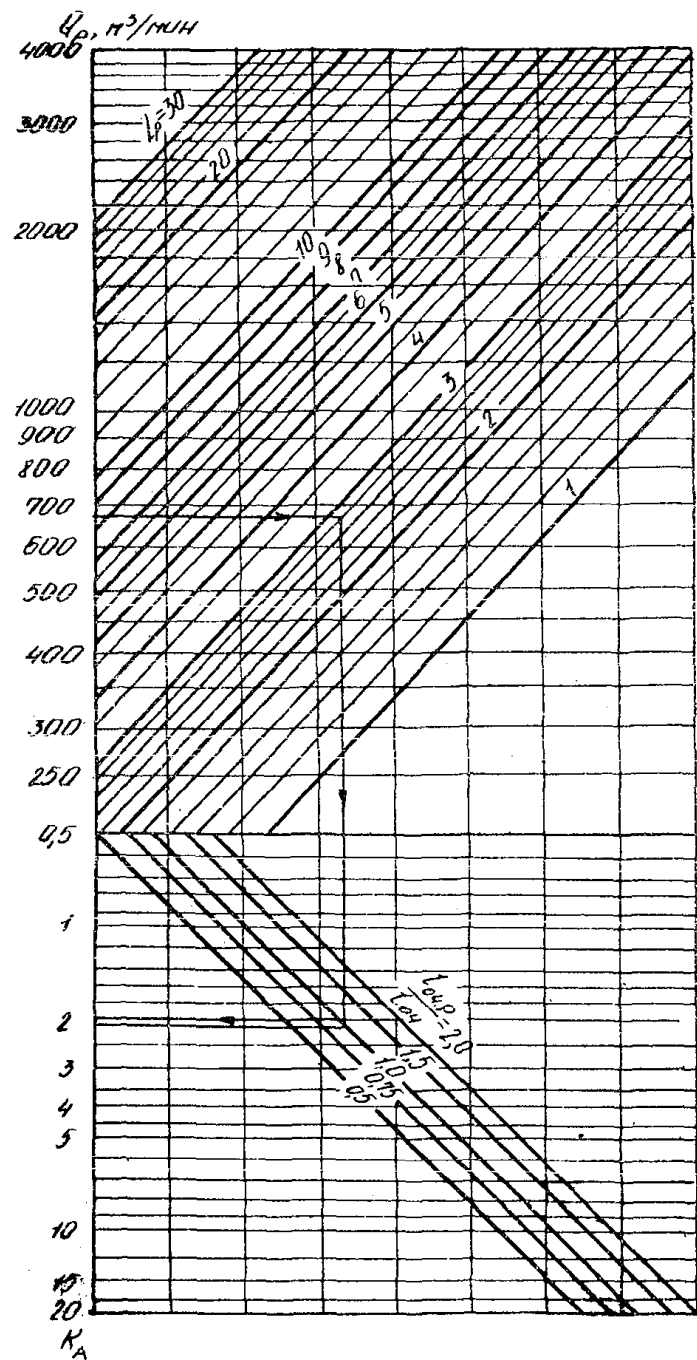


Рис. 16. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Донецкого и Львовско-Волынского бассейнов

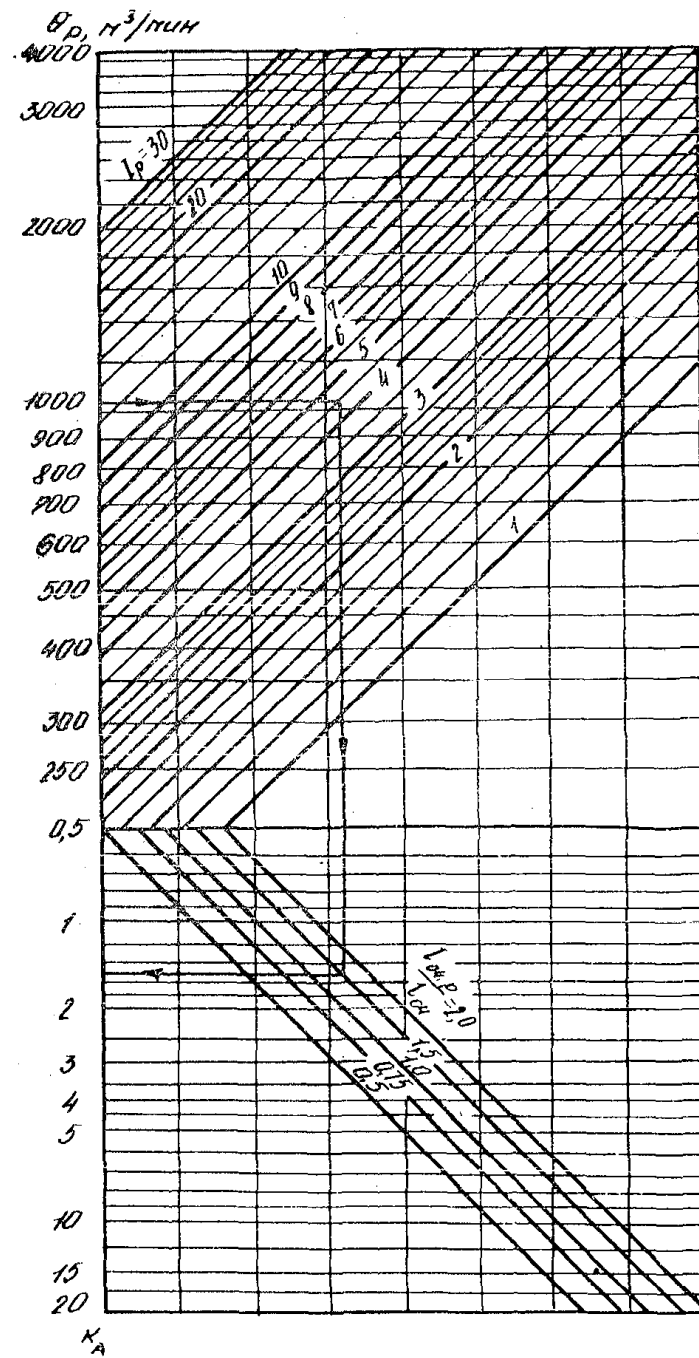


Рис. 17. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Кузнецкого бассейна и Воркутинского месторождения Печорского бассейна

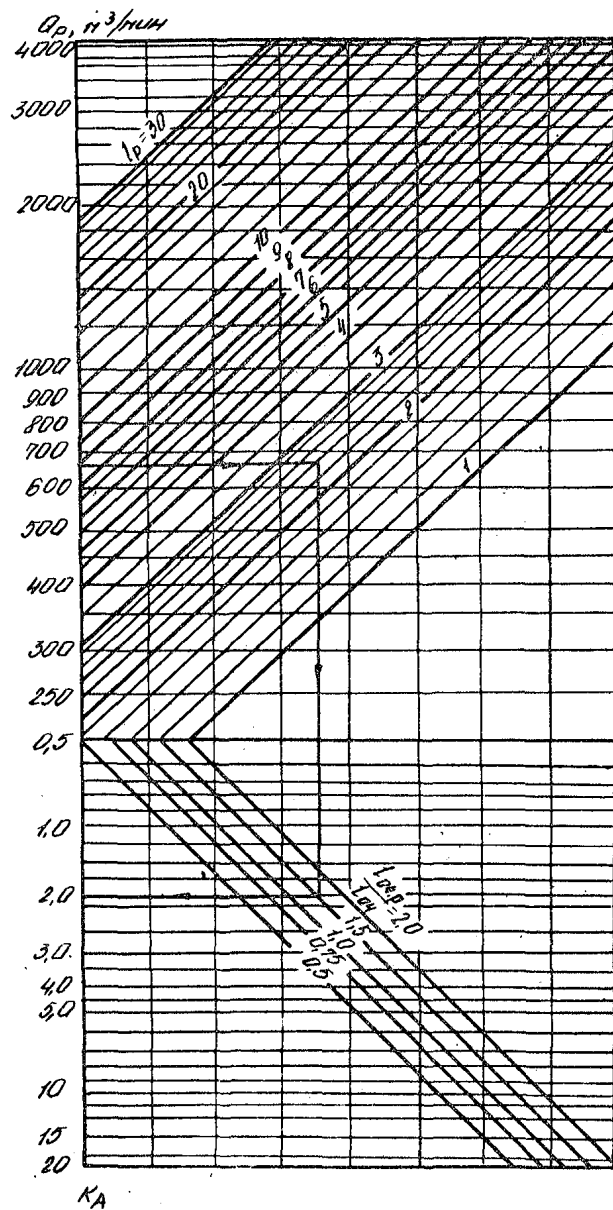


Рис. 18. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Карагандинского бассейна

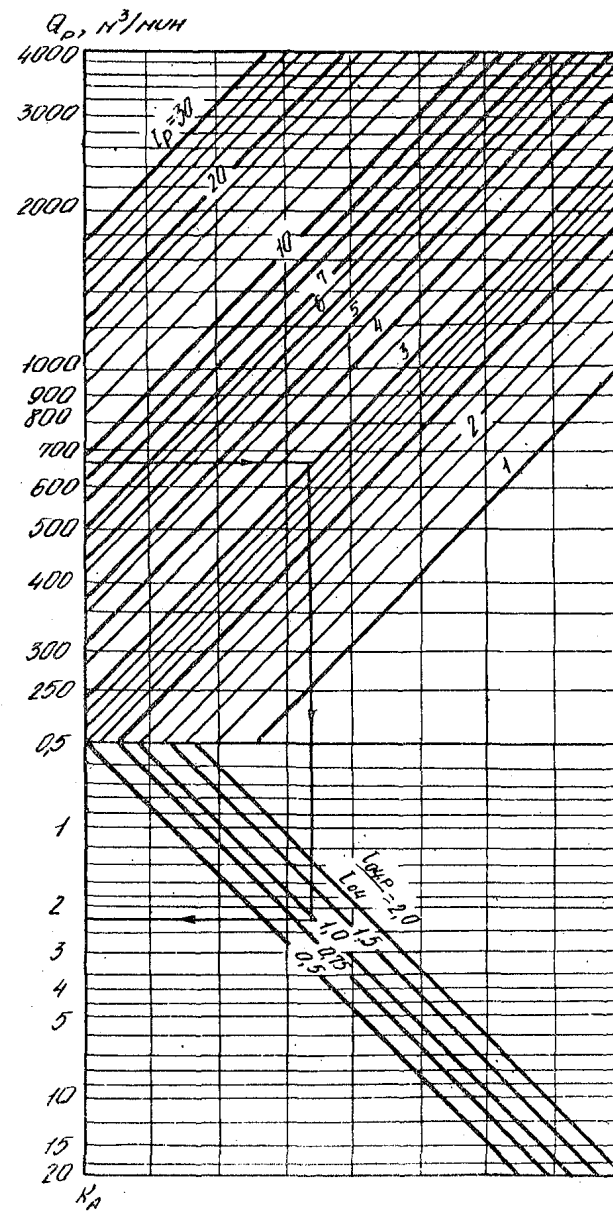


Рис. 19. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Итинского и Княгининского месторождений Печорского бассейна

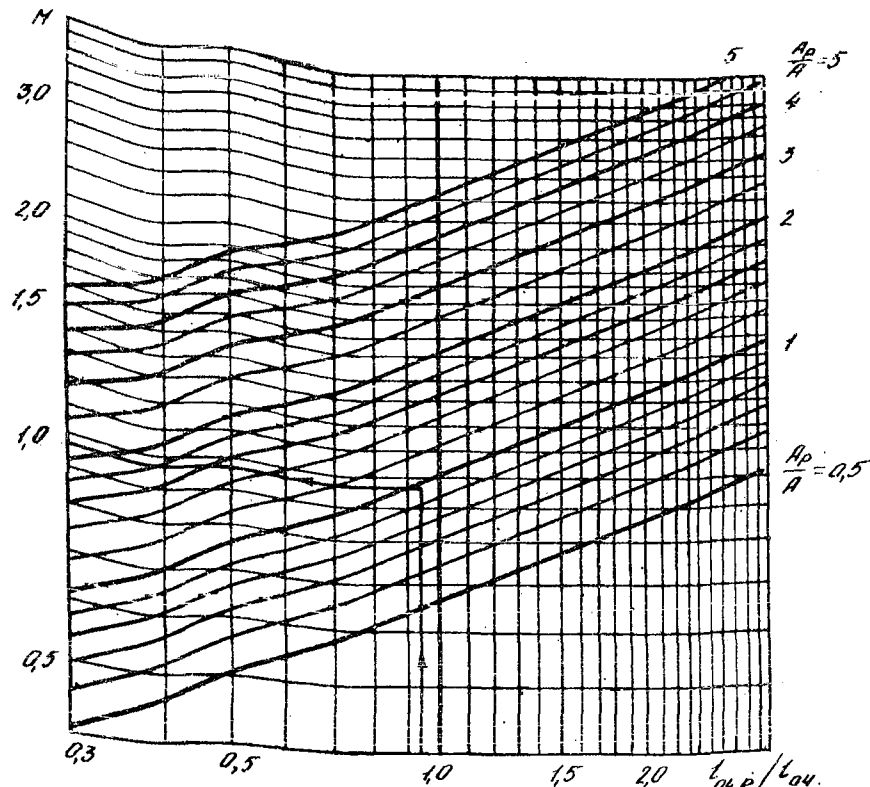


Рис. 20. Номограмма для определения величин

$$M = \left(\frac{C_{0ч.р}}{C_{0ч.в}} \right)^{0.4} \left(\frac{A_p}{A} \right)^{0.6}$$

При схемах проветривания без подсвежения исходящей из выемочного участка вентиляционной струи значения Q_p и J_p определяются по следующим формулам:

а) если вентиляционный штрек примыкает к выработанному пространству действующего очистного забоя:

при $\frac{J_{yч}}{J_{0ч}} \leq K_{yч.б}$

$$Q_p = \frac{C - C_0}{C} Q_{0ч.мах} \cdot K_{0ч.з}; \quad J_p = J_{0ч}; \quad (98)$$

при $\frac{J_{yч}}{J_{0ч}} > K_{yч.б}$

$$Q_p = \frac{C - C_0}{C} Q_{0ч.мах} \cdot K_{yч.б}; \quad J_p = J_{yч}; \quad (99)$$

б) если вентиляционный штрек примыкает к массиву угля отрабатываемого выемочного столба:

$$Q_p = \frac{C - C_0}{C} Q_{0ч.мах} \cdot K_{yч.б}; \quad J_p = J_{yч}. \quad (100)$$

При схеме проветривания, предусматривающей подсвежение исходящей из выемочного участка вентиляционной струи,

$$Q_p = \frac{C - C_0}{C} Q_{0ч.мах} \cdot K_{0ч.з}; \quad J_p = J_{0ч}; \quad (101)$$

где C_0 - концентрация газа в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе, %;

C - допустимая концентрация газа в исходящей из выемочного участка вентиляционной струе, %;

$Q_{0ч.мах}$ - максимальное количество воздуха, которое можно подать в очистную выработку, м³/мин;

$$Q_{0ч.мах} = 60 S_{0ч} v_{мах}; \quad (102)$$

$K_{0ч.з}$ - коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному; в тех случаях, когда ожидаемое газовыделение определено по фактическому, $K_{0ч.з}$ принимается по табл. 37; если ожидаемое метановыделение рассчитано по природной метаносности, $K_{0ч.з}$ принимается равным единице.

Таблица 37

Способ управления кровлей	Породы непосредственной кровли	$K_{0ч.з}$
Полное обрушение	Песчаник	1,30
" "	Песчанистый сланец	1,25
" "	Глинистый сланец	1,20
Плавное опускание	Любые породы	1,15
Частичная закладка	" "	1,10
Полная закладка	" "	1,05

Газообильность очистных выработок и выемочных участков определяется по фактическому газовыделению.

Среднее фактическое газовыделение в очистной выработке $J_{оч.ф}$ ($м^3/мин$) при обособленном проветривании рассчитывается по формуле

$$J_{оч.ф} = J_{оч.ф}^i - J_{подсв} - J_0, \quad (103)$$

где $J_{оч.ф}^i$ - средний дебит газа в вентиляционной выработке на расстоянии 10-15 м от очистного забоя, $м^3/мин$;

$J_{подсв}$ - средний дебит газа в выработке с подсвешивающей струей (при схемах проветривания с подсвешиванием) в 10-15 м от очистного забоя, $м^3/мин$;

J_0 - средний дебит газа, поступающего на выемочный участок, $м^3/мин$.

При последовательном проветривании очистных выработок расчет производится по формуле

$$J_{оч.ф} = J_{оч.ф}^i - J_{оч.посл} - J_{oi}, \quad (104)$$

где $J_{оч.посл}$ - средний дебит газа, поступающего в данную очистную выработку из других очистных выработок этого же выемочного участка, $м^3/мин$;

J_{oi} - средний дебит газа, поступающего на выемочный участок с основной и подсвешивающими струями, проходящими через данную очистную выработку, $м^3/мин$.

Среднее фактическое газовыделение на выемочном участке $J_{уч.ф}$ ($м^3/мин$) рассчитывается по формуле

$$J_{уч.ф} = J_{уч.ф}^i - J_0, \quad (105)$$

где $J_{уч.ф}^i$ - средний дебит газа в исходящей из выемочного участка вентиляционной струе, $м^3/мин$.

Расчет ожидаемого среднего метановыделения (в кубометрах в минуту) в очистной выработке и на участке производится по фактическому выделению газа:

$$J_{оч} = J_{оч.ф} \left(\frac{L_{оч.р}}{L_{оч}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_p}{A} \right)^{0,6} K_{с.р} K_H; \quad (106)$$

$$J_{уч} = J_{уч.ф} \left(\frac{L_{оч.р}}{L_{оч}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_p}{A} \right)^{0,6} K_{с.р} K_H, \quad (107)$$

где $L_{оч.р}$ - длина очистной выработки, для которой рассчитывается ожидаемое метановыделение, м;

$L_{оч}$ - длина очистной выработки, для которой определено фактическое метановыделение, м;

A_p - планируемая нагрузка, т/сут;

A - средняя добыча угля, при которой определялось фактическое метановыделение, т/сут;

$K_{с.р}$ - коэффициент, учитывающий изменение системы разработки (табл. 38);

Таблица 38

Система разработки		Формулы для расчета коэффициента
для которой определено фактическое метановыделение	для которой определяется ожидаемое метановыделение	$K_{с.р}$
Сплошная	Столбовая, парные штреки (обратный ход)	$\frac{L_{оч} - 2b_{з.д}}{L_{оч}}$
Сплошная	Парные штреки (прямой ход)	$\frac{L_{оч} + 2b_{з.д}}{L_{оч}}$
Столбовая, парные штреки (обратный ход)	Сплошная	$\frac{L_{оч}}{L_{оч} - 2b_{з.д}}$
То же	Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	$\frac{L_{оч} + 2b_{з.д}}{L_{оч} - 2b_{з.д}}$
Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	Сплошная	$\frac{L_{оч}}{L_{оч} + 2b_{з.д}}$
То же	Столбовая, парные штреки (обратный ход)	$\frac{L_{оч} - 2b_{з.д}}{L_{оч} + 2b_{з.д}}$

Примечание. В приведенных формулах $b_{з.д}$ - ширина условной зоны дренирования пласта, принимается согласно табл. 39.

K_H - коэффициент, учитывающий изменение газообильности очистных выработок с глубиной; при ведении работ на глубине до 300 м ниже границы метановой зоны принимается равным единице при разности глубин разработки до 20 м, а при большей разности глубин разработки определяется по формуле (108); при ведении работ на глубине более 300 м ниже границы метановой зоны принимается равным единице при разности глубин разработки до 50 м, а при большей разности определяется по формуле (108);

$$K_H = \frac{X_p - X_{ог}}{X - X_{ог}}, \quad (108)$$

где X_p - природная метаноносность пласта на планируемой глубине разработки, $м^3/т$ горючей массы;

$X_{ог}$ - остаточная метаноносность угля, м³/т горючей массы; определяется по табл. 40;
 X - природная метаноносность пласта на глубине, для которой определено фактическое метановыделение, м³/т горючей массы.

Таблица 39

Время с момента обнажения пласта подготовительной выработкой до начала очистной выемки, сут	Значение $\delta_{г,р}$ при марках угля					
	А	ОС	К	Ж	Г	Д
25	6,5	9,0	9,0	11,5	11,5	11,5
50	7,4	10,5	10,5	13,0	13,0	13,0
100	9,0	12,4	12,4	16,0	16,0	16,0
150	10,5	14,2	14,2	18,0	18,0	18,0
200	11,0	15,4	15,4	19,7	19,7	19,7
250	12,2	16,9	16,9	21,5	21,5	21,5
300	13,0	18,0	18,0	23,0	23,0	23,0

Значения $X_{ог}$ и X определяются согласно "Инструкции по определению и прогнозу газоносности угольных пластов и вмещающих пород при геологоразведочных работах" (М., "Недра", 1977).

Таблица 40

Бассейны	Значение $x_{ог}$ (м ³ /т горючей массы) при выходе летучих веществ, %						
	2-8	8-12	12-18	18-26	26-35	35-42	42-50
Донецкий, Карагандинский и другие с аналогичными условиями	12,0-8,0	8,0-7,0	7,0-6,0	6,0-5,0	5,0-4,0	4,0-3,0	3,0-2,0
Кузнецкий и другие с аналогичными условиями	3,5	3,0	2,5	2,0	2,5	2,5	-

Примечание. Промежуточные значения $x_{ог}$ определяются путем линейной интерполяции.

Пример. Требуется определить возможную по газовому фактору нагрузку на лаву для следующих условий: данные по фактическому газовыделению имеются для лавы, обрабатываемой сплошной системой разработки; проектируемая лава будет обрабатываться на том же горизонте столбовой системой. Пласт мощностью 1,2 м обрабатывается с помощью комплекса КМ87Э. Схема проветривания предусматривает подсвечение исходящей струи. Уголь марки Ж, выход летучих

веществ на горючую массу 30%. Остальные исходные данные следующие: $l_{ог}$ = 150 м, A = 1000 т/сут, $l_{ог,р}$ = 200 м, A_p = 1400 т/сут, $J'_{ог,ф}$ = 3 м³/мин, $J_{п.с}$ = 0, $J_о$ = 0, $C_о$ = 0, x = 10 м³/т, x_p = 12 м³/т. Породы непосредственной кровли - глинистые сланцы (аргиллиты), способ управления кровлей - полное обрушение.

Для определения коэффициента возможного увеличения нагрузки K_p по формуле (97) необходимо предварительно определить входящие в нее параметры J_p и Q_p .

Приняв, согласно требованиям ПБ, v_{max} равным 4 м/с, а $S_{ог}$, согласно "Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт" (М., "Недра", 1975), равным 2,7 м², по формуле (102) определяем $Q_{ог, max}$: $Q_{ог, max} = 670$ м³/мин.

Тогда при C = 1% (согласно требованиям ПБ) и $K_{о,з}$ = 1,2 (см. табл. 39) по формуле (101) находим, что Q_p = 805 м³/мин, а J_p = $J_{ог}$.

Согласно формуле (103), $J_{ог,р} = J'_{ог,ф} = 3$ м³/мин.

Ожидаемое среднее метановыделение в очистной выработке определяем по формуле (106). Для этого предварительно находим коэффициенты $K_{с,р}$ и K_H .

По табл. 38 при $b_{з,г}$ = 18 м (см. табл. 39) находим, что $K_{с,р}$ = 0,82, а по формуле (108) при $x_{о,г}$ = 4,5 (см. табл. 40) определяем K_H : K_H = 1,36.

Тогда по формуле (106) находим $J_{ог}$: $J_{ог} = 4,4$ м³/мин.

Коэффициент возможного увеличения нагрузки определяем по формуле (97) или по номограмме (см. рис. 16), при этом значения коэффициентов a и b находим по табл. 36; a = 180, b = 1,87.

По формуле (97) или по номограмме (см. рис. 16) находим K_A : K_A = 1,2.

Максимально допустимую по газовому фактору суточную нагрузку на очистной забой определяем по формуле (96):

$$A_{max}^r = 1,2 \cdot 1000 = 1200 \text{ т/сут.}$$

7. Проверка нагрузки на очистной забой при проектировании и реконструкции угольных шахт

При проектировании новых и реконструируемых угольных шахт перед расчетом нагрузки на очистной забой шахтопласт (шахтопласты) разбивается на выемочные поля со сходными горно-геологиче-

скими условиями по мощности пласта, углу его падения, устойчивости боковых пород так, чтобы в пределах каждого выемочного поля можно было проектировать одинаковую технологию ведения очистных работ.

Расчет нагрузки на очистной забой должен производиться по каждому выемочному полю отдельно.

7.1. Определение средней нагрузки на очистной забой по выемочному полю

Средняя нагрузка на очистной забой по выемочному полю определяется по формуле

$$A_{сут} = 0,9(1 - P_{г.н} + P_{г.н} \cdot K_{г.н}) \frac{1}{n_{скв}} \sum_{\ell=1}^{n_{скв}} A_{сут.\ell}, \quad (109)$$

где 0,9 - коэффициент уменьшения нагрузки по общешахтным причинам;

$P_{г.н}$ - вероятность работы очистного забоя в зоне особо сложных горно-геологических условий (горно-геологические нарушения, весьма неустойчивые кровли и другие факторы, приравненные к ним);

$$P_{г.н} = \frac{1}{1 + K_{г.н} \left(\frac{1}{\Delta_{г.н}} - 1 \right)},$$

$K_{г.н}$ - коэффициент уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне особо сложных горно-геологических условий; определение см. в разделе 5;

$\Delta_{г.н}$ - доля площади выемочного поля, приходящаяся на особо сложные горно-геологические условия; определяется по геологическим данным с учетом статистических оценок, полученных с обработанных участков ближайших шахтопластов;

$n_{скв}$ - число разведочных геологических скважин на выемочном поле;

$A_{сут.\ell}$ - среднесуточная нагрузка на очистной забой, рассчитанная (см. разделы 1 - 3) по геологическим данным бурения ℓ -й разведочной скважины. Поскольку выбор типов и параметров транспорта при проектировании шахты производится после определения нагрузки на очистной забой, то при определении $A_{сут.\ell}$ по всем скважинам следует предполагать, что приемная способность участковой конвейерной линии и пропускная способность участковых и сборных конвейеров не ограничивают производительность выемочной машины.

Горнотехнические, технологические и организационные факторы при расчетах нагрузки принимаются в соответствии со сведениями, приведенными в технических проектах или ТЭО (в зависимости от стадии проектирования).

Найденная по формуле (109) средняя нагрузка на очистной забой по выемочному полю проверяется затем по газовому фактору (см. раздел 7.2).

7.2. Проверка нагрузки на очистной забой по газовому фактору

Определение нагрузки на очистной забой с учетом газового фактора производится согласно "Руководству по проектированию вентиляции угольных шахт" (М., "Недра", 1975). Суточная нагрузка на очистной забой с учетом газового фактора $A_{сут}^g$ (в тоннах) определяется по формуле

$$A_{сут}^g = j \cdot K_M^c \cdot T_{сут},$$

где j - расчетная производительность выемочной машины по газовому фактору, т/мин;

K_M^c - суточный коэффициент машинного времени;

$$K_M^c = \frac{n_{см} \cdot T_{см}}{1440} K_M;$$

где $n_{см}$ - число добычных смен в сутки;

$T_{см}$ - продолжительность добычной смены, мин;

$T_{сут}$ - продолжительность суток в минутах; $T_{сут} = 1440$ мин.

Производительность выемочной машины с учетом газового фактора j определяется по формуле

$$j = \frac{0,6 V_{max} \cdot S_{оч.р} \cdot C \cdot \frac{1}{K_B^g}}{K_{дгг.г} \cdot Q_{пл} (1 - K_{дгг.пл}) + [(1 - K_{дгг.г}) Q_{тл} (1 - K_{дгг.пл}) + \dots + K_{в.п} \cdot Q_{в.п} (1 - K_{дгг.с.п})] K_M^g}, \quad (110)$$

где V_{max} - максимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в очистной выработке, равная 4 м/с;

$S_{оч.р}$ - расчетная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки, м²; определяется по табл. 41;

Таблица 41

Степень обособленности разбавления по источникам поступления	Направление выдачи исходящей струи из лавы	$S_{от.р.}, M^2$	$K_{в.п}$
I тип (без подсвежения)	На массив На выработанное пространство	$S_{от.р.} \cdot K_{ут.в}$ $S_{от.р.} \cdot K_{ут.б}$	I I
II и III типы (с подсвежением)	На выработанное пространство	$S_{от.р.}$	0

C - допустимая концентрация метана в исходящей вентиляционной струе лавы, %;

$K_p^в$ - коэффициент резерва воздуха для проветривания очистного забоя; определяется по формуле

$$K_p^в = I + 0,04 U_n^в;$$

$U_n^в$ - скорость подвигания очистного забоя, м/сут. Введение коэффициента резерва воздуха $K_p^в$ в расчетах обеспечивает выполнение требований § 184 ПБ о нормальном проветривании очистного забоя;

$K_{дег.в}$ - коэффициент, учитывающий естественную дегазацию пласта в зоне выемки; определяется по табл. 42;

Таблица 42

Скорость подвигания очистного забоя, м/сут	$K_{дег.в}$		
	Каменные угли	Тощие угли	Антрациты
1,5	0,50	0,60	0,70
2,0	0,56	0,65	0,74
2,5	0,61	0,69	0,77
3,0	0,67	0,73	0,80
3,5	0,72	0,78	0,83
4,0	0,77	0,82	0,87
4,5	0,83	0,87	0,90
5,0	0,89	0,91	0,94
5,5	0,95	0,96	0,97
6 и более	1,00	1,00	1,00

$q_{пл}$ - относительное метановыделение из разрабатываемого пласта в призабойное пространство очистной выработки, м³/т; определяется по фактическим данным или согласно "Руководству по проектированию вентиляции угольных шахт" (М., "Недра", 1975);

$K_{дег.пл}$ - коэффициент, учитывающий эффективность дегазации разрабатываемого пласта (определяется согласно таблице 43);

Таблица 43

Метод воздействия на угленосную толщу	Способ дегазации	Значение коэффициента эффективности дегазации по точнику $K_{дег}$
	<u>Сближенные пласты</u>	
Подработка толщи	Скважинами, пробуренными из выработок на сближенный пласт:	
	при сохранении выработки, из которой бурятся скважины	0,4-0,8
	при погашении выработки, из которой бурятся скважины	0,2-0,5
Надрработка толщи	Скважинами, пробуренными с поверхности	0,4-0,7
	Газосборными выработками или скважинами	0,4-0,8
Надрработка толщи	Скважинами, пробуренными из выработок	0,3-0,5
	Газосборными выработками или скважинами	0,4-0,5
	<u>Разрабатываемые пласты</u>	
Разгрузка пласта скважинами и выработками	Подготовительными выработками	0,2-0,3
	Скважинами, пробуренными по пласту из подготовительных выработок	0,3-0,5
	Скважинами, пробуренными из полевых выработок	0,2-0,3
Разгрузка пласта очистным забоем	Скважинами, пробуренными из очистного забоя	0,2-0,3
	Скважинами, пробуренными из подготовительных выработок в зоне влияния очистного забоя	0,2-0,3
Разгрузка пласта очистным забоем	Скважинами, пробуренными из подготовительных выработок вблизи очистного забоя при подработке или надрработке сближенным пластом	0,3-0,4
	Гидравлический разрыв пласта через скважины, пробуренные из выработок	0,5-0,6
	<u>Выработанное пространство</u>	
Дегазация пластов в сочетании с гидроразрывом	Отсос газа из выработанного пространства действующих участков при обратном порядке отработки с использованием:	
	газопровода	0,2-0,3
	эжекторов и вентиляторов	0,3-0,7
	При прямом порядке отработки	0,2
	Скважинами, пробуренными под куполами обрушения	0,3-0,4
	Скважинами, пробуренными с поверхности	0,4-0,6
	Отсос газа из старых выработанных пространств скважинами, пробуренными из выработок	0,3-0,6

$K_{в.п}$ - коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства в призабойное; определяется по табл. 41, в которой $S_{оч}$ - площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в свету, м²; определяется по табл. 8; $K_{ут.в}$ - коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство; определяется по табл. 44;

$Q_{в.п}$ - относительное метановыделение из выработанного пространства, м³/т; определяется по фактическим данным или согласно "Руководству по проектированию вентиляции угольных шахт" (М., "Недра", 1975);

$K_{газ.с.п}$ - коэффициент, учитывающий эффективность дегазации обгаженных пластов и выработанного пространства; определяется по табл. 43.

Таблица 44

Схема проветривания выемочных участков	Значение $K_{ут.в}$ в зависимости от способа управления и пород непосредственной кровли							
	Полное обрушение			Частичная закладка			Плавное опускание	
	Глинистые сланцы	Песчаные сланцы	Песчаники	Глинистые сланцы	Песчаные сланцы	Песчаники	Глинистые сланцы	Известняки
Возвраточная, вентиляционный штрек расположен в выработанном пространстве	1,40	1,55	1,70	1,20	1,25	1,40	1,30	1,70
Прямоточная, вентиляционный штрек расположен в выработанном пространстве	1,30	1,40	1,55	1,20	1,25	1,35	1,20	1,60
Прямоточная и возвраточная, вентиляционный штрек расположен в массиве угля	1,25	1,30	1,40	1,10	1,15	1,25	1,20	1,30
Любая с частичным или полным разбавлением метана по источникам поступления	1,60	1,65	1,80	1,25	1,30	1,40	1,65	1,85

В табл. 44 приведены значения $K_{ут.в}$ при поддержании выработок, примыкающих к выработанному пространству, бутовыми полосами шириной 4-6 м. При поддержании выработок другими способами величина коэффициента $K_{ут.в}$ умножается на поправочный коэффициент, равный: при поддержании кострами - 1,45; бутокострами и бутковыми полосами шириной менее 4,0 м - 1,10; бутковыми полосами с окнами - 1,05; бутковыми полосами шириной 7-10, 11-15 и 16-20 м - соответственно 0,90; 0,80 и 0,70.

8. Инструкция по расчету нормативов средней нагрузки на очистной забой при различных способах механизации по производственному объединению, бассейну и отрасли

Под нормативом средней нагрузки на очистной забой с определенным способом механизации выемки угля следует понимать среднюю величину нормативов нагрузки, рассчитанных для всех очистных забоев с данным способом механизации (см. разделы I - 3). Определяющим признаком при отнесении очистной забой к очистным забоям с одинаковым способом механизации следует считать одинаковые типы крепи и выемочной машины.

Под нормативом средней нагрузки на очистной забой в производственном объединении (бассейне, отрасли) следует понимать сумму средневзвешенных по числу забоев нормативов средних нагрузок на очистные забой с каждым способом механизации:

$$A_{ср} = \sum_{i=1}^m A_{ср}^{(i)} \frac{N_i}{N},$$

где m - количество способов механизации очистных работ;
 $A_{ср}^{(i)}$ - норматив средней нагрузки на очистной забой с i -м способом механизации выемки, т/сут;
 N_i - среднеедействующее число очистных забоев с i -м способом механизации выемки;
 N - общее среднеедействующее число очистных забоев.

При небольшом числе очистных забоев и наличии основных сведений о горно-геологических условиях ведения очистных работ по каждому забой норматив средней нагрузки определяется как средний из нормативов, рассчитанных по горно-геологическим условиям для каждого отдельного очистного забоя в соответствии с методикой расчета нагрузки, изложенной в разделах I-3.

При большом числе очистных забоев и невозможности прогнозирования горно-геологических условий ведения очистных работ отдельно по каждому забой норматив средней нагрузки при определенном способе механизации выемки по производственному объединению (бассейну, отрасли) определяется с помощью ЭВМ по формуле

$$A_{ср}^{(i)} = \sum_K a_K \varphi(a_K),$$

где a_k - середины разрядов, на которые разбивается область возможных значений нормативов нагрузки по данному производственному объединению (бассейну, отрасли) с определенным способом механизации очистных работ, т/сут;

$\varphi(a_k)$ - доля очистных забоев с данным способом механизации, норматив нагрузки которых принадлежит к данному разряду.

Ширина каждого разряда составляет 50 т/сут, начало первого разряда - 0 т/сут.

Расчеты производятся на ЭВМ "Минск-32" по программе "Буран", разработанной в ИГД им. А.А.Скочинского.

Выходная форма, получаемая в результате расчетов на ЭВМ, дает возможность:

- устанавливать значения средних нагрузок, доли лав с нагрузкой свыше 1000 т/сут и их распределения по нагрузке;
- контролировать правильность входной информации;
- производить анализ полученных результатов.

Выходная форма имеет в своем составе:

распечатку исходных данных, задаваемых в виде отдельных величин и гистограмм;

необходимые для анализа распределения промежуточных расчетных величин: скорости подачи комбайна, рассчитанной по креплению, минутной производительности, коэффициента машинного времени, удельного веса сдерживающих увеличение нагрузки факторов;

графики распределения очистных забоев по среднесуточной нагрузке в горной массе, значения средней нагрузки и доли очистных забоев с нагрузкой свыше 1000 т/сут.

Распечатка исходных данных на выходной форме представляется в следующем виде. Верхние две строки определяют исходные данные, задаваемые однозначно: 1-я строка - обозначение величин, 2-я строка - значения соответствующих величин.

Задание остальных исходных данных гистограммное. Каждому фактору соответствует запись в две строки: в 1-й строке - сокращенное название фактора, во 2-й строке - цифровые данные по этому фактору. Первая цифра обозначает число разрядов в гистограмме, вторая цифра - середину первого разряда, третья - вероятность попадания данного фактора в интервал, соответствующий первому разряду, четвертая - середину второго разряда, пятая - вероятность попадания в интервал, соответствующий второму разряду, и т.д.

Цифровые данные, характеризующие состояние сопряжений очистных и подготовительных выработок, представлены двумя строчками. В первой строке дается номер осложняющего фактора с указанием буквенного индекса К (сопряжение с конвейерной выработкой), С (сопряжение со средней выработкой) или В (сопряжение с вентиляционной выработкой). Во второй строке под номерами осложняющих факторов указан удельный вес очистных забоев, в которых имеет место данный осложняющий фактор.

Цифровые данные, характеризующие действие дополнительных факторов, снижающих нагрузку на очистной забой, представляются в трех строках. В первой строке указаны номера факторов по порядку, во второй - коэффициенты снижения нагрузки при действии соответствующего фактора, в третьей строке указан удельный вес очистных забоев, на работу которых оказывает влияние соответствующий дополнительный фактор, уменьшающий нагрузку.

9. Определение коэффициента машинного времени работы комбайна с помощью устройства УПМ2Р

Для учета машинного времени работы комбайнов и простоев очистных комплексов следует использовать устройство УПМ2Р. Это позволит выявить причины, по которым данный коэффициент ниже расчетного, и разработать мероприятия по его увеличению.

Устройство УПМ2Р обеспечивает контроль и учет следующих показателей:

- машинного времени работы комбайна с начала смены;
- продолжительности текущего простоя;
- суммарного времени непродолжительных простоев^{х)} с начала смены;
- числа продолжительных простоев с начала смены;
- машинного времени работы комбайна с момента его установки в лаве.

Устройство изготавливается серийно Быховским экспериментальным заводом средств автоматики.

^{х)} Непродолжительным считается простой длительностью до установленного предела, который для устройства УПМ2Р может быть в интервале 5-15 мин.

Техническая характеристика УПМ2Р

Исполнение	Общепромышленное, с искробезопасными входными цепями
Максимальное число контролируемых комплексов	8
Способ воспроизведения контролируемых показателей	Цифровая индикация
Питание	Трехфазная сеть переменного тока напряжением 380/220 В
Допустимое отклонение напряжения питания, %	10-15
Потребляемая мощность, ВА	Не более 500
Установка времени на селекцию продолжительных простоев, мин	5-15
Температура окружающей среды, °С	От +10 до +35
Габариты, мм:	
блок индикации	330x230x78
стойка аппаратуры	1600x550x350

Устройство выпускается в двух исполнениях. В первом исполнении оно обеспечивает контроль четырех очистных комплексов, во втором исполнении - восьми.

Комплектность поставки

	Исполнение I	Исполнение II
Стойка аппаратуры	I	2
Блок индикация	I	I
Комплект ЗИП	I	I
Сопроводительная документация (комплект)	I	I
Нарядные электрочасы ШКЭС-24 (поставляются по заказу за отдельную оплату)	I	I

Стойка аппаратуры имеет блочное исполнение, контроль каждого очистного комплекса обеспечивается независимым блоком. Блок индикации является общим для всех контролируемых комплексов. Отображение данных на цифровых индикаторах блока осуществляется по вызову. Лицевая панель блока, кроме цифровых индикаторов, содержит ряд кнопочных переключателей, два из которых - "Индикация" и "Счетчик" - служат соответственно для снятия напряжения с индикаторов и для установки счетчиков в исходное положение. Остальные кнопочные переключатели с подсвечиваемыми указателями служат для отключения звукового сигнала, поступающего от устройства УПМ2Р при смене состояний контролируемых комплексов (нижний ряд кнопок) и для вызова на индикацию данных по выбранному объекту (верхний ряд кнопок).

Диспетчер определяет состояние комплекса по положению кнопочных переключателей, клавиш которых для неработающих комбайнов утоплены. При простое, длительность которого превышает установленный предел, подсвечивается указатель у кнопочного переключателя для данного забоя, одновременно подается звуковой сигнал.

Для отключения звукового сигнала необходимо нажать кнопочный переключатель данного комбайна. После окончания простоя вновь подаются звуковой и световой сигналы, которые отключаются повторным нажатием кнопочного переключателя. Таким образом, начало и окончание каждого простоя продолжительностью сверх установленного предела должны быть зафиксированы диспетчером.

В настоящее время на шахтах действует учетная сменная форма Ш.1.2 из "Журнала учета работы шахты" (табл. 45). В этой форме предусмотрена регистрация ряда показателей, характеризующих использование выемочных машин в очистных забоях.

Т а б л и ц а 45

Дата, смена	Участок, забой	Выход подземных рабочих, человек		Почасовая добыча, т									Добыча, т/м		Машинное время		Шифр забоя	Простой								
		всего	в том числе:	ГРОЗ	электрослесарей								наряд	фактическая	ч	мин		начало		продолжительность		суммарное время непродолжительных простоев		шифр причин	причина	
																		ч	мин	ч	мин	ч	мин			
																										ч
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25		

СОДЕРЖАНИЕ

Методические указания по составлению месячных планов добычи угля из очистных и подготовительных забоев	5	Методические основы расчета с помощью ЭВМ оптимальных режимов работы и плановых суточных нагрузок очистных забоев в системе шахтоуправления.	78
Методика расчета нагрузки на очистной забой	II	Инструкция по подготовке исходных данных для определения расчетной нагрузки на очистной забой	80
1. Расчет нагрузки на очистной забой при однокомбайновой выемке	II	Форма ИД РНКДИ-80. Исходные данные для определения расчетной нагрузки на очистной забой	85
2. Расчет нагрузки на очистной забой при работе двух комбайнов на одну конвейерную линию	42	Инструкция по подготовке исходных данных для расчета плановой нагрузки на очистной забой	86
3. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный струговой установкой	44	Форма ИД РПНИ-80. Исходные данные для расчета плановой суточной нагрузки на очистные забой и режима их работы	87
4. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный скреперо-струготаранной установкой	63	Форма РПНИ-80. Расчет плановой суточной нагрузки на очистные забой и режима их работы	89
5. Расчет коэффициента уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне горно-геологических нарушений	64	Форма ИД РНКПИ-80. Исходные данные для определения нагрузки на очистной забой для проектируемых и реконструируемых шахт	91
6. Проверка нагрузки на очистной забой по газовому фактору для действующих шахт	67	Форма РНКПИ-80. Определение нагрузки на очистной забой для проектируемых и реконструируемых шахт	92
7. Проверка нагрузки на очистной забой при проектировании и реконструкции угольных шахт	72	Форма РНКДИ-80. Расчет нагрузки на очистной забой для действующих шахт	97
8. Инструкция по расчету нормативов средней нагрузки на очистной забой при различных способах механизации по производственному объединению, бассейну и отрасли	75	Форма РНКДИ-80. Таблицы расчетных нагрузок на очистные забой	99
9. Определение коэффициента машинного времени работы комбайна с помощью устройства УПМ2Р	76		

МЕТОДИЧЕСКИЕ ДОКУМЕНТЫ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ НАГРУЗОК НА ОЧИСТНЫЕ ЗАБОИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Редакторы З.В.Полякова, Л.В.Труханова

T-0620I Тираж 2200 Цена I р. 27 к. Изд. № 8462 Заказ № 621

17,5 уч.-изд.л. Типография Института горного дела им. А.А.Скочинского Подписано к печати 27.II 1980 г.

Страница	Колонка	Строка	Напечатано	Должно быть
3	Правая	7 и 6	М.Н.Серебряным, 14 - Г.С.Рахутиным и Л.И.Тщенко, 17 - А.С.Дьяманштейном, 21 - А.Б.Голодом и Б.А.Оперовым (ШахтНИИ).	М.Н.Серебряным, 14 - Г.С.Рахутиным и Л.И.Тщенко, 15(с формулой 27) - А.Д.Карнышевым, 17 - А.С.Дьяман- штейном, 24 - А.Б.Голодом и Б.А.Оперовым (ШахтНИИ), 26 - А.Д.Карнышевым.