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

gost.e-ecolog.ru

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 ЦНИЭИуголь. 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: I.5 и I.8 – с М.Н. Серебряным, I.7 – с В.М. Капустиным, 3.10 – с А.Д.Карнышевым, 8 – с В.А.Беловодским (ПНИУИ).

Отдельные разделы подготовлены: I.3 – Е.З. Позиным и В.З.Меламедом, 3.I, 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.I – П. Е. Левковичем (ДонУГИ), 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: I – М.Ф.Кунтышем, 6 – И.В.Яковлевым, 7 – М. С. Газизовым, С.А. Кариманом, А.Д. Карнышевым и М.Н.Серебряным, I4 – Г.С.Рахутиным и Л.И.Тищенко, I7 – А.С.Диманштейном, 2I – А.Б.Голодом и Б.А.Ошеровым (ШахтНИУИ).

В разработке раздела I.I принимал участие В.И.Генрихс, раздела I.2 – В.Н.Бриллинг (КНИУИ), I.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, входные 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.Зиятдиновой, О.К.Гуляевым.

МЕТОДИКА РАСЧЕТА НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ[x)]

По настоящей методике рассчитывается в горной массе среднесуточная нагрузка на очистные забои при выемке комбайнами и стругами угольных пластов с углами падения до 35^0.

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

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

где $A_{см}$ – среднесменная нагрузка на очистной забой, т/смену (см. разделы I–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).

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

I. Расчет нагрузки на очистной забой при однокомбайновой выемке

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

$$A_{см} = T_{см}\, min\,(q\, K_м, m\gamma\, v\, K_v\, \mu_{кр}\, v_{кр}), \qquad (2)$$

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

q – средняя производительность комбайна, т/мин; определение q см. в разделе I.I;

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

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

γ – плотность угля в пласте вместе с породными прослойками, т/м^3. Для действующих очистных забоев принимается по данным ОТК шахты; при подготовке новых забоев и при проектировании шахт определяется как средневзвешенная величина по вынимаемой мощности пласта;

v – ширина захвата комбайна, м (см. табл. 4);

K_v – коэффициент использования захвата; принимается равным 0,95 для широкозахватных комбайнов, а также узкозахватных в лавах, отрабатывающих пласты по восстанию, и равным I,0 во всех остальных случаях;

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

$v_{кр}$ – скорость крепления, м/мин (см. раздел I.5).

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

$$A_{см} = T_{см}\, q\, K_м\,. \qquad (3)$$

I.I. Определение средней производительности комбайна

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

Таблица I

Бассейн	Сопротивляемость резанию, кгс/см						
	угля (слоища)	углистого аргиллита	аргиллита	алевролита	песчаника	известняка	твердых включений
Донецкий (в границах УССР)	20–400	70–250	I20–350	200–500	380–I000	300–600	500–I500
Донецкий (в границах РСФСР)	80–340	70–250	I50–400	250–550	400–II00	–	–
Кузнецкий	80–300	I50–200	I70–250	300–600	800–960	–	600–900
Карагандинский	70–200	I50–200	250–400	400–700	600–I000	–	–
Кизеловский	I40–540	I50–300	200–400	350–600	–	–	–
Челябинский	50–I50	50–I50	I00–280	I00–350	–	–	800–I000
Прибалтийский сланцевый	250–350	–	–	–	–	400–700	400–700

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

$$q = min\left\{q_п\, K_{п.с}, Q_м, q^{пр}_{к.л}\right\}, \qquad (4)$$

где $q_п$ – производительность комбайна, рассчитанная по скорости подачи, т/мин;

$$q_п = m\gamma\, v\, K_v\, v_п\,, \qquad (5)$$

x) Утверждена Министром угольной промышленности СССР Б. Ф. Братченко I9 мая I979 г.

$v_п$ – 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 ($v_м$);

при $0,8 \leq m < 1,1$ м $v_м = 1,7\text{-}2,3$ м/мин;
при $1,1 \leq m < 1,3$ м $v_м = 2,3\text{-}4,5$ м/мин;

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

$$K_р^{п.с} = \frac{q_{п.с}}{q_п} ,$$

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

$$q_{п.с} = min\left\{\frac{Q_э}{60}, \gamma_н \cdot v_{к.л}^{п.с}\right\}, \qquad (6)$$

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

$\gamma_н$ – насыпная плотность горной массы, т/м^3;

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

$Q_м$ – пропускная способность сборных конвейерных линий по маршруту углепотока данного очистного забоя, т/мин;

M – номер маршрута углепотока данного очистного забоя. Определение величин M и $Q_м$ см. в разделе I.4;

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

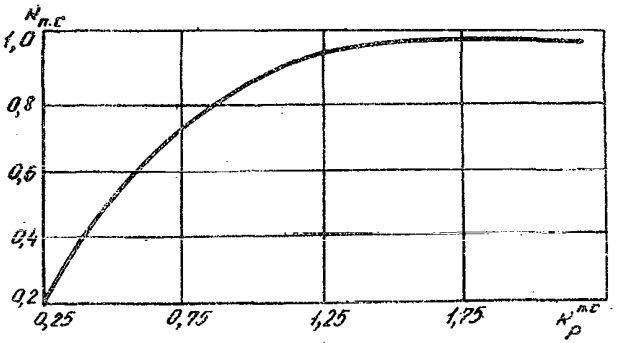

Рис. I. Зависимость коэффициента снижения производительности комбайна $K_{п.с}$ от коэффициента резерва пропускной способности транспорта $K_р^{п.с}$

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

$$q_{л.к} = \frac{P}{60(1 + 4,66\sqrt{\frac{v_л}{l_к}})} , \qquad (7)$$

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);

$v_л$ – скорость движения конвейерной ленты, м/с (табл. 3);

$l_к$ – расстояние от места поступления угля на став до разгрузочного конца конвейера, м.

Таблица 2

Характеристика скребковых конвейеров	Тип конвейера																				
	СВ7I	СП64	СП64П2	СП63	СП63М	КМ8I02БМ	СП202	СПМ87ДН	СП87П	СП205	СКI0I	СУIМК	СУ2МКМ	СУОКП	СП30I	СПИ26I	СК38Р	СК38	С53А	С53М	СР70А	СР70М	КИЗИ
Производительность, т/ч	2I0	300	400	260	360	380	500	300	600	660	400	265	265	600 ~~380~~	800	800	I00	I20	225	225	260	450	280
Коэффициент готовности	0,94	0,85	0,94	0,87	0,85	0,86	0,94	0,85	0,94	0,94	0,85	0,85	0,85	0,92	0,94	0,94	0,85	0,85	0,86	0,86	0,85	0,85	0,93

Таблица 3

Исполнение конвейера	Приемная способность, $м^3$/мин, ленточных конвейеров																											
	Л80		ЛТ80		ЛБ80		2Л80		2ЛТ80		2ЛБ80		3ЛН80	ЛЛI00	ЛТI00		ЛУI00	ЛБI00	ЛЛI00К	2ЛТI00	КЛI50А		КЛI50У		КЛА250	КРУ260	КРУ350	
	при скорости движения ленты, м/с																											
	I,6	2,0	I,6	2,0	I,6	2,0	I,6	2,0	I,6	2,0	I,6	2,0	I,6	I,6	I,6	2,5	I,6	I,6	I,6	2,5	I,6	2,0	I,6	2,0	I,8	I,5	I,5	3,0
Стационарный	7,2	9,3	-	-	7,2	9,3	7,2	9,3	-	-	7,2	9,4	4,7	II,2	-	-	I0,6	II,2	II,2	I5,7	6,7	8,3	6,3	7,9	8,7	8,2	I2,5	25,0
Полустационарный	6,5	8,4	6,5	8,4	6,5	8,4	6,5	8,4	6,5	8,4	6,5	8,4	3,5	-	I0,I	I5,7	-	I0,I	I0,I	-	6,0	7,5	5,7	7,I	7,9	7,4	-	-

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

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

где q^* – производительность комбайна, рассчитанная по формуле (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 дополнительное обнажение непосредственной кровли, ее расслоение и вывалы породы, что в конечном счете приводит к резкому увеличению трудоемкости очистных работ и снижению нагрузки на забой.

При уступной выемке пласта производительность комбайна определяется по формуле

$$q = \frac{A_п}{\frac{A_в}{q_в} + \frac{A_п - A_в}{q_н} \mu_{п.кр}}, \qquad (8)$$

где $A_п$ – объем добычи с одной полосы, т;

$$A_п = m \gamma \tau k_\tau \ell_л ,$$

$\ell_л$ – длина лавы, м;

$A_в$ – объем добычи из верхней пачки, т;

$$A_в = m_в \gamma \tau k_\tau \ell_л ,$$

$m_в$ – мощность верхней пачки, м;

$q_в$ – производительность комбайна при выемке верхней пачки угля, т/мин (см. раздел I.I; вместо m принимается $m_в$);

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

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

При раздельной выемке угля и породного прослойка мощностью более 0,3 м производительность комбайна определяется также по формуле (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 $v_п$ рассчитывается по формуле

$$v_п = min\,(v_{п.пр}, v_{п.тяг})\, k_{в.п}, \qquad (9)$$

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

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

Таблица 4

Тип комбайна	Тип забойных резцов и их число в линии резания	Тип электродвигателя; длительная (числитель) и часовая (знаменатель) мощность, кВт; максимальный стендовый момент, кгс·м	Ширина захвата комбайна r, м	Вынимаемая мощность пласта m, м	Масса комбайна G, т	Скорость подачи комбайна $v_{п.пр}$, м/мин, рассчитанная по мощности привода при сопротивляемости пласта резанию $A_р$, кгс/см				Составляющая сил резания в направлении подачи $F_п$, тс, при сопротивляемости пласта резанию $A_р$, кгс/см				Механизм подачи		Коэффициент готовности комбайна
						100	200	300	400	100	200	300	400	техническая допустимая скорость подачи $v_{п.доп}$, м/мин	тяговое усилие $F_т$, тс	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
1К101	И90В, $m_р$=2	ЭДКО4-2М; 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	ЗРП.80, $m_р$=1	ЭКВ4-160; 160/160; 300	0,63	0,8-1,45	10,0	10,0	10,0-5,6	7,0-3,9	5,6-3,1	2,5	4,6	5,0	5,8	10,0	12	0,84
			0,80	0,8-1,45	10,5	10,0-8,0	7,7-4,3	5,3-2,9	4,2-2,3	3,2	4,8	5,4	6,3	6,0	20	
МК67	УМК90, $m_р$=2	ЭДКО4-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, $m_р$=1	ЭДКО4-2М; 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, $m_р$=1	ЭДКО4-4М; 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, $m_р$=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	ЗРП.80, $m_р$=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, $m_р$=3	ЭДКО4-2М; 75/105; 130	0,63	1,6-3,2	13,5	4,1-2,2	1,7-0,8	0,8-0,4	-	5,2	5,9	6,6	-	6,0	12	0,94
		ЭДКО4-4М; 80/115; 200				6,0-4,1	3,1-1,4	1,8-0,8	1,1-0,4	6,2	6,9	7,9	8,5	4,4	16	
КШ3М	И79Б, $m_р$=3	2хЭД50-5р; 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	ЗРП.80, $m_р$=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	ЗРП.80, $m_р$=1,0/2,0	ЭКВ5-АТ; 160/160; 230	0,50	3,5-5,2	35,0	3,0	3,0	3,0	3,0	4,2	6,2	7,9	9,7	3,0 1,5	18 36	0,94
		ЭКВ4У; 125/125; 210														

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

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

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

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

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

$$A_{р.ф} = A_р \frac{K_{от.ф}}{K_{от}}. \qquad (11)$$

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

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

где $F_п$ – составляющая силы резания в направлении подачи комбайна, тс (см. табл. 4, графы 11–14);

$F_т$ – 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 бóльшее 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 бóльшая (в допустимых пределах) скорость подачи.

Если необходимо определить производительность комбайна при значениях вынимаемой мощности пласта и сопротивляемости пласта резанию, отличных от приведенных в табл. 4, величины $v_{п.пр}$ и $F_п$ 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

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

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 $A_р$ ($A_р'$ – меньшее и $A_р''$ – большее) и обозначается соответственно $v_{п.пр}'$ и $v_{п.пр}''$.

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

$$v_{п.пр} = v_{п.пр}' - \frac{A_р - A_р'}{A_р'' - A_р'}\left(v_{п.пр}' - v_{п.пр}''\right). \qquad (14)$$

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

$$F_п = F_п' - \frac{A_р - A_р'}{A_р'' - A_р'}\left(F_п' - F_п''\right), \qquad (15)$$

где $F_п'$, $F_п''$ – составляющие силы резания в направлении подачи комбайна, соответствующие $A_р'$ и $A_р''$, тс.

Значения $v_{п.пр}$ и $F_п$, приведенные в табл. 4, рассчитаны для вязких углей при различных значениях сопротивляемости пласта резанию в неотжатой зоне, представляющих собой средневзвешенные по объему значения сопротивляемости резанию угля, прослойков и включений, содержащихся в пласте. Значения сопротивляемости резанию различных пород приведены в табл. 1, где минимальные значения характерны для слабых прослойков (включений), максимальные – для крепких. Если в конкретном забое пласт содержит прослойки (включения), породы которых относятся к породам средней крепости, следует принимать среднее значение сопротивляемости резанию. При наличии нескольких прослойков сопротивляемость пласта резанию определяется как средневзвешенная по их мощности.

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

К вязким углям относятся:

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

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

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

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

Таблица 5

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

К весьма хрупким 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 хрупким.

Скорость подачи широкозахватных комбайнов определяется по формуле

$$v_п = 1{,}4\,\frac{v_р^e}{l_{ш}}, \qquad (16)$$

где $v_р^e$ – скорость резания (скорость движения цепи), м/с;

$l_{ш}$ – длина зарубной щели, м;

$$l_{ш} = 2r + h_б,$$

где r – ширина захвата, м;

$h_б$ – высота исполнительного органа между концами внешних зубков, м.

Величины $v_р^e$, r, $h_б$ принимаются в соответствии с табл. 5.

Пример. Требуется определить скорость подачи комбайна 1ГШ68, работающего в Донбассе по антрацитовому пласту мощностью 1,6 м с углом падения 12°. Сопротивляемость угля резанию 240 кгс/см. Суммарная мощность прослойков алевролита с сопротивляемостью резанию 350 кгс/см – 0,31 м. Коэффициент отжима угля 0,73. Расчет ведется по данным табл. 14.4.

1. Средневзвешенное значение сопротивляемости пласта резанию составляет

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

2. Коэффициент отжима угля определяем по формуле (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):

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

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

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

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

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

6. Рассчитываем скорость подачи комбайна по установленной мощности привода при A_p = 280 кгс/см, для чего пользуемся формулой (I4):

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

7. Составляющую силы резания в направлении подачи комбайна при A_p = 280 кгс/см определяем по формуле (I5):

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

8. Пользуясь формулой (I2), рассчитываем скорость подачи комбайна по допустимому тяговому усилию:

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

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

I0. Поскольку уголь данного пласта относится к хрупким ($60 < A_p = 261 < 300$ кгс/см), то полученную скорость подачи следует увеличить на I5%. Тогда

$$v^{e}_{п} = 4,2\cdot 1,15 = 4,83 \text{ м/мин.}$$

I.4. Определение пропускной способности сборных конвейерных линий по маршрутам углепотоков из очистных забоев

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

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

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

$$Q_M = min\,(Q_{1M}, Q_{2M}, \ldots, Q_{kM}, \ldots, Q_{nM}), \qquad (I7)$$

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 $Q^{пс}_{kM}$ и по его паспортной производительности $Q^{пр}_{kM}$ по маршруту углепотока из данной лавы:

$$Q_{kM} = min\,(Q^{пс}_{kM}, Q^{пр}_{kM}). \qquad (I8)$$

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

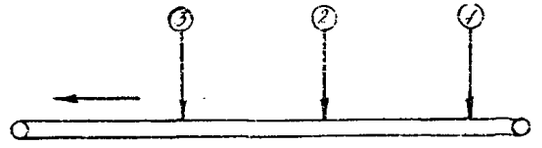

Рис. 2. Схема загрузки конвейера:

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

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

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

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

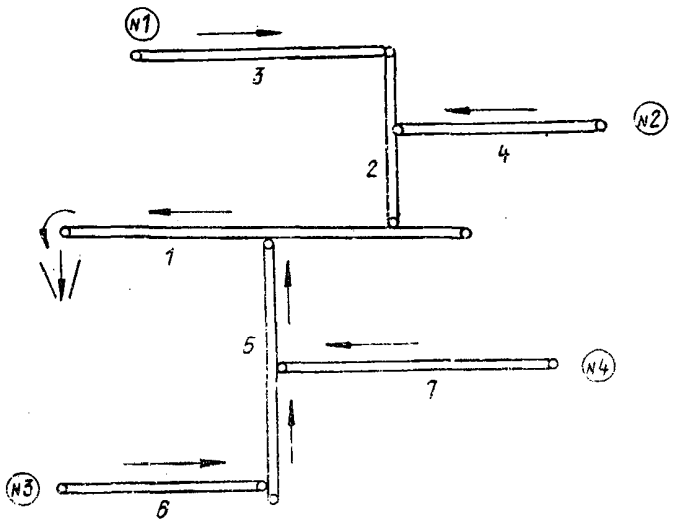

Рис. 3. Примерная схема системы подземного транспорта:
——→ – направление движения углепотоков;
1, 2, ..., 7 – номера конвейеров;
№ 1, № 2, № 3, № 4 – номера маршрутов;
\|/ – бункер

Пропускная способность конвейерной линии каждого маршрута определяется выражениями:

$$№\ 1\quad Q_1 = min(Q_{11}, Q_{21}, Q_{31});$$
$$№\ 2\quad Q_2 = min(Q_{12}, Q_{22}, Q_{42});$$
$$№\ 3\quad Q_3 = min(Q_{13}, Q_{53}, Q_{63});$$
$$№\ 4\quad Q_4 = min(Q_{14}, Q_{54}, Q_{74}).$$

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

$$Q_{к1}^{пс} = 0{,}6\gamma_н v_{пс}^{(к)},$$

где $v_{пс}^{(к)}$ – приемная способность $к$ -го конвейера, м³/мин.

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

$$Q_{к1}^{пр} = \frac{P_к}{60\left(1+4{,}66\sqrt{\frac{v_{л.к}}{l_{к1}}}\right)}, \qquad (19)$$

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

$v_{л.к}$ – скорость движения ленты $к$ -го конвейера, м/с. Определяется по табл. 3;

$l_{к1}$ – расстояние от места выгрузки угля (маршрут № I) на $к$ -м ставе до разгрузочного конца этого става, м.

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

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

$$Q_{км}^{пс} = \frac{\gamma_н v_{пс}^{(к)} - \bar{q}_{к,м-1}}{1-4к^2_{vм}}\left\{1-\sqrt{1-(1-4к^2_{vм})\left[1-\frac{4\sigma^2_{к,м-1}}{(\gamma_н v_{пс}^{(к)}-\bar{q}_{к,м-1})^2}\right]}\right\}, \qquad (20)$$

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

$$\bar{q}_{к,м-1} = \sum_{l=1}^{м-1} q_{пl},$$

где $q_{пl}$ – рассчитанная по скорости подачи производительность выемочной машины, работающей в очистном забое l -го маршрута, т/мин. Определение см. в разделах I.I и I.3;

$k_{vм}$ – коэффициент вариации углепотока м -го маршрута; при наличии между рассчитываемым конвейером и лавой м -го маршрута бункера $k_{vм} = 0$, в противном случае $k_{vм} = 0{,}3$;

$\sigma^2_{к,м-1}$ – дисперсия углепотока, поступающего на став к -го конвейера из очистных забоев маршрутов с номерами от I до м – I, т/мин²;

$$\sigma^2_{к,м-1} = \sum_{\ell=1}^{м-1} k^2_{ve}\, q^2_{пе}\,.$$

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

$$Q^{пр}_{км} = \frac{\Pi_к - \bar{\Pi}_{к,м-1}}{\frac{\ell_{км}}{60 v_{лк}} - 4k^2_v}\left\{1 - \sqrt{1 - \left(1 - 612\,\frac{k^2_v v_{лк}}{\ell_{км}}\right)\left[1 - \frac{\ell_{к,м-1}}{15 v_{лк}(\Pi_к - \bar{\Pi}_{к,м-1})^2}\right]}\right\}, \qquad (21)$$

где $\Pi_к$ – максимально допустимое по производительности количество угля на ставе к -го конвейера, т;

$$\Pi_к = \frac{P_к \ell_к}{3600 v_{лк}};$$

$\bar{\Pi}_{к,м-1}$ – среднее количество угля на ставе, т;

$$\bar{\Pi}_{к,м-1} = \frac{1}{60 v_{лк}} \sum_{\ell=1}^{м-1} q_{пе}\, \ell_{кг};$$

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

$\ell_{к,м-1}$ – дисперсионный момент углепотоков маршрутов от I-го до (м -I)-го по к -му конвейеру;

$$\ell_{к,м-1} = \sum_{\ell=1}^{м-1} k^2_{ve}\, q^2_{пе}\, \ell_{кг}\,.$$

I.5. Расчет производительности комбайна по скорости крепления

Расчет производительности комбайна по скорости крепления производится по формуле

$$q_{кр} = m \gamma \tau k_г v_{кр}, \qquad (22)$$

где $v_{кр}$ – скорость крепления, м/мин.

Скорость установки индивидуальной крепи зависит от устойчивости кровли, типоразмеров стоек и верхняков, состава комплектов крепи, расстояния между ними и определяется по табл. 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

$$v_{кр} = v'_{кр} k_{сх} k_{уп} k_{уст}, \qquad (23)$$

где $v'_{кр}$ – скорость крепления при последовательной схеме передвижки крепи и устойчивых боковых породах, м/мин; определяется по табл. 8;

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

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

при работе комплексов по простиранию

$$k_{уп} = \begin{cases} I \text{ при } \alpha \le 9^0, \\ I - 0{,}0I3\ (\alpha - 9^0) \text{ при } 9 < \alpha < 35^0; \end{cases}$$

при работе по падению пласта

$$k_{уп} = \begin{cases} I \text{ при } \alpha \le 6^0, \\ I - 0{,}0066\,\alpha - 0{,}00087\,\alpha \text{ при } 6 < \alpha < I5^0; \end{cases}$$

$k_{уст}$ – коэффициент снижения скорости крепления при неустойчивых породах,

$$k_{уст} = \frac{1}{\frac{1}{k_п} + \frac{1}{k_{кр}} + \frac{1}{k^*_{от}} - 2};$$

где $k_п$ – коэффициент снижения скорости крепления при недостаточной несущей способности почвы; для механизированной крепи типа ОМКТМ, ОКП, МКМ, МКЭ, МК98, IМК97Д $k_п = 0{,}5\,(I + k^*_п)$, для остальных типов крепи $k_п = k^*_п$. Величина $k^*_п$ определяется по графикам рис. 4 в зависимости от удельного давления опорной поверхности крепи на почву $H_{кр}$ (определяемого по табл. 8) и несущей способности почвы $H_п$. При применении индивидуальной крепи $k_п = I$;

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	I,0	I,2	0,8	I,0	I,2
		При вынимаемой мощности пласта I,0-2,0 м								
ГСУ2		Одна стойка под ранее уложенный верхняк	4		I,52			I,35		
ГСУ3		То же	4		I,44			I,28		
ГСУ4		" "	4		I,35			I,20		
ГСУ5		" "	4		I,35			I,20		
ГСУ6		" "	5		I,35			I,20		
		При вынимаемой мощности пласта до I,20 м								
ГВТ	До 40,0	Одна стойка под верхняк	2	0,70		0,87	I,04	0,59	0,74	0,89
ГВТ	40,I и более	То же	2	0,64		0,80	0,96	0,57	0,68	0,82
		При вынимаемой мощности пласта I,2I-I,80 м								
ГВТ	До 40,0	Одна стойка под верхняк	2	0,64		0,80	0,96	0,57	0,68	0,82
ГВТ	40,I-50,0	То же	2	0,58		0,73	0,87	0,49	0,62	0,74
		При вынимаемой мощности пласта I,8I м и более								
ГВС	До 50,0	Одна стойка под верхняк	2	0,50		0,62	0,74	0,42	0,52	0,63
ГВС	50,I-60,0	То же	2	0,45		0,59	0,68	0,39	0,48	0,57
ГВС	60,I-70,0	" "	2	0,42		0,52	0,63	0,36	0,44	0,53
ГВС	70,I-80,0	" "	2	0,38		0,48	0,57	0,33	0,4I	0,49
		При вынимаемой мощности пласта до I,20 м								
ГВТ	До 40,0	Две стойки под верхняк	2	0,40		0,50	0,60	0,34	0,42	0,50
ГВТ	40,I и более	То же	2	0,37		0,45	0,55	0,3I	0,39	0,47
		При вынимаемой мощности пласта I,2I-I,80 м								
ГВТ	До 40,0	Две стойки под верхняк	2	0,37		0,45	0,57	0,3I	0,39	0,47
ГВТ	40,I-50,0	То же	2	0,33		0,47	0,50	0,28	0,36	0,43
		При вынимаемой мощности пласта I,8I м и более								
ГВС	До 50,0	Две стойки под верхняк	2	0,28		0,34	0,47	0,23	0,29	0,35
ГВС	50,I-60,0	То же	2	0,25		0,3I	0,38	0,2I	0,26	0,32
	60,I-70,0	" "	2	0,23		0,28	0,34	0,I9	0,24	0,29
ГВС	70,I-80,0	" "	2	0,20		0,26	0,3I	0,I7	0,22	0,26

Примечание. Скорость крепления лав гидростойками при работе узкозахватных комбайнов рассчитана для пластов с углами падения до 20°. Для пластов с углами падения свыше 20° следует вводить коэффициент уменьшения: для пластов с углами падения 2I-30° и 3I° 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 непосредственной кровли, м	Минимальное время устойчивости нижних слоев пород кровли t_y, мин		Категория кровель по устойчивости
				плоскостями расслоения (ослабления)	трещинами			с естественной влажностью	обводненных	
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
I Обрушающиеся при выемке угольного пласта	I. Пески глинистые	Преимущественно кварцевые с примесью глинистого материала		-	-	-	-	-	-	I Совершенно неустойчивые
	2. Глины слабые, углистые, мощность слоя менее 0,5 м	Глинистый материал, породы пластичные		-	-	До 20	0	-	-	
	3. Аргиллиты раздробленные	Глинистый материал, породы свободно распадаются по плоскостям наслоения и трещинам		-	0,04-0,I0	До I00	0	-	-	
2 Весьма легко обрушающиеся	I. Угли весьма хрупкие, перемятые	Блестящие (витрен), неясно полосчатые		-	0,04-0,I5	До 280	0	2	0	
	2. Угли бурые, перекрытые песками или глинами, мощность слоя менее 0,5 м	Пачка угля, в кровле пласта пески		-	0,05-0,20	До I00	До I	2	2	2 Неустойчивые
	3. Аргиллиты углистые, слабые, мощность слоя 0,I-0,3 м (ложная кровля)	Глинистый материал с содержанием углистых веществ 20-50% и более, породы свободно отслаиваются		0,0I-0,05	0,04-0,I0	До 50	0	2	2	
	4. Угли бурые, перекрытые плотными глинами	Пачка угля, в кровле пласта глины		-	0,06-0,20	До I50	До I	5	5	
	5. Аргиллиты углистые, мощность слоя 0,3-I,0 м	Глинистый материал с примесью алевритистого, с тончайшими прослойками и линзочками угля		0,03-0,I5	0,05-0,30	До I00	До I	5	5	
	6. Глины плотные, мощность слоя более I,0 м	Глинистый материал с примесью песка и угля		-	-	До 50	До I	I0	0	

Продолжение табл. 7

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
	7. Угли хрупкие	Содержат I0-35% компонентов группы фюзинита, полублестящие, полосчатые		-	0,05-0,20	До 200	До I	20	I0	3 Средней устойчивости
	8. Аргиллиты тонкослоистые слабые	Глинистый материал с примесью алеврита (до I0%) и слюды, с явно выраженными трещинами и плоскостями расслоения		0,03-0,I0	0,05-0,20	До I50	До I	30	I0	
	9. Аргиллиты среднеслоистые слабые			0,05-0,20	0,I0-0,30	До 200	До I	40	I5	
	I0. Угли вязкие	Содержат 35-60% компонентов фюзинита, полуматовые, полосчатые		-	0,05-0,20	До 300	До I	60	30	
3 Легкообрушающиеся	I. Угли весьма вязкие	Содержат более 60% компонентов группы фюзинита, матовые и полуматовые, однородные и штриховатые		-	0,I0-0,20	До 300	I-2	90	45	
	2. Аргиллиты тонкослоистые средней прочности	Глинистый материал с примесью алеврита (до I0%) и слюды, с ясно выраженными плоскостями расслоения и слабо выраженной трещиноватостью		0,03-0,I0	0,I0-0,30	До 400	I-2	I00	50	
	3. Аргиллиты среднеслоистые средней прочности			0,05-0,20	0,I5-0,40	До 400	I-2	I30	65	
	4. Аргиллиты толстослоистые средней прочности			0,I0-0,30	0,20-0,50	До 500	I-2	I60	80	
	5. Аргиллиты алевритистые средней прочности	Глинистый материал с примесью алеврита (до 25%). Плоскости расслоения проявляются чешуйками слюды, породы со слабо выраженной трещиноватостью		0,I0-0,30	0,20-0,40	До 700	I-2	I70	90	
	6. Алевропелиты средней прочности	Глинистый материал (более 50%) с прослоями алеврита, с ясно выраженными плоскостями расслоения, покрытыми глинистым и углистым материалом	Глинистый, базальный	0,I0-0,30	0,20-0,40	До 800	I-2	I80	I00	
	7. Алевролиты средней прочности	Алевритовый (более 50%) кварцевый материал с примесью полевого шпата и слюды с хорошо выраженными плоскостями расслоения, покрытыми глинистым материалом	Глинистый, базальный, поровый	0,05-0,20	0,20-0,50	До 900	I-2	I80	I20	

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
3.I Легко обрушающиеся с сильными вторичными осадками	Породы непосредственной кровли такие же, как породы кровель 3-го типа, а породы основной кровли такие же, как породы кровель 5 и 6-го типов							В период вторичных осадок уменьшается для каждой из указанных пород кровли 3-го типа примерно в 2 раза		3.I Средней устойчивости, переходящие в неустойчивые в период вторичных осадок
4 Средней обрушаемости	I. Аргиллиты толстослоистые прочные	Глинистый материал (50-70%), алеврит (I0-25%) и углистое вещество (до 5%)		0,30-0,70	0,20-0,50	До I000	2-6	240	I50	4 Устойчивые
	2. Аргиллиты алевритистые прочные	Глинистый материал с примесью алеврита (I0-I5%), микрозернистого сидерита и кальцита		0,20-0,50	0,25-0,50	До I000	3-6	240	I50	
	3. Аргиллиты алевритовые среднеслоистые прочные	Глинистый материал с примесью алеврита (до 50%), сидерита, кальцита		0,20-0,50	0,20-0,50	До I000	2-6	260	I70	
	4. Алевролиты мелкозернистые прочные	Преимущественно кварцевый, с примесью карбонатов	Глинистый, базальный	0,I0-0,50	0,25-0,60	До I200	2-6	280	I80	
	5. Алевролито-песчаники среднеслоистые прочные	Алевролито-песчаный (50%) и глинистый (50%) материал	Глинистый, базальный	0,I0-0,50	0,30-0,60	До I200	2-6	300	200	
	6. Песчаники алевритистые	Песчано-алевритовый материал с примесью глинистого (до 25%), с углисто-слюдистым налетом по наслоению	Глинистый, поровый, базальный	0,I0-0,30	0,20-0,80	До I200	2-6	330	220	
	7. Песчаники мелкозернистые	Песчаный материал, преимущественно кварцевый	Глинистый, карбонатный, поровый	0,I0-0,20	0,20-0,80	До I200	2-6	360	260	
	8. Известняки глинистые среднеслоистые	Карбонатно-глинистый материал с включениями углистого		0,05-0,30	0,30-I,00	До I200	2-6	360	240	
	9. Известняки песчанистые среднеслоистые	Карбонатный материал с примесью песчаного, а также обуглленных растительных остатков и обломков фауны		0,I0-0,20	0,30-I,00	До I200	2-6	360	260	
4.I Средней обрушаемости с сильными вторичными осадками	Породы непосредственной кровли такие же, как породы кровли 4-го типа, а породы основной кровли такие же, как породы кровель 5 и 6-го типов							В период вторичных осадок уменьшается для каждой из указанных пород кровли 4-го типа примерно в 2 раза		4.I Устойчивые, переходящие в среднеустойчивые в период вторичных осадок

Окончание табл. 7

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
5 Труднообрушающиеся	I. Аргиллиты алевритовые толстослоистые	Глинистый материал с примесью алеврита (I0-I5%), сидерита, кальцита		0,30-0,70	0,30-I,20	До I000	6-I2	Практически не ограничено		5 Устойчивые
	2. Алевролиты	Алевритовый материал, преимущественно кварцевый	Глинисто-карбонатный, базальный	0,20-0,80	0,30-I,20	До I200	6-I2			
	3. Алевролиты карбонатные	Алевритовый материал с примесью глинисто-карбонатного	Глинисто-карбонатный, базальный	0,20-0,80	0,30-I,20	До I300	6-I2			
	4. Песчаники среднезернистые карбонатные	Песчаный материал с примесью глинисто-карбонатного	Глинисто-карбонатный, базально-поровый	0,20-0,80	0,30-I,50	До I800	6-I2			
	5. Известняки доломитовые толстослоистые	Карбонатный материал с примесью доломита		0,20-0,70	0,20-I,50	До I800	6-I2			
6 Весьма труднообрушающиеся	I. Аргиллиты алевритистые монолитные	Глинистый материал (50%), алеврит (20-25%), микрозернистый сидерит и вторичный кварц, не слоистые		2,00-5,00	2,00-I0,0	До I500	Более I2	Практически не ограничено		
	2. Аргиллиты окварцованные	Глинистый (до 50%) и кварцевый (до 30%) материал с сидеритом		I,50-3,00	I,00-5,00	До 2000	Более I2			
	3. Алевролиты окварцованные	Кварцево-алевритовый материал с незначительной примесью глинистого и слюды	Кварцевый, базальный	0,70-2,00	I,00-3,00	До 2000	Более I2			
	4. Песчаники окварцованные	Преимущественно кварцевый материал средне- и крупнозернистый	Кварцевый, базальный	0,80-2,00	I,00-3,50	До 2500	Более I2			
	5. Известняки окварцованные	Карбонатный материал с незначительной примесью равномерно распределенного обломочного, глинистого и углистого		0,70-I,30	I,30-2,00	До 2500	Более I2			
7 Плавно опускающиеся	Известняки, песчаники, алевролиты, реже аргиллиты (некоторые разности)	Состав, расслоение, трещиноватость, как у пород 4, 5 и 6-го типов						Соответственно как у пород кровель 4, 5 или 6-го типа		

Таблица 8

Характеристика крепи	Тип крепи																
	"Донбасс"	МК97	М87Э	М87ДН	М87ДГА	М87А	М87П	2М81Э	ОМКТМ	ОКП	3ОКП	1МКМ	2МКЭ	АКЛ	ОКП70	МП30	МП20	КМВ
Вынимаемая мощность пласта, м:																		
минимальная	0,72	0,72	I,I8	I,25	I,3	I,5	I,I	2,0	I,85	I,85	2,5	I,5	I,7	0,9	I,8	2,5	3,7	2,5
максимальная	I,I	I,3	I,9	I,95	I,9	I,9	I,9	3,2	3,0	3,5	3,5	I,75	2,2	I,4	3,0	3,5	5,0	3,5
Сечение в свету, м^2	I,56[x]	I,4	2,7	2,5	2,5	2,3	2,7	3,54	2,7	2,7	5,2	3,0	2,9	I,6	2,7	5,6	6,5	5,6
	2,5	3,4	4,6	4,6	4,6	4,6	4,6	6,32	3,4	3,4	7,8	3,8	4,4	2,5	5,4	9,0	I0,5	I2,6
Скорость крепления при последовательной схеме передвижки крепи и устойчивых боковых породах, м/мин	2,30	2,40	2,55	2,55	2,75	2,85	2,55	I,25	2,44	2,58	2,58	2,I8	2,I6	3,50	2,00	2,I5	3,00	2,I5
Коэффициент готовности крепи	0,90	0,92	0,94	0,9I	0,90	0,90	0,95	0,94	0,85	0,92	0,83	0,88	0,89	0,90	0,85	0,95	0,85	0,95
Удельное давление опорной поверхности крепи на почву, кгс/см^2	I9,0	32,0	24,2	24,2	24,2	24,2	20,0	27,5	7,5	7,5	7,5	II,0	8,0	25,0	I2,0	24,8	I5,0	24,3
Длина крепи по перекрытию, мм	3365	2900	3255	3580	3580	3580	3580	2900	3200	3200	3500	4I00	2460		3200	3600	4000	3600

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

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

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

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

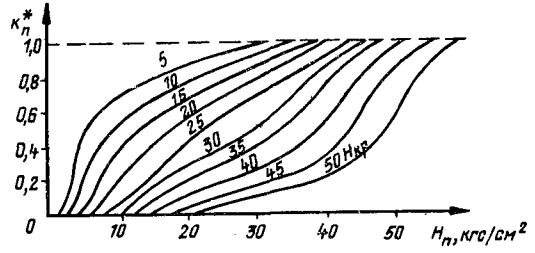

Рис. 4. Зависимость коэффициента снижения скорости крепления $K_п^*$ от несущей способности почвы $H_п$ и удельного давления опорной поверхности крепи на почву $H_{кр}$

$k_{от}^*$ – коэффициент снижения скорости крепления в связи с необходимостью крепления обнажаемой кровли из-за вывалов угля из верхних пачек пласта вследствие интенсивного отжима; определяется по табл. 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	I,0

I.6. Расчет коэффициента машинного времени

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

$$k_м = \left[\frac{1}{\mu_I} + \left(\frac{1}{\mu_{II}} - 1\right)\left(1 + \frac{\frac{1}{\mu_I} - 1}{\frac{1}{K\mu_{II}} + 1}\right)\right]^{-1}, \qquad (24)$$

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

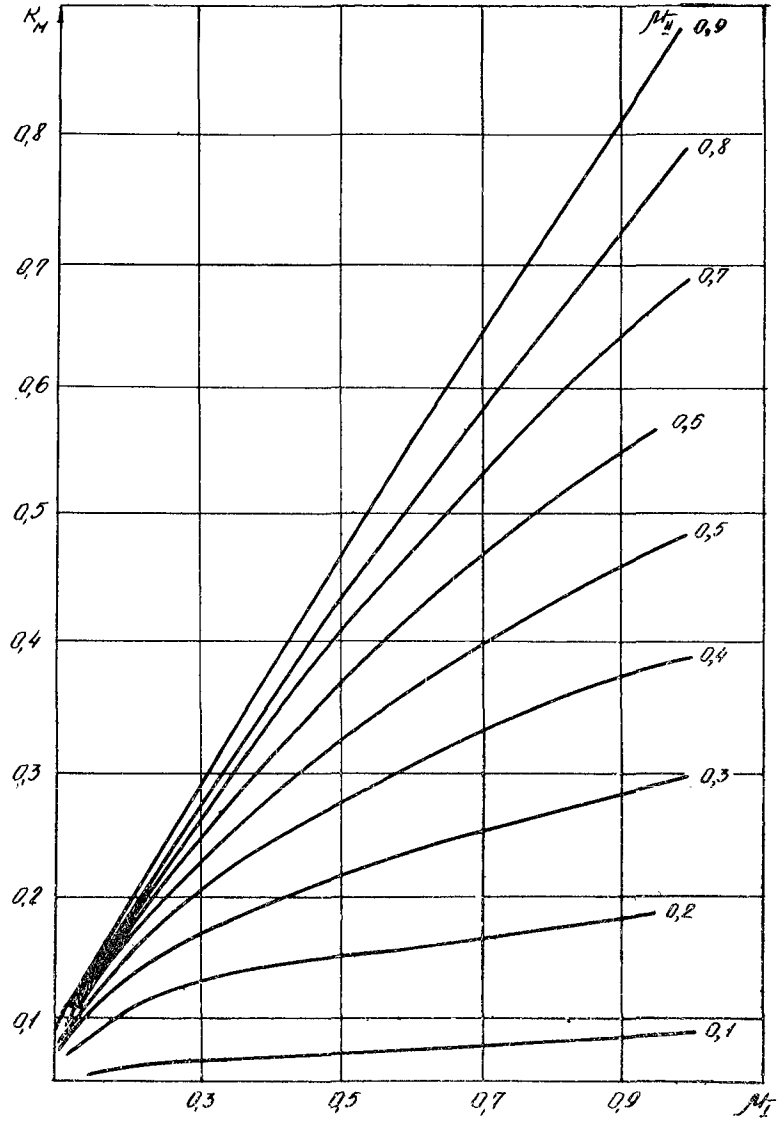

Рис. 5. График зависимости коэффициента машинного времени $K_м$ от коэффициентов готовности по группе последовательных (μ_I) и параллельных ($\mu_п$) перерывов

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

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

I.7. Расчет коэффициента готовности очистного забоя по группе последовательных перерывов

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

$$\mu_I = \frac{1}{\left[1 + \frac{q\, T_{техн}}{m\gamma v k_г \ell_л} + \left(\frac{1}{\mu_к} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{кр}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{к.у}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{п.кр}} - 1\right) + \cdots \right.} \quad (25)$$

$$\left. \cdots + \left(\frac{1}{\mu_{уб}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{оп}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{пп}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{пр}} - 1\right)\right],$$

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

$$T_{техн} = \left(t_{всп} + t_{обм}\right)^{\ell_л} + t_{взр} + \theta_{зач} + \theta_{пор} + t_{пр} + t_{пос} + max\left\{\theta_{к.о}, \theta_{о.кр}\right\},$$

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

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

$t_{взр}$ – нормативные затраты времени на заряжание и взрывание шпуров в нишах и проветривание лавы, мин. Значения величин $t_{всп}$, $t_{взр}$ ориентировочно можно определить по табл. I0–I3 или на основании рекомендаций и зависимостей, изложенных в "Отраслевой методике определения экономической эффективности новой техники и совершенствования производства в угольной промышленности" (М., ЦНИЭИуголь, 1973);

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

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

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

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

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

$\theta_{о.кр}$ – продолжительность ожидания окончания крепления лавы.

Таблица I0

Мощность пласта, м	Технологические перерывы при работе комбайнов КШ с индивидуальной крепью		
	Вспомогательные операции $t_{всп}$, мин/м	Ожидание обмена составов вагонеток на погрузочном пункте лавы $t_{обм}$, мин/м	Затраты времени на заряжание, взрывание и проветривание ниш лавы $t_{взр}$, мин
I,84-I,99	0,057	0,I45	36,0: $\ell_л$
2,00-2,20	0,057	0,I60	36,0: $\ell_л$
2,2I-2,40	0,057	0,I75	36,0: $\ell_л$
2,4I-2,60	0,057	0,I90	36,0: $\ell_л$
2,6I-2,80	0,057	0,205	36,0: $\ell_л$
2,8I-3,00	0,057	0,22I	36,0: $\ell_л$
Свыше 3,00	0,057	0,236	36,0: $\ell_л$

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 IГШ68 – 26 мин; комбайнов типа 2К52 при устойчивой, средней устойчивости и неустойчивой кровле – соответственно 30, 35 и 45 мин; при односторонней схеме работы комбайнов типа 2К52 – 20–27 мин;

для очистных забоев, оборудованных комплексами типа ОМКТ и МК, при односторонней схеме работы комбайнов типа КШIкг в зависимости от устойчивости кровли – I0, I5 и I8 мин;

Таблица II

Мощность пласта, м	Технологические перерывы при работе комбайнов 1К101, 2К52, МК67, БК52 с индивидуальной крепью						
	Вспомогательные операции $t_{всп}$, мин/м	Ожидание обмена составов вагонеток на погрузочном пункте лавы $t_{обм}$, мин/м	Подготовка комбайна к вынимке следующей полосы $\theta_{к.о}$, мин				Затраты времени на заряжание, взрывание и проветривание ниш лавы $t_{взр}$, мин
			при челноковой схеме работы комбайна		при односторонней схеме работы комбайна		
			при длине лавы $\ell_л$, м				
			до 200	201-300	до 200	201-300	
До 0,78	$0,050 \cdot \ell_л$	$0,063 \cdot \ell_л$	$0,196 \cdot \ell_л$	$0,146 \cdot \ell_л$	$0,300 \cdot \ell_л$	$0,295 \cdot \ell_л$	36,0
0,79-0,85	0,050	0,076	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
0,86-0,95	0,050	0,084	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
0,96-1,04	0,050	0,092	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,05-1,14	0,050	0,101	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,15-1,25	0,050	0,111	0,146	0,146	0,300	0,295	36,0
1,26-1,38	0,050	0,123	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,39-1,52	0,050	0,135	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,53-1,66	0,050	0,149	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,67-1,83	0,050	0,163	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
1,84-1,99	0,050	0,178	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
2,00-2,20	0,050	0,196	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0
2,21 и более	0,050	0,213	0,196	0,146	0,300	0,295	36,0

Таблица I2

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

Таблица I3

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

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

для очистных забоев, оборудованных комплексами КМ87Э, при челноковой схеме работы комбайна ГК58 – 40 мин.

При применении индивидуальной крепи с узкозахватными комбайнами $\theta_{к.в}$ определяется, в зависимости от типа комбайна, по табл. II–I3.

При широкозахватной выемке вместо $\theta_{к.в}$ учитываются затраты времени на монтаж, демонтаж, перегон и разворот комбайна, которые принимаются согласно табл. I3.

Таблица I4

Вид оборудования	Факторы, влияющие на надежность оборудования	Расчетные формулы
Угольные комбайны	Наличие в угольном пласте включений колчедана или пирита в количестве, больше 10 на 100 м, или суммарная мощность породных прослойков более 10% мощности пласта, или комбайнами 1К101, 2К101, МК67 после капитального ремонта добыто свыше 100 тыс.т и остальными комбайнами свыше 200 тыс.т	$\mu_к = 0{,}9\,\mu_к^*$
	Пласты без включений колчедана или пирита, или суммарная мощность породных прослойков менее 10% мощности пласта, или комбайнами 1К101, 2К101, МК67 добыто менее 60 тыс.т и остальными комбайнами до 100 тыс.т при трехсменном режиме работы, или двухсменный режим работы, или разработка ведется в Воркутинском угольном бассейне	$\mu_к = \frac{1}{1+0{,}6\left(\frac{1}{\mu_к^*}-1\right)}$
	Во всех остальных случаях	$\mu_к = \mu_к^*$
Механизированная крепь	Лава обводнена, или волнистая гипсометрия пласта, или длина лавы свыше 180 м, или работа крепи свыше 15 месяцев, или труднообрушаемая 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	$\mu_{кр} = \frac{1}{1+0{,}6\left(\frac{1}{\mu_{кр}^*}-1\right)}$
	Во всех остальных случаях	$\mu_{кр} = \mu_{кр}^*$
Скребковые конвейеры	Лава длиной более 150 м обводнена, или конвейером доставлено более 200 тыс.т угля	$\mu_{с.к} = 0{,}9\,\mu_{с.к}^*$
	Сухая лава 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	$\mu_{с.к} = \frac{1}{1+0{,}6\left(\frac{1}{\mu_{с.к}^*}-1\right)}$
	Во всех остальных случаях	$\mu_{с.к} = \mu_{с.к}^*$

Коэффициенты готовности комбайна $\mu_к$, механизированной крепи и скребкового конвейера $\mu_{кр}$ определяются по формулам, приведенным в табл. I4. При использовании индивидуальной крепи $\mu_{кр}$ равно единице.

В расчетные формулы, приведенные в табл. I4, кроме $\mu_к$, $\mu_{кр}$ и $\mu_{с.к}$, входят следующие коэффициенты:

$\mu_к^*$ – среднеотраслевой коэффициент готовности комбайна (см. табл. 4). При применении широкозахватных комбайнов $\mu_к^* = 0{,}9$;

$\mu_{кр}^*$ – среднеотраслевой коэффициент готовности крепи (см. таблицу 8);

$\mu_{с.к}^*$ – среднеотраслевой 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 углепоток поступает из нескольких очистных забоев, определяется по формуле

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

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

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

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

μ_ℓ – коэффициент готовности ℓ-го скребкового конвейера; определяется в зависимости от условий эксплуатации согласно табл. I4.

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 I.8), рассчитывается только для средней устойчивости и неустойчивых кровель (см. табл. 7). Для устойчивых кровель или при паевой схеме расстановки рабочих по лаве $\mu_{п.кр}$ принимается равным единице.

Коэффициент готовности очистного забоя по фактору "переполнение участкового бункера" $\mu_{у.б}$ определяется с помощью графика (рис. 6). Значение коэффициента $\mu_{у.б}$ зависит от величины $\frac{M}{q}$ (отношения вместимости участкового бункера к величине среднего входящего в бункер углепотока в моменты работы выемочных машин) и коэффициента резерва разгрузки бункера относительно этого угле потока $K_p^{у.б}$. Участковым считается любой бункер вместимостью до 150 м^3, являющийся первым по счету на транспортном маршруте углепотока данной лавы. Участковые бункера сооружаются с целью уменьшения минутной неравномерности углепотоков из очистных забоев.

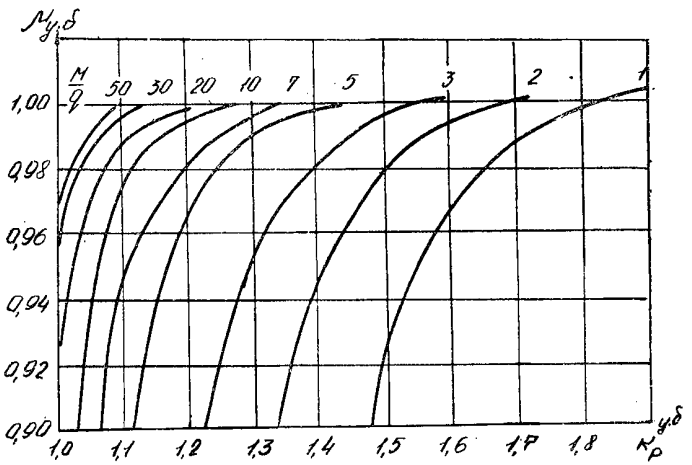

Рис. 6. График для определения коэффициентов готовности очистного забоя по фактору "переполнение участкового бункера"

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

Коэффициент резерва производительности разгрузки $k_p^{у.б}$ определяется отношением

$$k_p^{у.б} = \frac{u_p}{\sum_{l=1}^{n_{у.б}} q_l},$$

где $n_{у.б}$ – число очистных забоев, работающих на участковый бункер;

q_l – производительность выемочной машины l-го очистного забоя, т/мин;

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

Пропускная способность маршрута определяется как меньшая из величин, рассчитанных по приемной способности и паспортной производительности конвейера. Если транспортному подбункерному маршруту присвоен номер I, то расчет пропускной способности каждой конвейерной установки по ее производительности производится по формуле (I9), а по приемной способности $Q^{п.с}$ – по формуле

$$Q^{п.с} = \gamma_н V^{п.с},$$

где $\gamma_н$ – насыпная плотность горной массы, т/м^3;
$V^{п.с}$ – приемная способность конвейера, м^3/мин.

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

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

Коэффициент резерва локомотивной откатки определяется по формуле

$$k_{р.л} = \frac{t_{заг}}{t_{пор}},$$

где $t_{заг}$ – среднее время загрузки партии вагонеток, мин;
$t_{пор}$ – средний интервал между поступлениями партий порожних вагонеток на погрузочный пункт, мин;

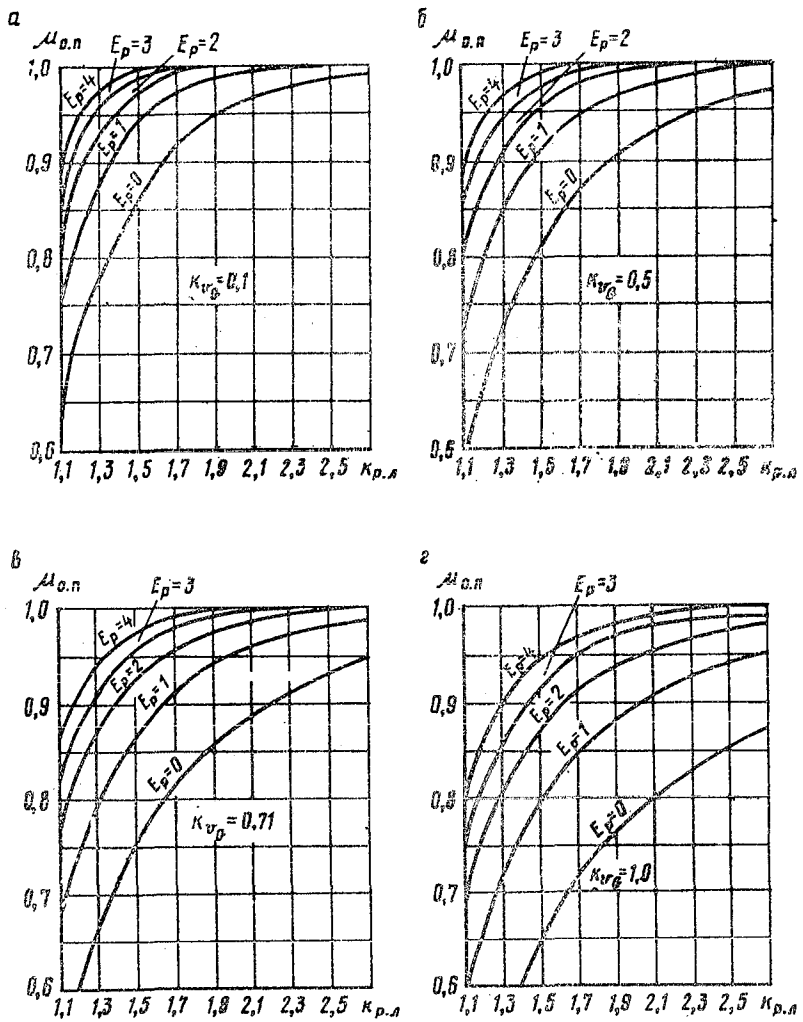

Рис. 7. Графики для определения коэффициента готовности системы магистрального локомотивного транспорта по фактору "отсутствие порожних вагонов на погрузочном пункте" при коэффициенте вариации времени загрузки состава $K_{v_р}$, равном 0,1 (*а*), 0,5 (*б*), 0,71 (*в*) и 1,0 (*г*)

$$t_{пор}=\frac{60L\left(\frac{1,25}{v_{гр}}+\frac{1,17}{v_{пор}}\right)+0,91\,\tau_{пр}+\tau_{м.п}+\tau_{м.о}}{0,91\,n_л\left(1-\frac{\theta^{\wedge}_{п.з}}{T^{т}_{см}}\right)},$$

где L – расстояние от погрузочного пункта до околоствольного двора, км;

$v_{гр}, v_{пор}$ – скорость движения соответственно груженого и порожнего состава, км/ч;

$\tau_{пр}$ – суммарная средняя продолжительность простоев состава в течение рейса, мин;

$\tau_{м.п}, \tau_{м.о}$ – средняя продолжительность маневровых операций соответственно на погрузочном пункте и в околоствольном дворе, мин;

$n_л$ – среднее число локомотивов, транспортирующих груз с данного погрузочного пункта;

$\theta^{\wedge}_{п.з}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин;

$T^{т}_{см}$ – продолжительность рабочей смены на транспорте, мин.

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

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

I.8. Расчет коэффициента готовности процесса крепления за комбайном

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

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

$$k_р^{кр}=\frac{v_{кр}}{v_р},$$

где $v_{кр}$ – расчетная скорость крепления, м/мин;

$v_р$ – расчетная скорость подачи комбайна, м/мин; определяется по формуле

$$v_р=\frac{q}{m\gamma v k_г}.$$

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

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

где $\ell = \begin{cases} \ell_у, & \text{если разрабатываемый пласт не опасен по выбросам угля и газа;} \\ \ell_у - \ell_в & \text{в противоположном случае;} \end{cases}$

$\ell_к$ – параметр, характеризующий изменчивость устойчивости кровли по длине лавы, м. Для Подмосковного бассейна принимается равным 10 м, для всех остальных бассейнов – 30 м.

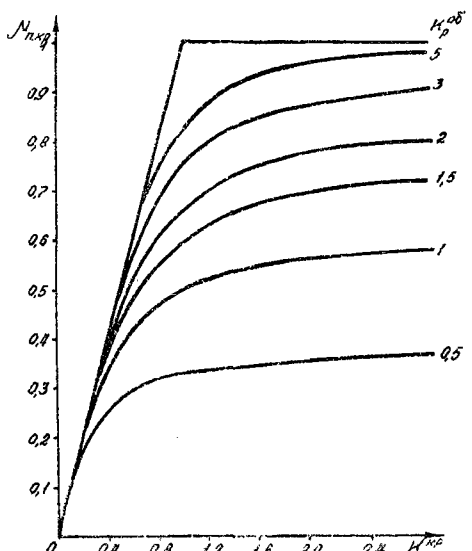

Рис. 8. Зависимость коэффициента готовности процесса крепления $\mu_{п.кр}$ от коэффициента резерва скорости крепления $k_p^{ус}$ и коэффициента резерва обнажения кровли за комбайном $k_p^{об}$

Минимально допустимое расстояние от места нахождения рабочих до работающего комбайна $\ell_в$ 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 $\ell_у$ определяется по формуле

$$\ell_у = 0,5\, v_{кр}\, t_у\, K_{у.в},$$

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

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

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

Величины a, b, c, d, e определяются из табл. I5.

Таблица I5

Тип кровель по обрушаемости	a	b	c	d	e
2-й	0,II	2,II	I,60	0,20	4,I0
3-й и 3.I-й	0,2I	I,86	I,50	0,38	4,35
4, 4.I и 7-й при непосредственной кровле 4-го типа	0,42	I,36	I,40	0,66	2,I3

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

$$\mu_{п.кр} = \frac{1}{1 + \frac{q}{m\gamma z k_г v_{дв.р}}\left(1 + 2\frac{\ell_в}{\ell_у}\right)}, \qquad (28)$$

где $v_{дв.р}$ – скорость передвижения рабочих в очистном забое; $v_{дв.р}$ = = I0 м/мин.

I.9. Расчет коэффициента готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов

Коэффициент готовности очистного забоя по группе параллельных перерывов $\mu_{п}$ рассчитывается по формуле

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

где 0,88 – коэффициент, учитывающий время на отдых (I2% времени смены);

$T_{п.з}$ – суммарные нормативные затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных операций, мин. Принимаются согласно табл. I6;

Таблица I6

Тип крепи в очистном забое	Единица, на которую установлен норматив	Норматив времени $T_{п.з}$, мин
МК97, М87	Смена	20
М8I, МК, ОКП, ОМКТ	Смена	I7
Индивидуальная крепь с узкозахватными комбайнами:		
КШ	Смена	27
ИК10I, 2К52, МК67, БК52	Смена	24
УКР, "Темп"	Смена	2I

$\mu_{с.э}$ – 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 I.I0);

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

$\mu_{к.б}$ – 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 $K^{к.б}_{р.п}$;

$$K^{к.б}_{р.п} = \frac{q^{к.б}_{п}}{\sum_{\ell=1}^{n} q_{\ell}\, k_{м\ell}},$$

$q^{к.б}_{п}$ – производительность питателя капитального бункера, т/мин; определяется так же, как скорость разгрузки участкового бункера (см. раздел I.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.

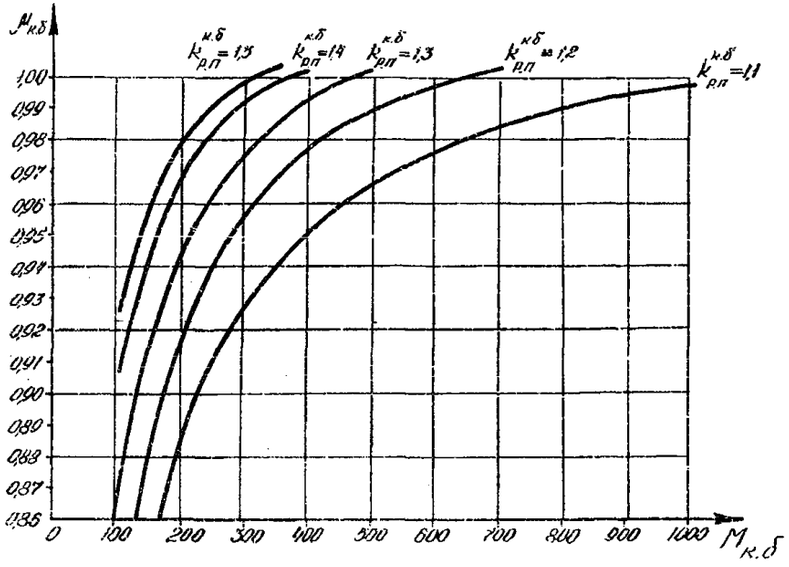

Рис. 9. Графики зависимости коэффициента готовности по фактору "переполнение капитального бункера" от его вместимости $M_{к.б}$ и коэффициента резерва производительности питателя $K_{р.п}$

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

I.I0. Расчет коэффициента готовности сопряжения очистной и прилегающих выработок

Коэффициент готовности сопряжения очистной и прилегающих (транспортной, средней и вентиляционной) выработок $\mu_{с}$ определяется по формуле

$$\mu_{с} = \mu_{с.э}\left[1 - (1 - \mu_{с.э}) \sum_{\ell=1}^{9} K_{\ell}\right], \qquad (30)$$

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

k_ℓ – коэффициент увеличения времени простоев очистного забоя при действии ℓ-го технологического фактора, осложняющего поддержание сопряжения; определяется по табл. I7.

Таблица I7

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

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

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

При отсутствии в сборной конвейерной линии капитального бункера (под капитальным бункером следует понимать любой горный или механизированный бункер вместимостью более 200 м^3) коэффициент готовности сборной конвейерной линии определяется по формуле

$$\mu_{с.б} = \frac{1}{1 + n_{л.к}\left(\frac{1}{\mu_{л.к}} - 1\right)}, \qquad (3I)$$

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

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

При наличии капитального бункера

$$\mu_{с.б} = \frac{1}{1 + n_{н.б.л}\left(\frac{1}{\mu_{л.к}} - 1\right) + n_{п.б.л}\left(\frac{1}{\mu_{л.к}} - 1\right)\psi\theta^{\frac{-\gamma_н M_{к.б}}{\bar{\theta} D}}}, \qquad (32)$$

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

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

$$\varphi = \frac{\frac{50}{D\bar{\theta}} - K_p^{к.б} + \left(\frac{50}{D\bar{\theta}} + 1\right)\theta^{\left(\frac{50}{D\bar{\theta}} + 1 - K_p^{к.б}\right)\frac{\gamma_н M_{к.б}}{50}}}{\left(\frac{50}{D\bar{\theta}} + 1 - K_p^{к.б}\right)\left(K_p^{к.б} - \frac{1}{K_p^{к.б}}\right)\theta^{-\left(K_p^{к.б}-1\right)\frac{\gamma_н \mu_{к.б}}{50}}},$$

$k_p^{к.б}$ – коэффициент резерва производительности питателя бункера;

$M_{к.б}$ – вместимость капитального бункера, защищающего данную лаву от отказов на подбункерной линии, м^3;

$\bar{\theta}$ – средняя продолжительность ликвидации одного отказа подбункерной линии; принимается равной I5 мин;

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

I.I2. Пример расчета нагрузки на очистной забой при однокомбайновой выемке

Исходные данные

I. Горно-геологические факторы

Бассейн	Донецкий
Вынимаемая мощность пласта (с учетом прослойков породы), м	I,6
Суммарная мощность породных прослойков, м	0,3I
Породы прослойка	Алевролиты с сопротивляемостью резанию 350 кгс/см и плотностью в массиве 2,8 т/м^3
Сопротивляемость угля резанию, кгс/см	240
Плотность угля, т/м^3:	
в массиве	I,35
насыпная	0,9
Угол встречи, град	40
Коэффициент отжима угля	0,73
Глубина отжима пласта (не более), м	0,3
Угол падения пласта, град	I2
Несущая способность почвы, кгс/см^2	60
Породы кровли	Аргиллиты тонкослоистые, слабые
Наличие осложняющих факторов и их параметры (дизъюнктивные нарушения, утонение пласта, размывы, карсты, сложная гипсометрия)	Нет
Опасность пласта по внезапным выбросам угля и газа	Не опасен
Обводненность	Не обводнен
Категория шахты по газу	I

II. Горнотехнические факторы

Тип крепи в очистном забое	М87Э
Тип комбайна	ГШ68
Ширина захвата, м	0,63
Тип транспортного оборудования, параметры его установки и схема транспортирования угля из очистного забоя	См. рис. I0

Количество угля, добытого комбайном за время эксплуатации, тыс.т	I50
Длительность эксплуатации крепи, мес	I8
Количество угля, доставленного скребковым конвейером лавы за время эксплуатации, тыс.т	50

III. Технологические факторы

Система разработки	Длинными столбами по простиранию
Длина лавы, м	I80
Схема работы комбайна	Челноковая
Схема передвижения крепи	Последовательная
Наличие средней выработки в лаве	Отсутствует
Номера (табл. I7) факторов, осложняющих поддержание сопряжений очистного забоя:	
с конвейерным штреком	I, 2
с вентиляционным штреком	I, 2, 3
Мощность присекаемых боковых пород, м:	
почвы	0
кровли	0
Мощность пачки угля, м, оставляемой:	
у кровли	0
у почвы	0
Площадь затяжки кровли, %	0
Наличие ниш	Отсутствуют

IV. Организационные факторы

Число смен по добыче угля в сутки	3
Длительность смены по добыче угля, мин	360
Суммарные затраты времени на неперекрываемые технологические перерывы, м/мин	0,I44
Организация работы	С перемещением рабочих вслед за выемкой угля комбайном

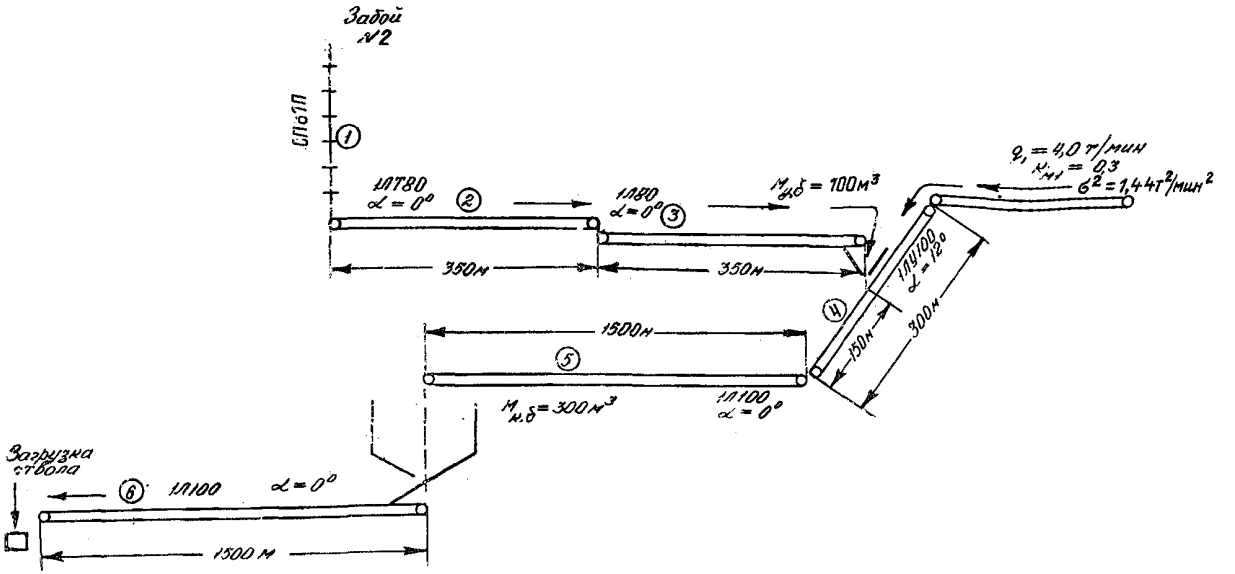

Рис. 10. Тип транспортного оборудования, параметры его установки и схема транспортирования угля из очистного забоя, рассматриваемого в примере

Р а с ч е т

В соответствии с разделом I.I определяются:

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

I.I. Возможная скорость подачи комбайна $v_п$.

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

$$v_п = 4{,}83 \text{ м/мин}.$$

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

Плотность алевролита $\gamma_п$, согласно табл. I, равна 2,8 т/м³. Тогда плотность горной массы

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

3. Производительность комбайна, рассчитанная по скорости одачи, $q_п$:

$$q_п = m\gamma_г K_г v_п = I{,}6\cdot I{,}63\cdot 0{,}63\cdot I{,}0\cdot 4{,}83 = 8{,}0 \text{ т/мин}.$$

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

4.I. Насыпная плотность горной массы $\gamma_н$:

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

4.2. Приемная способность $q_{п.с}$ участковой конвейерной линии, состоящей из одного конвейера типа СП87П с паспортной производительностью 600 т/ч в лаве, одного ленточного конвейера типа 1ЛТ80 со скоростью движения ленты 2 м/с и приемной способностью

8,4 м^3/мин и одного конвейера типа 1ЛТ80 со скоростью движения ленты 2 м/с и приемной способностью 8,4 м^3/мин (см. табл. 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 $K_р^{п.с}$:

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

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

5. Пропускная способность сборной конвейерной линии по маршруту углепотока $Q_м$.

В данном случае в связи с тем, что участковая конвейерная линия (конвейеры 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 $Q_м = \infty$.

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

Паспортная производительность конвейеров 1ЛТ80 и 1Л80 при длине каждого 350 м и угле установки 0^0 составляет 420 т/ч. Тогда

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

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)

$$q = min\left\{q_п K_{п.с};\ Q_м;\ q_{к.л}^{пр}\right\} =$$

$$= min\left\{8{,}0 \cdot 0{,}92;\ \infty;\ 5{,}2\right\} = 5{,}2 \text{ т/мин}.$$

8. Расчет производительности комбайна по скорости крепления.

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

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

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

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

Тогда скорость крепления составит

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

Производительность комбайна, рассчитанная по скорости крепления, составляет

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

11. Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов μ_1.

Предварительно необходимо определить:

1. Коэффициент готовности процесса крепления за комбайном $\mu_{п.кр}$. С этой целью определяем:

1.1. Коэффициент резерва скорости крепления:

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

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

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

1.3. Коэффициент резерва обнажения кровли:

$$K_р^{об} = \frac{36{,}6}{10\left(\frac{1{,}09}{1} - 1\right)} = 40{,}8.$$

Согласно рис. 6, коэффициент готовности процесса крепления за комбайном $\mu_{п.кр}$ при $K_р^{к.р}$ = 0,93 и $K_р^{об}$ = 14 равен 0,80.

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

2.I. Определим пропускную способность маршрута углепотока из участкового бункера по конвейеру 4. В связи с тем,что выгрузка угля из участкового бункера производится на середину става конвейера 4 (см. рис. I0), данный маршрут уступает по загрузке маршруту углепотока с q = 4 т/мин и дисперсией σ^2 = I,44 т^2/мин^2, поступающего на начало става конвейера 4. Поэтому маршруту углепотока из данного бункера присваивается номер 2.

Определим пропускную способность конвейера 4 по маршруту № 2.

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

Насыпная плотность горной массы была определена ранее (пункт I.2): $\gamma_н$ = I,09 т/м^3.

Приемная способность конвейера ЛУI00 $v_{п.с}^{(к)}$ = I0,6 м^3/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

$$Q_{4,2}^{пс} = \frac{I,09 \cdot I0^6 - 4,0}{I - 4,0}\left\{I - \sqrt{I - (I-4,0)\left[I - \frac{4 \cdot I,44}{(I,09 \cdot I0,6 - 4,0)^2}\right]}\right. =$$

$$= 5,2 \text{ т/мин.}$$

Пропускная способность конвейера 4 исходя из паспортной производительности маршрута № 2 определяется выражением (2I). Паспортная производительность конвейера ЛУI00 с углом установки I2^0, длиной става 300 м и скоростью движения ленты $v_{л.п}$ = I,6 м/с составляет P_4 = 545 т/ч. Тогда максимальное количество угля на ставе конвейера 4

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

Среднее количество угля на ставе конвейера маршрута № I:

$$\bar{D}_{4,1} = \frac{I}{60 \cdot I,6} \cdot 4 \cdot 300 = I3,8 \text{ т.}$$

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

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

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

$$Q_{4,2}^{пр} = \frac{28,4 - I3,8}{\frac{I50}{60 \cdot I,6} - 4,0}\left\{I - \sqrt{I - (I - 6I2\,\frac{0 \cdot I,6}{I50}) \times \left[I - \frac{430}{I5 \cdot I,6\,(28,4 - I3,8)^2}\right]}\right\} = 6,6 \text{ т/мин.}$$

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

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

2.2. Определим пропускную способность конвейера 5 маршрута № 2.

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

Приемная способность конвейера ЛП00 (см. табл. 3) $V_{п.с}^{(5)}$ = = II,2 м^3/мин.

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

$$Q_{5,2}^{п.с} = \frac{I,09 \cdot II,2 - 4,0}{I - 4 \cdot 0}\left\{I - \sqrt{I - (I - 4 \cdot 0)\left[I - \frac{4 \cdot I,44}{(I,09 \cdot II,2 - 4,0)^2}\right]}\right\} =$$

$$= 6,0 \text{ т/мин.}$$

Пропускная способность конвейера 5, рассчитываемая по паспортной производительности конвейеров маршрута № 2, определяется выражением (2I). Паспортная производительность конвейера ЛП00 с углом установки 0^0, длиной става ℓ_5 = I500 м и скоростью движения ленты $v_{л5}$ = I,6 м/с составляет P_5 = 530 т/ч. Тогда максимально допустимое количество угля на ставе конвейера 5

$$D_5 = \frac{P_5 \cdot \ell_5}{3600 \cdot I,6} = \frac{530\ I500}{3600 \cdot I,6} = I40 \text{ т.}$$

Среднее количество угля на ставе конвейера 5, создаваемое углепотоком маршрута № I, составляет

$$\bar{D}_{5,1} = \frac{I}{60 \cdot I,6} 4 \cdot I500 = 62,5 \text{ т.}$$

Дисперсионный момент углепотока конвейера 5 маршрута № I составляет

$$b_{5,1} = 0,3^2 \cdot 4^2 \cdot I500 = 2I60 \text{ т}^2\text{м/мин}^2.$$

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

$$Q_{5,2}^{пр} = \frac{I40-62,5}{\frac{I500}{60\cdot I,6} - 4,0}\left\{ I - \sqrt{I - (I-6I2\ \frac{0:I,6}{I500})} \times \right.$$

$$\left. \times \left[I - \frac{2I60}{I5\cdot I,6(I40-62,5)^2} \right] \right\} = 5,9 \text{ т/мин.}$$

Тогда пропускная способность конвейера 5 маршрута № 2 составит

$$Q_{5,2} = min\left\{ Q_{5,2}^{пс}\ ,\ Q_{5,2}^{пр} \right\} = min\left\{ 6,0;\ 5,9 \right\} = 5,9 \text{ т/мин.}$$

2.3. Расчетный участок сборной конвейерной линии маршрута № 2 углепотока из участкового бункера в соответствии с указаниями раздела 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

$$Q_2 = min\left\{ Q_{5,2}\ ,\ Q_{4,2} \right\} = min\left\{ 5,9;\ 5,I5 \right\} = 5,I5 \text{ т/мин.}$$

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

$$a_p^{у.б} = Q_2 = 5,2 \text{ т/мин.}$$

2.5. Коэффициент резерва производительности разгрузки бункера

$$K_p^{у.б} = \frac{a_p^{у.б}}{q} = \frac{5,2}{5,2} = I,0.$$

Отношение $\frac{M_{у.б}}{q} = \frac{I00}{5,2} = 9,6$ мин.

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

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

$$T_{техн} = (t_{всп} + t_{обм})\ell_л + t_{взр} + \theta_{зач} + \theta_{пор} + t_{пр} + t_{пос} + max\left\{ \theta_{к.о}, \theta_{о.кр} \right\}.$$

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

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

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

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

$$T_{техн} = 26 \text{ мин.}$$

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

По условию при выемке пласта одновременно производится разрушение породного прослойка мощностью более I0% мощности пласта. В связи с этим коэффициент готовности комбайна определяется выражением

$$\mu_К = 0,9\mu_К^*.$$

$\mu_К^*$ Согласно табл. 4, коэффициент готовности комбайна II1168 в среднем по отрасли равен 0,87. Тогда

$$\mu_К = 0,9\cdot0,87 = 0,78.$$

5. По условию срок службы крепи составляет I8 месяцев, что превышает I5 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;

$$\mu_{кр} = 0,9\cdot0,94 = 0,85.$$

6. По условию скребковый конвейер работает в сухой лаве со спокойной гипсометрией. Конвейером доставлено с начала эксплуатации 50 тыс.т угля, что меньше I20 тыс.т. В связи с этим, в соответствии с табл. I4, его коэффициент готовности определяется выражением

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

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

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

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

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

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

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

I0. Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов равен

$$\mu_I = \frac{I}{I + \frac{5,2\ 26}{I,6 \cdot I,63 \cdot 0,63 \cdot I80} + (\frac{I}{0,78} I) + (\frac{I}{0,85} I) + (\frac{I}{0,87} I) +} \cdots \rightarrow$$

$$\leftarrow \cdots \frac{I}{+ (\frac{I}{0,80} - I) + (\frac{I}{I} - I) + (\frac{I}{I} - I) + (\frac{I}{I} - I)} = 0,43.$$

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

I. Определение коэффициентов готовности сопряжений.

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

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

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

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

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

Коэффициент готовности равен

$$\mu_{с.б} = 0,98\left[I - (I - 0,98)\ (I,2+I,2+I,2)\right] = 0,9I.$$

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

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

На подбункерную линию поступает углепоток только из капитального бункера. Поэтому маршрут данного углепотока имеет номер I.

Пропускная способность конвейера 6 исходя из его призмой способности составляет

$$Q^{п.с}_{б,1} = \gamma_н \cdot V^{п.с}_б = I,09 \cdot II,2 = I2,2 \text{ т/мин}.$$

Паспортная производительность конвейера 1ЛТ00 с углом установки 0°, длиной става $\ell_б = I500$ м и скоростью движения ленты $v_{л.в} = I,6$ м/с составляет $P_ч = 530$ т/ч. Тогда пропускная способность конвейера 6, рассчитанная по его производительности, в соответствии с формулой (I9) равна

$$Q^{пр}_{б,1} = \frac{530}{60\ (I+4,66)\sqrt{\frac{I,6}{I500}}} = \frac{530}{60 \cdot I,I5} = 7,7 \text{ т/мин}.$$

Пропускная способность подбункерной линии

$$Q_{п.б.л} = Q_{б,1} = Q_б = min\ (I2,2;\ 7,7) = 7,7 \text{ т/мин}.$$

Производительность питателя бункера $V_п$ принимаем равной 7,7 т/мин.

Коэффициент резерва производительности разгрузки бункера равен

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

Вместимость капитального бункера

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

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: 1ЛУ100 в наклонной транспортной выработке и 1ЛТ00 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

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

IУ. Определение коэффициента машинного времени.

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

Среднесменная нагрузка на очистной забой при неустойчивой кровле определяется как

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

У. Среднесуточная нагрузка на очистной забой составит:

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

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

$$A_{см} = T_{см}\ min\ (K_м q,\ 2m \gamma v K_г c v_{кр} \mu_{кр}), \qquad (33)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены по добыче угля в сутки, мин;

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

q – средний минутный углепоток из очистного забоя, т/мин.

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

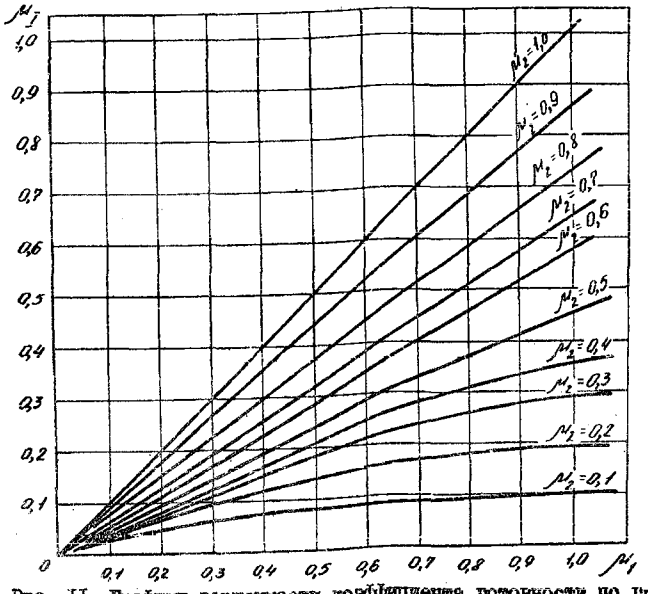

Рис. II. Графики зависимости коэффициента готовности по группе последовательных перерывов μ_I от μ_1 и μ_2 при неустойчивых кровлях

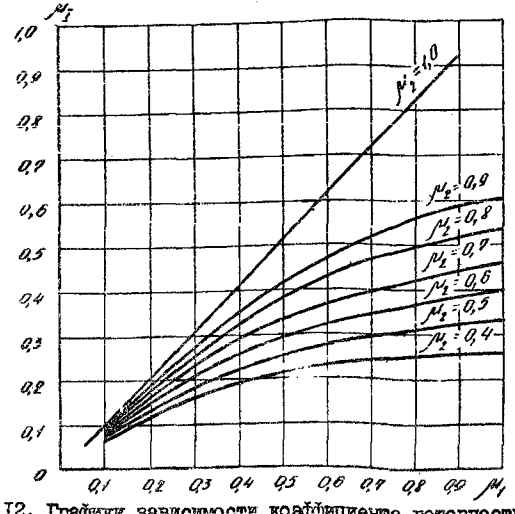

Рис. I2. Графики зависимости коэффициента готовности по группе последовательных перерывов μ_I от μ_1 и μ_2 при устойчивых и средней устойчивости кровлях

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

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

$$A_{см} = T_{см} K_м q . \qquad (34)$$

Коэффициент готовности процесса выемки угля первым комбайном μ_1 определяется по формуле

$$\mu_1 = \frac{1}{1 + \frac{q_1}{m\gamma\tau} T_{техн} + \left(\frac{1}{\mu_к} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{п.кр}} - 1\right) + \left(\frac{1}{\mu_{пр}} - 1\right)} . \qquad (35)$$

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

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

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

$$q = \frac{1}{\frac{\Delta_1}{q_1} + \left(\frac{1-\Delta_1}{q_2} - \frac{\Delta_1}{q_1}\right)\varphi} , \qquad (37)$$

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

q_1 – средняя производительность первого комбайна, т/мин;

$$q_1 = \frac{q_1^{(1)} K_м'' + q_0^{(1)} (K_м - K_м'')}{K_м} , \qquad (38)$$

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

$q_0^{(1)}$ – производительность первого комбайна при неработающем втором, т/мин;

$K_м''$ – доля машинного времени смены, когда оба комбайна ведут одновременно выемку угля; определяется по графикам зависимости от коэффициента готовности по группе параллельных перерывов μ_{II} и коэффициента готовности процесса выемки угля двумя комбайнами по группе последовательных перерывов μ_I^* (см. рис. 5);

при неустойчивых кровлях

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

при устойчивых и средней устойчивости кровлях

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

q_2 – производительность второго комбайна, т/мин;

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

Коэффициент вариации определяется по формуле

$$K_{в.ц} = \frac{K_м \sqrt{2 \frac{\theta_0}{A_п} \left(\frac{1}{K_м} - 1\right) \left(\frac{1-\Delta_1}{q_2} + \frac{\Delta_1}{q_1}\right)}}{\frac{1-\Delta_1}{q_2} - \frac{\Delta_1}{q_1}} , \qquad (41)$$

где θ_0 – средняя продолжительность одного простоя комбайна; принимается равной I5 мин;

$A_п$ – добыча угля с одной полосы, т;

$$A_п = m\gamma\tau\kappa_т\ell_л . \qquad (42)$$

Значения производительности комбайнов $q_1^{(1)}$, $q_0^{(1)}$ и q_2 определяются так же, как и при работе одного комбайна. Разница состоит только в расчете производительности комбайнов по средствам доставки (соответственно $Q_{д1}^{(1)}$, $Q_{д0}^{(1)}$, $Q_д^{(2)}$):

при расчете q_2

$$Q_g^{(2)} = min\left\{3600\gamma_н v_{ц.к}\left[bh-(h-a)^2\right];\ Q_g\right\}, \qquad (43)$$

при расчете $q_0^{(1)}$

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

(определение Q_g см. в разделе I.I);

при расчете $q_1^{(1)}$

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

где $v_{ц.к}$ – скорость движения цепей конвейера лавы, м/с;

$\gamma_н$ – насыпная плотность угля, т/м^3;

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

$h_{кл}$ – клиренс комбайна, м.

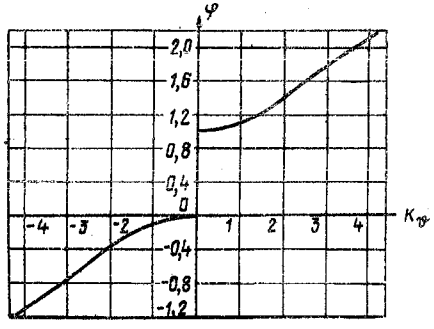

Рис. I3. График для определения зависимости φ от коэффициента вариации времени задержки из-за неодновременности окончания циклов выемки каждого комбайна K_v

Геометрические размеры a, b и $h_{кл}$ определяются согласно технической характеристике оборудования в соответствии с рис. I4.

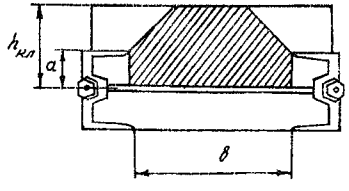

Рис. I4. Пояснительная схема к расчету производительности второго комбайна по клиренсу первого

3. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный струговой установкой

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

$$A_{см} = T_{см}\, q\, K_м, \qquad (46)$$

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

q – производительность струговой установки, т/мин (определение q см. в разделе 3.I);

$K_м$ – сменный коэффициент машинного времени (определение $K_м$ см. в разделе 3.I0).

3.I. Определение производительности струговой установки

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

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

где m – вынимаемая мощность пласта, м;

γ – плотность горной массы вынимаемого пласта в массиве, т/м^3; для действующих очистных забоев принимается согласно данным ОТК шахты; при подготовке новых забоев и при проектировании определяется как средневзвешенная по вынимаемой мощности пласта;

h – толщина стружки, м.

Таблица I8

Струговая установка	v_c, м/с	$v_к$, м/с
УСТ2А	0,48	0,88
IУСБ67	0,65	I,I2
УСВ	0,92	I,00
С075	0,77	I,22
СН75	0,77	I,22
УСТ2М	0,62	I,08

Струговые установки, работающие в режимах $v_c < v_к$ и $v_c \approx 3\,v_к$, а также значения их v_c и $v_к$ указаны в табл. I8 и I9.

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

$$q = 60 m \gamma v_c^{ср}, \qquad (48)$$

где $v_c^{ср}$ – средняя скорость челнокового хода струга, м/с; с учетом паузы перед реверсом $v_c^{ср} = v_к$.

Таблица I9

Струговая установка	v_c, м/с	$v_к$, м/с
УСВ	I,5I	0,53
С075	I,52	0,62
СН75	I,52	0,62
УСТ2М	I,48	0,54

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

$$t_п = \frac{l_л (v_c - v_к)}{n_у v_c v_к},$$

где $l_л$ – длина лавы, м;

$n_у$ – число участков забоя, последовательно обрабатываемых стругом; при работе струга по всей длине забоя $n_у = I$.

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

Таблица 20

Струговая установка	v_c, м/с	$v_к$, м/с
УСВ	I,5I	I,00
С075	I,52	I,22
СН75	I,52	I,22
УСТ2М	I,48	I,08

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

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

При определении производительности струговой установки в конкретных условиях толщина стружки h, а также соответствующие ей высота струга и режим работы системы струг – конвейер определяются по формулам, приведенным в разделах 3.4–3.9. Оптимальное значение толщины стружки h выбирается из числа возможных значений, рассчитанных по сопротивляемости пласта резанию h_c и приемной способности конвейера $h_к$. Первая (минимальная) высота струга обозначается H_c', вторая и третья соответственно H_c'' и H_c'''. Соответственно высоте струга толщина стружки, рассчитанная по сопротивляемости пласта резанию, обозначается h_c', h_c'' и h_c'''. Формулы для расчета возможных величин толщины стружки по сопротивляемости пласта резанию h_c и приемной способности конвейера $h_к$ приведены в разделах 3.2 и 3.3.

3.2. Определение толщины стружки по сопротивляемости пласта резанию

Толщина стружки h_c определяется по эмпирической формуле ШахтНИУИ

$$h_c = \frac{1}{100}\left(a_1 - a_2 A_p - a_3 H_c\right), \qquad (49)$$

где a_1, a_2, a_3 – коэффициенты, приведенные в табл. 2I;

A_p – сопротивляемость пласта резанию, кгс/см;

H_c – высота струга, м.

Таблица 2I

Струговая установка	Значения коэффициентов		
	a_1	a_2	a_3
УСТ2А, УСТ2М	II,2	0,033	6,80
IУСБ67	I3,2	0,030	7,00
УСВ	I4,4	0,024	8,I0
С075	I3,0	0,02I	6,98
СН75	I3,3	0,023	5,62

Формула (49) при указанных в табл. 2I коэффициентах a_1, a_2, a_3 позволяет при любой высоте струга и сопротивляемости пласта резанию определить оптимальное значение толщины стружки h_c, удовлетворяющее требованиям устойчивости струга и его базы, а также нагрузки на привод, не превышающей установочную.

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

Таблица 22

Струговая установка	Вынимаемая мощность пласта m, м	Высота линейной части струговой установки $H_б$, м	Высота струга, м		
			H_c'	H_c''	H_c'''
УСТ2А	0,55-I,00	0,400	0,365	0,465	-
УСТ2М	0,55-I,00	0,400	0,330	0,4I0	0,490
IУСБ67	0,90-2,00	0,535	0,600	-	-
УСВ	0,80-I,95	0,620	0,665	0,835	I,005
С075	0,60-0,85	0,400	0,4I0	0,490	-
	0,85-I,50	0,560	0,4I0	0,490	0,570
СН75	0,65-0,85	0,400	0,570	0,6I5	-
	0,85-I,50	0,560	0,570	0,6I5	0,660

3.3. Определение толщины стружки по приемной способности конвейера

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

Площадь поперечного сечения потока угля, доставляемого конвейером струговой установки, $S_к$ зависит от размеров рабочего желоба конвейера и погрузочной способности струга. Расчет производится по схеме, принятой в РТМ I2.47.003-74 ("Машины очистные. Струговые установки. Расчет параметров системы струг - конвейер. Методика". М., Минуглепром СССР, I974).

Значения $S_к$ различных струговых установок, соответствующие указанным в табл. 22 значениям H_c и $H_б$, приведены в табл. 23.

При челноковой работе струга в режиме $v_c < v_к$ определение $h_к$ производится по формуле

$$h_к = 0{,}5\left(h_{к.в} + h_{к.п}\right), \qquad (50)$$

где $h_{к.в}$ – толщина стружки, рассчитанная по приемной способности конвейера при встречном ходе струга, м;

$$h_{к.в} = \frac{S_к\left(v_к + v_c\right)}{m\,\psi\,v_c}, \qquad (5I)$$

ψ – коэффициент разрыхления вынимаемого пласта;

$$\psi = \frac{\gamma}{\gamma_н},$$

$\gamma_н$ – насыпная плотность горной массы, т/м^3;

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

$$h_{к.п} = \frac{S_к\left(v_к - v_c\right)}{m\,\psi\,v_c}. \qquad (52)$$

При односторонней работе струга в режиме $v_c < v_к$ $h_к$ равно $h_{к.в}$.

Обозначения величин $h_к$, рассчитываемых по формуле (50) при работе струга в режиме $v_c < v_к$, и соответствующие им обозначения и численные значения величин $S_к$ приведены в табл. 23. Значения v_c и $v_к$ для этого расчета берутся из табл. I8.

При челноковой работе струга в режиме $v_c \simeq 3\,v_к$ определение $h_к$ производится по формуле

$$h_к = \frac{S_к\left(v_c^2 - v_к^2\right)}{m\,\psi\,v_c\left(3v_c - v_к\right)}. \qquad (53)$$

При односторонней работе струга в режиме $v_c \simeq 3\,v_к$ формула (53) принимает вид

$$h_к = \frac{2S_к\left(v_c^2 - v_к^2\right)}{m\,\psi\,v_c\left(3v_c - v_к\right)}.$$

Обозначения величин $h_к$, рассчитываемых по формуле (53), и соответствующие им обозначения и численные значения величин $S_к$ приведены в табл. 23. Значения v_c и $v_к$ для этого расчета берутся из табл. I9.

При челноковой работе струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера $h_к$ определяется по формуле (50). Входящая в нее величина $h_{к.в}$ определяется по формуле (5I), а $h_{к.п}$ – по формуле

$$h_{к.п} = \frac{S_к\left(v_c - v_к\right)}{m\,\psi\,v_c}. \qquad (54)$$

При односторонней работе струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом $h_к$ равно $h_{к.в}$.

Таблица 23

Струговая установка	Высота струга		Высота линейной части струговой установки		Площадь загрузочного сечения конвейера		Обозначения рассчитываемых величин при работе струга в режиме				
							$v_c < v_к$		$v_c \approx v_к$	$v_к \leq v_c < 2v_к$	
	обозначение	величина, м	обозначение	величина, м	обозначение	величина, $м^2$	при встречном ходе	при попутном ходе		при встречном ходе	при попутном ходе
УСТ2А	H'_c H''_c	0,365 0,465	$H'_б$ $H''_б$	0,400 0,400	$S'_к$ $S''_к$	0,070 0,100	$h'_{к.в}$ $h''_{к.в}$	$h'_{к.п}$ $h''_{к.п}$	–	–	–
УСТ2М	H'_c H''_c H'''_c	0,380 0,410 0,490	$H'_б$ $H'_б$ $H'_б$	0,400 0,400 0,400	$S'_к$ $S''_к$ $S'''_к$	0,060 0,085 0,100	$h'_{к.в}$ $h''_{к.в}$ $h'''_{к.в}$	$h'_{к.п}$ $h''_{к.п}$ $h'''_{к.п}$	$h'_к$ $h''_к$ $h'''_к$	$h'_{к.в}$ $h''_{к.в}$ $h'''_{к.в}$	$h'_{к.п}$ $h''_{к.п}$ $h'''_{к.п}$
УСБ67		0,600	$H'_б$	0,535	$S'_к$	0,200	$h'_{к.в}$	$h'_{к.п}$	–	–	–
УСВ	H'_c H''_c H'''_c	0,665 0,835 1,005	$H'_б$ $H'_б$ $H'_б$	0,620 0,620 0,620	$S'_к$ $S''_к$ $S'''_к$	0,150 0,210 0,250	$h'_{к.в}$ $h''_{к.в}$ $h'''_{к.в}$	$h'_{к.п}$ $h''_{к.п}$ $h'''_{к.п}$	$h'_к$ $h''_к$ $h'''_к$	$h'_{к.в}$ $h''_{к.в}$ $h'''_{к.в}$	$h'_{к.п}$ $h''_{к.п}$ $h'''_{к.п}$
СО75	H'_c H''_c H'_c H''_c H'''_c	0,410 0,490 0,410 0,490 0,570	$H'_б$ $H'_б$ $H''_б$ $H''_б$ $H''_б$	0,400 0,400 0,560 0,560 0,560	$S^{0'}_к$ $S^{0''}_к$ $S'_к$ $S''_к$ $S'''_к$	0,100 0,115 0,110 0,150 0,195	$h^{0'}_{к.в}$ $h^{0''}_{к.в}$ $h'_{к.в}$ $h''_{к.в}$ $h'''_{к.в}$	$h^{0'}_{к.п}$ $h^{0''}_{к.п}$ $h'_{к.п}$ $h''_{к.п}$ $h'''_{к.п}$	$h^{0'}_к$ $h^{0''}_к$ $h'_к$ $h''_к$ $h'''_к$	$h^{0'}_{к.в}$ $h^{0''}_{к.в}$ $h'_{к.в}$ $h''_{к.в}$ $h'''_{к.в}$	$h^{0'}_{к.п}$ $h^{0''}_{к.п}$ $h'_{к.п}$ $h''_{к.п}$ $h'''_{к.п}$
СН75	H'_c H''_c H'_c H''_c H'''_c	0,570 0,615 0,570 0,615 0,660	$H'_б$ $H'_б$ $H''_б$ $H''_б$ $H''_б$	0,400 0,400 0,560 0,560 0,560	$S^{0'}_к$ $S^{0''}_к$ $S'_к$ $S''_к$ $S'''_к$	0,115 0,120 0,160 0,180 0,210	$h^{0'}_{к.в}$ $h^{0''}_{к.в}$ $h'_{к.в}$ $h''_{к.в}$ $h'''_{к.в}$	$h^{0'}_{к.п}$ $h^{0''}_{к.п}$ $h'_{к.п}$ $h''_{к.п}$ $h'''_{к.п}$	$h^{0'}_к$ $h^{0''}_к$ $h'_к$ $h''_к$ $h'''_к$	$h^{0'}_{к.в}$ $h^{0''}_{к.в}$ $h'_{к.в}$ $h''_{к.в}$ $h'''_{к.в}$	$h^{0'}_{к.п}$ $h^{0''}_{к.п}$ $h'_{к.п}$ $h''_{к.п}$ $h'''_{к.п}$

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

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

При челноковой работе струга толщина стружки h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h'_c, \text{если } \varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5\left(h'_{к.в} + h'_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'^{*}_н}\left(h'_{к.в} + h'_{к.п}\right), \text{если } H''_c \ge (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'^{*}_н h'_c > 0{,}5\left(h'_{к.в} + h'_{к.п}\right); \\ h''_c, \text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c \le 0{,}5\left(h''_{к.в} + h''_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi''^{*}_н}\left(h''_{к.в} + h''_{к.п}\right), \text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c > 0{,}5\left(h''_{к.в} + h''_{к.п}\right). \end{cases}$$

В этой формуле $\varphi_н$ – коэффициент неравномерности отделения угля от забоя при работе струга; обозначается соответственно высоте струга: $\varphi'_н$ при H'_c, $\varphi''_н$ при H''_c и т.д.; определяется по формуле

$$\varphi_н = 1 + \frac{(m - H_c)\,k_р}{m}, \qquad (55)$$

где $k_р$ – коэффициент, учитывающий влияние режима работы струга; для режимов $v_c < v_к$ и $v_к \le v_c < 2v_к$ с паузой перед реверсом $k_р = 1$ и $\varphi_н$ обозначается $\varphi'^{*}_н$, $\varphi''^{*}_н$ и $\varphi'''^{*}_н$; для режима $v_c \simeq 3v_к$ $k_р = 0{,}66$ и $\varphi_н$ обозначается $\varphi'_н$, $\varphi''_н$ и $\varphi'''_н$.

При односторонней работе струга $h'_{к.п}$ и $h''_{к.п}$ принимаются равными соответственно $h'_{к.в}$ и $h''_{к.в}$.

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

3.5. Определение толщины стружки для расчета производительности струговой установки ГУСБ67 при $v_c < v_к$

При челноковой работе струга толщина стружки h определяется по формуле

$$h = \begin{cases} h'_c, \text{ если } \varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5\left(h'_{к.в} + h'_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'^{*}_н}\left(h'_{к.в} + h'_{к.п}\right), \text{ если } \varphi'^{*}_н h'_c > 0{,}5\left(h'_{к.в} + h'_{к.п}\right). \end{cases}$$

При односторонней работе струга $h'_{к.п}$ принимается равным $h'_{к.в}$.

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

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

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

$$h = \begin{cases} h'_c, \text{ если } \varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5\left(h^{o'}_{к.в} + h^{o'}_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'^{*}_н}\left(h^{o'}_{к.в} + h^{o'}_{к.п}\right), \text{если } H''_c \ge (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'^{*}_н h'_c > 0{,}5\left(h^{o'}_{к.в} + h^{o'}_{к.п}\right); \\ h''_c, \text{ если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c \le 0{,}5\left(h^{o''}_{к.в} + h^{o''}_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi''^{*}_н}\left(h^{o''}_{к.в} + h^{o''}_{к.п}\right), \text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c > 0{,}5\left(h^{o''}_{к.в} + h^{o''}_{к.п}\right). \end{cases} \qquad (56)$$

При односторонней работе струга $h^{o'}_{к.п}$ и $h^{o''}_{к.п}$ принимаются равными соответственно $h^{o'}_{к.в}$ и $h^{o''}_{к.в}$.

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

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

$$h=\begin{cases} h'_c, \text{ если } \varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5\left(h'_{к.в}+h'_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'^{*}_н}\left(h'_{к.в}+h'_{к.п}\right), \text{если } H''_c \ge (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'^{*}_н h'_c > 0{,}5\left(h'_{к.в}+h'_{к.п}\right); \\ h''_c, \text{ если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c \le 0{,}5\left(h''_{к.в}+h''_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi''^{*}_н}\left(h''_{к.в}+h''_{к.п}\right), \text{если } H''_c < (m-0{,}2),\ H'''_c \ge (m-0{,}2) \\ \qquad \text{и } \varphi''^{*}_н h''_c > 0{,}5\left(h''_{к.в}+h''_{к.п}\right); \\ h'''_c, \text{ если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'''^{*}_н h'''_c \le 0{,}5\left(h'''_{к.в}+h'''_{к.п}\right); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'''^{*}_н}\left(h'''_{к.в}+h'''_{к.п}\right), \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'''^{*}_н h'''_c > 0{,}5\left(h'''_{к.в}+h'''_{к.п}\right). \end{cases} \quad (57)$$

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 $v_c < v_к$ и расчета производительности струговой установки q по формуле (47) производится определение h, режима работы и производительности струговой установки q при $v_c > v_к$ 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 $v_c > v_к$, сравнивается с производительностью q, рассчитанной при $v_c < v_к$. По бóльшему значению q устанавливаются оптимальные h, H_c и режим работы струговой установки.

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

Если $\varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5\left(h'_{к.в}+h'_{к.п}\right)$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_c \simeq 3\,v_к$, то расчетная толщина стружки h определяется по формуле

$$h=\begin{cases} h'_c, \text{если } \varphi'_н h'_c \le h'_к; \\ h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н}, \text{если } \varphi'_н h'_c > h'_к \text{ и } H''_c \ge (m-0{,}2),\ 0{,}66h'_c < h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н} \\ \qquad \text{или } H''_c < (m-0{,}2),\ \max(h''_c;\ 0{,}66h'_c) < h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н}; \\ h''_c, \text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''_н h''_c \le h''_к; \\ h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н}, \text{если } \varphi''_н h''_c > h''_к \text{ и } H''_c < (m-0{,}2),\ H'''_c \ge (m-0{,}2),\ 0{,}66h'_c < h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н} \\ \qquad \text{или } H'''_c < (m-0{,}2),\ \max(h'''_c;\ 0{,}66h'_c) < h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н}; \\ h'''_c, \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'''_н h'''_c \le h'''_к; \\ h'''_к \dfrac{1}{\varphi'''_н} \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}66h'_c < h'''_к \dfrac{1}{\varphi'''_н} < h'''_c. \end{cases} \quad (58)$$

Если при односторонней работе струга $\varphi'^{*}_н h'_c \le h'_{к.в}$ и целесообразен режим $v_c \simeq 3\,v_к$, то h определяется по формуле (58), так же как при челноковой работе струга.

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

$$h=h'_c, \text{если } H''_c \ge (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}66h'_c \ge h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н}; \quad (59)$$

если $H''_c < (m-0{,}2)$ и $h''_c < h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н} \le 0{,}66h'_c$ или $h'_к \dfrac{1}{\varphi'_н} < h''_c < 0{,}66h'_c$;

если $H''_c < (m-0{,}2)$, $H'''_c \ge (m-0{,}2)$ и $0{,}66h'_c \ge h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н}$;

если $H'''_c < (m-0{,}2)$ и $h'''_c < h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н} \le 0{,}66h'_c$ или $h''_к \dfrac{1}{\varphi''_н} < h'''_c < 0{,}66h'_c$;

если $H'''_c < (m-0{,}2)$ и $0{,}66h'_c \ge h'''_к \dfrac{1}{\varphi'''_н} > h'''_c$

или $0{,}66h'_c \ge h'''_c > h'''_к \dfrac{1}{\varphi'''_н}$,

или $h'''_c > 0{,}66h'_c \ge h'''_к \dfrac{1}{\varphi'''_н}$.

Если при односторонней работе струга $\varphi'^{*}_н h'_c \le h'_c$ и целесообразен режим $v_к \le v_c < 2\,v_к$, 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 $h_к$ не соответствуют, то проверяется, соответствуют ли они, а также величина H_c неравенствам второй строки этой формулы. Если да, то определение закончено. Если нет, то возможны два пути определения. Первый путь: если величины H_c, h_c и $h_к$ соответствуют только первому и второму неравенствам второй строки формулы (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 $h_к$ второму неравенству третьей строки формулы (58). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ неравенствам второй строки формулы (59). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ 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 $h_к$ 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 $h_к$ второму неравенству шестой строки формулы (58). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ неравенствам четвертой строки формулы (59). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ 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 $\varphi'^{*}_н h'_c > 0{,}5(h'_{к.в}+h'_{к.п})$, то целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера, и h определяется по формуле

$$h=\begin{cases}\dfrac{0{,}5}{\varphi'^{*}_н}(h'_{к.в}+h'_{к.п}), & \text{если } H''_c \ge (m-0{,}2);\\ h''_c, & \text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''^{*}_н h''_c \le 0{,}5(h''_{к.в}+h''_{к.п});\\ \dfrac{0{,}5}{\varphi''^{*}_н}(h''_{к.в}+h''_{к.п}), & \text{если } H''_c < (m-0{,}2), H'''_c \ge (m-0{,}2)\\ & \text{и } \varphi''^{*}_н h''_c > 0{,}5(h''_{к.в}+h''_{к.п});\\ h'''_c, & \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'''^{*}_н h'''_c \le 0{,}5(h'''_{к.в}+h'''_{к.п});\\ \dfrac{0{,}5}{\varphi'''^{*}_н}(h'''_{к.в}+h'''_{к.п}), & \text{если } H'''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi'''^{*}_н h'''_c > 0{,}5(h'''_{к.в}+h'''_{к.п}).\end{cases} \qquad (60)$$

Если при односторонней работе струга $\varphi'^{*}_н h'_c > h'_{к.в}$, то целесообразен режим $v_к \le v_c < 2\,v_к$, и h определяется по формуле (60), в которой $h'_{к.п}$, $h''_{к.п}$, $h'''_{к.п}$ принимаются равными соответственно $h'_{к.в}$, $h''_{к.в}$, $h'''_{к.в}$.

В формулах (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 С075 и СН75 при $v_c > v_к$

Если $m \le 0{,}85$ м, $\varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5(h^{o'}_{к.в}+h^{o'}_{к.п})$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_c \approx 3\,v_к$, то толщина стружки h определяется по формуле

$$h=\begin{cases}h'_c, \text{ если } \varphi'_н h'_c \le h^{o'}_к;\\ h^{o'}_к \dfrac{1}{\varphi'_н}, \text{ если } \varphi'_н h'_c > h^{o'}_к \text{ и } H''_c \ge (m-0{,}2), 0{,}8h'_c < h^{o'}_к \dfrac{1}{\varphi'_н}\\ \quad \text{или } H''_c < (m-0{,}2), \max(h''_c; 0{,}8h'_c) < h^{o'}_к \dfrac{1}{\varphi'_н};\\ h''_c, \text{ если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi''_н h''_c \le h^{o''}_к;\\ h^{o''}_к \dfrac{1}{\varphi''_н}, \text{ если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}8h'_c < h^{o''}_к \dfrac{1}{\varphi''_н} < h''_c.\end{cases} \qquad (61)$$

Если при односторонней работе струга $m \le 0{,}85$ м, $\varphi'^{*}_н h'_c \le h^{o'}_{к.в}$ и целесообразен режим $v_c \approx 3\,v_к$, то h определяется по формуле (61), так же как при челноковой работе струга.

Если $m \le 0{,}85$ м, $\varphi'^{*}_н h'_c \le 0{,}5(h^{o'}_{к.в}+h^{o'}_{к.п})$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера, то h определяется по формуле

$$h=h'_c, \text{ если } H''_c \ge (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}8h'_c \ge h^{o'}_к \frac{1}{\varphi'_н}; \qquad (62)$$
$$\text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } h''_c < h^{o'}_к \frac{1}{\varphi'_н} \le 0{,}8h'_c \text{ или } h^{o'}_к \frac{1}{\varphi'_н} < h''_c < 0{,}8h'_c;$$
$$\text{если } H''_c < (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}8h'_c \ge h^{o''}_к \frac{1}{\varphi''_н} > h''_c$$
$$\text{или } 0{,}8h'_c \ge h''_c > h^{o''}_к \frac{1}{\varphi''_н},$$
$$\text{или } h''_c > 0{,}8h'_c \ge h^{o''}_к \frac{1}{\varphi''_н}.$$

Если при односторонней работе струга $m \le 0{,}85$ м, $\varphi'^{*}_н h'_c \le h^{o'}_{к.в}$ и целесообразен режим $v_к \le v_c < 2\,v_к$, то h определяется по формуле (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 $h_к$ 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 $h_к$ 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 (6I), то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ второму неравенству третьей строки формулы (6I). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ неравенствам второй строки формулы (62). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ второму неравенству четвертой строки формулы (6I). Если да, то определение закончено. Если нет, то проверяется, соответствуют ли величины h_c и $h_к$ неравенствам пятой строки формулы (6I). Если да, то определение закончено. Если нет, то определение производится по неравенствам третьей, четвертой или пятой строки формулы (62).

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

$$h=\begin{cases} \dfrac{0{,}5}{\varphi_н'^{*}}(h_{к.в}^{o\prime}+h_{к.п}^{o\prime}), & \text{если } H_c'' \ge (m-0{,}2); \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н''^{*} h_c'' \le 0{,}5(h_{к.в}^{o\prime\prime}+h_{к.п}^{o\prime\prime}); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi_н''^{*}}(h_{к.в}^{o\prime\prime}+h_{к.п}^{o\prime\prime}), & \text{если } H_c'' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н''^{*} h_c'' > 0{,}5(h_{к.в}^{o\prime\prime}+h_{к.п}^{o\prime\prime}). \end{cases} \qquad (63)$$

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

Если $m > 0{,}85$ м, $\varphi_н'^{*} h_c' \le 0{,}5(h_{к.в}'+h_{к.п}')$ и целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_c \simeq 3\,v_к$, то h определяется по формуле

$$h=\begin{cases} h_c', & \text{если } \varphi_н' h_c' \le h_к'; \\ h_к' \dfrac{1}{\varphi_н'}, & \text{если } \varphi_н' h_c' > h_к' \text{ и } H_c'' \ge (m-0{,}2), 0{,}8 h_c' < h_к' \dfrac{1}{\varphi_н'} \\ & \text{или } H_c'' < (m-0{,}2), \max(h_c''; 0{,}8 h_c') < h_к' \dfrac{1}{\varphi_н'}; \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н'' h_c'' \le h_к''; \\ h_к'' \dfrac{1}{\varphi_н''}, & \text{если } \varphi_н'' h_c'' > h_к'' \text{ и } H_c'' < (m-0{,}2); H_c''' \ge (m-0{,}2); 0{,}8 h_c' < h_к'' \dfrac{1}{\varphi_н''} \\ & \text{или } H_c''' < (m-0{,}2); \max(h_c'''; 0{,}8 h_c') < h_к'' \dfrac{1}{\varphi_н''}; \\ h_c''', & \text{если } H_c''' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н''' h_c''' \le h_к'''; \\ h_к''' \dfrac{1}{\varphi_н'''}, & \text{если } H_c''' < (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}8 h_c' < h_к''' \dfrac{1}{\varphi_н'''} < h_c'''. \end{cases} \qquad (64)$$

Если при односторонней работе струга $m > 0{,}85$ м, $\varphi_н'^{*} h_c' \le h_{к.в}'$ и целесообразен режим $v_c \simeq 3\,v_к$, то h определяется по формуле (64), так же как при челноковой работе струга.

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

$$h=h', \text{ если } H_c'' \ge (m-0{,}2) \text{ и } 0{,}8 h_c' \ge h_к' \frac{1}{\varphi_н'}; \qquad (65)$$

если $H_c'' < (m-0{,}2)$ и $h_c'' < h_к' \frac{1}{\varphi_н'} \le 0{,}8 h_c'$ или $h_к' \frac{1}{\varphi_н'} < h_c'' < 0{,}8 h_c'$;

если $H_c'' < (m-0{,}2)$, $H_c''' \ge (m-0{,}2)$ и $0{,}8 h_c' \ge h_к'' \frac{1}{\varphi_н''}$;

если $H_c''' < (m-0{,}2)$ и $h_c''' < h_к'' \frac{1}{\varphi_н''} \le 0{,}8 h_c'$ или $h_к'' \frac{1}{\varphi_н''} < h_c''' < 0{,}8 h_c'$;

если $H_c''' < (m-0{,}2)$ и $0{,}8 h_c' \ge h_к''' \frac{1}{\varphi_н'''} > h_c'''$

или $0{,}8 h_c' \ge h_c''' > h_к''' \frac{1}{\varphi_н'''}$;

или $h_c''' > 0{,}8 h_c' \ge h_к''' \frac{1}{\varphi_н'''}$.

Если при односторонней работе струга $m > 0{,}85$ м, $\varphi_н'^{*} h_c' \le h_{к.в}'$ и целесообразен режим $v_к \le v_c < 2\,v_к$, то h определяется по формуле (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 $\varphi_н'^{*} h_c' > 0{,}5(h_{к.в}'+h_{к.п}')$, то целесообразна челноковая работа струга в режиме $v_к \le v_c < 2\,v_к$ с паузой перед реверсом для частичной разгрузки конвейера. При этом h определяется по формуле

$$h=\begin{cases} \dfrac{0{,}5}{\varphi_н'^{*}}(h_{к.в}'+h_{к.п}'), & \text{если } H_c'' \ge (m-0{,}2); \\ h_c'', & \text{если } H_c'' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н''^{*} h_c'' \le 0{,}5(h_{к.в}''+h_{к.п}''); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi_н''^{*}}(h_{к.в}''+h_{к.п}''), & \text{если } H_c'' < (m-0{,}2), H_c''' \ge (m-0{,}2) \text{ и} \\ & \varphi_н''^{*} h_c'' > 0{,}5(h_{к.в}''+h_{к.п}''); \\ h_c''', & \text{если } H_c''' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н'''^{*} h_c''' \le 0{,}5(h_{к.в}'''+h_{к.п}'''); \\ \dfrac{0{,}5}{\varphi_н'''^{*}}(h_{к.в}'''+h_{к.п}'''), & \text{если } H''' < (m-0{,}2) \text{ и } \varphi_н'''^{*} h_c''' > 0{,}5(h_{к.в}'''+h_{к.п}'''). \end{cases} \qquad (66)$$

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

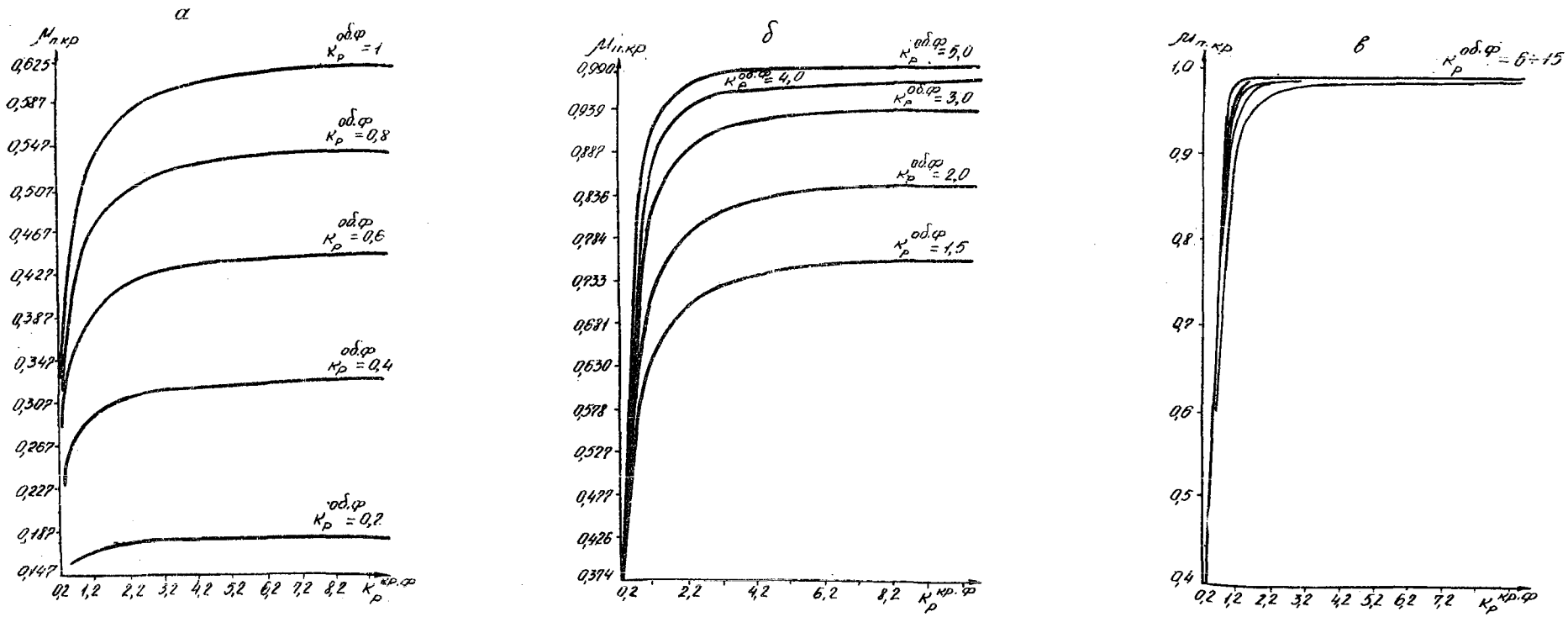

Рис. I5. Зависимость коэффициента готовности очистного забоя по процессу крепления кровли $\mu_{п.кр}$ от коэффициента резерва скорости передвижки фронта крепи за подвиганием забоя $K_р^{кр.ф}$ и коэффициента резерва фронтального обнажения кровли $K_р^{об.ф}$:

а – при $K_р^{об.ф}$, равном 0,2; 0,4; 0,6; 0,8; I,0; *б* – при $K_р^{об.ф}$, равном I,5; 2,0; 3,0; 4,0; 5,0; *в* – при $K_р^{об.ф}$, равном 6,0÷I5,0

При челноковой работе струга h определяется по формуле (6I) или (64); при этом q рассчитывается по формуле (47), а при определении h по формуле (62), (63), (65) или (66) – по формуле (48).

3.I0. Расчет сменного коэффициента машинного времени

Сменный коэффициент машинного времени $K_м$ 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

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

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

$$\mu_I^* = \frac{1}{1+q\,\frac{T_{т.п}}{A_п}+\left(\frac{1}{\mu_{с.у}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{кр}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{к.у}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{у.б}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{о.п}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{п.п}}-1\right)+\left(\frac{1}{\mu_{пр}}-1\right)+q\left(1-\frac{H_c}{m}\right)t_{др}+(n_у-1)\frac{20}{h\,V_c}} \quad (68)$$

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

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

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

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

$$T'_{т.п} = \sum_1^n \frac{T}{\ell} = \frac{T_1}{\ell_1} + \frac{T_2}{\ell_2} + \dots + \frac{T_n}{\ell_n},$$

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

$\ell_1, \ell_2, \dots, \ell_n$ – подвигание очистного забоя, после которого повторяется соответствующий технологический перерыв, м. Пределы величин T_1, T_2, ..., T_n и ℓ_1, ℓ_2, ..., ℓ_n при эксплуатации различных струговых установок принимаются по данным табл. I4.24 или по результатам хронометражных наблюдений;

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

$$T''_{т.п} = \frac{1}{v_{кр.ф}},$$

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

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

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

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

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

$$A_п = m\gamma\ell_л.$$

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

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

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

Таблица 24

Периодически повторяющиеся технологические перерывы	Обозначение	Отношение длительности технологического перерыва к шагу его повторения за подвиганием забоя, мин/м. Численное значение для струговой установки								
		УСТ2А	1УСБ67	С075	СН7.5	УСВ в исполнении				УСТ2М
						УСВ.00.000.00	УСВ.00.000.01	УСВ.00.000.02	УСВ.00.000.03	
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
Передвижка приводной станции:										
натяжной	$\frac{T_1}{\ell_1}$	$\frac{0\text{-}5,0}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,5}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,0}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,0}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,0}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,5}{0,47}$	$\frac{0\text{-}2,5}{0,47}$	$\frac{0\text{-}2,5}{0,47}$	$\frac{0\text{-}5,0}{0,60}$
разгрузочной	$\frac{T_2}{\ell_2}$	$\frac{0\text{-}5,0}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,5}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,0}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,0}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,0}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,5}{0,47}$	$\frac{0\text{-}2,0}{0,60}$	$\frac{0\text{-}2,5}{0,47}$	$\frac{0\text{-}2,0}{0,60}$
Передвижка опорной балки или крепи приводной станции:										
натяжной	$\frac{T_3}{\ell_3}$	-	$\frac{II,0}{I,75}$	$\frac{3,5}{I,20}$	$\frac{3,5}{I,20}$	$\frac{3,5}{I,20}$	$\frac{2,5}{0,47}$	$\frac{2,5}{0,47}$	$\frac{2,5}{0,47}$	-
разгрузочной	$\frac{T_4}{\ell_4}$	$\frac{II,0}{2,40}$	$\frac{II,0}{I,75}$	$\frac{3,5}{I,20}$	$\frac{3,5}{I,20}$	$\frac{3,5}{I,20}$	$\frac{2,5}{0,47}$	$\frac{3,5}{I,20}$	$\frac{2,5}{0,47}$	$\frac{3,5}{I,20}$
Передвижка удерживающего устройства в лаве	$\frac{T_5}{\ell_5}$	$\frac{II,0}{I,80}$	-	-	-	-	-	-	$\frac{5,0}{0,47}$	$\frac{II,0}{I,80}$
Перемещение крепи сопряжения:										
механизированной										
в конвейерной выработке	$\frac{T_6}{\ell_6}$	-	-	$\frac{0\text{-}8,0}{0,80}$	$\frac{0\text{-}8,0}{0,80}$	$\frac{0\text{-}8,0}{0,80}$	-	$\frac{0\text{-}8,0}{0,80}$	-	$\frac{0\text{-}8,0}{0,80}$
в вентиляционной "	$\frac{T_7}{\ell_7}$	-	-	$\frac{0\text{-}I0,0}{0,80}$	$\frac{0\text{-}I0,0}{0,80}$	$\frac{0\text{-}I0,0}{0,80}$	-	-	-	-
индивидуальной										
в конвейерной выработке	$\frac{T_8}{\ell_8}$	$\frac{8,0\text{-}I2,0}{0,80\text{-}I,20}$	$\frac{8,0\text{-}I2,0}{0,80\text{-}I,20}$	$\frac{8,0\text{-}I2,0}{0,80\text{-}I,20}$	$\frac{8,0\text{-}I2,0}{0,80\text{-}I,20}$	$\frac{8,0\text{-}I2,0}{0,80\text{-}I,20}$	$\frac{8,0\text{-}I2,0}{0,80\text{-}I,20}$	$\frac{8,0\text{-}I2,0}{0,80\text{-}I,20}$	$\frac{8,0\text{-}I2,0}{0,80\text{-}I,20}$	$\frac{8,0\text{-}I2,0}{0,80\text{-}I,20}$
в вентиляционной "	$\frac{T_9}{\ell_9}$	-	-	$\frac{2,5\text{-}I2,5}{0,80\text{-}I,00}$	$\frac{2,5\text{-}I2,5}{0,80\text{-}I,00}$	$\frac{2,5\text{-}I2,5}{0,80\text{-}I,00}$	-	-	-	-
Заряжание и взрывание в нише:										
у конвейерной выработки	$\frac{T_{10}}{\ell_{10}}$	$\frac{I5,0}{I,80}$	$\frac{I5,0}{I,80}$	$\frac{0\text{-}I2,0}{I,80}$	$\frac{0\text{-}I2,0}{I,80}$	$\frac{0\text{-}I2,0}{I,80}$	$\frac{I5,0}{I,80}$	$\frac{0\text{-}I2,0}{I,80}$	$\frac{I5,0}{I,80}$	$\frac{0\text{-}I2,0}{I,80}$
у вентиляционной "	$\frac{T_{11}}{\ell_{11}}$	$\frac{I5,0}{I,80}$	$\frac{I5,0}{I,80}$	$\frac{0\text{-}I2,0}{I,80}$	$\frac{0\text{-}I2,0}{I,80}$	$\frac{0\text{-}I2,0}{I,80}$	$\frac{I5,0}{I,80}$	$\frac{I5,0}{I,80}$	$\frac{I5,0}{I,80}$	$\frac{I5,0}{I,80}$

Продолжение табл. 24

I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II
Все периодически повторяющиеся перерывы:										
при механизированной крепи сопряжений	$max\sum_1^n \frac{T}{\ell}$	-	-	48,40	48,40	48,40	-	4I,90	-	45,60
	$min\sum_1^n \frac{T}{\ell}$	-	-	5,80	5,80	5,80	-	I6,60	-	I7,30
при индивидуальной крепи сопряжений	$max\sum_1^n \frac{T}{\ell}$	56,50	50,I0	54,00	54,00	54,00	50,40	44,40	62,60	50,60
	$min\sum_1^n \frac{T}{\ell}$	22,00	22,00	I6,30	I6,30	I6,30	2I,70	24,60	39,20	27,30

Примечания. I. Если при передвижках разгрузочной приводной станции струговой установки, расположенной в очистной выработке, производится перестановка перегрузочного желоба или стоек крепи транспортной выработки, то продолжительность перерыва и шаг его повторения ориентировочно можно принимать такими же, как при перемещении индивидуальной крепи сопряжения.

2. При определении $min\sum_1^n \frac{T}{\ell}$ - минимальной суммарной длительности всех процессов, прерывающих работу струговых установок УСТ2А, УСТ2М, IУСБ67 и УСВ в исполнении УСВ.00.000.0I и УСВ.00.000.03, процессы заряжания и взрывания в нишах у конвейерной и вентиляционной выработок учтены как взаимно совмещенные; как совмещенные учтены также процессы передвижки опорной балки приводных станций струговых установок УСТ2А, УСТ2М, IУСБ67 и УСВ в исполнении УСВ.00.000.0I.

Коэффициент готовности индивидуальной крепи принимается равным единице.

При односторонней работе струга коэффициент готовности струговой установки $\mu^0_{с.у}$ в конкретных условиях эксплуатации определяется по формуле

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

Входящий в формулу (70) проектный коэффициент готовности струговой установки $\mu^*_{с.у}$ определяется по табл. 25, а входящий в формулу (7I) проектный коэффициент готовности каждой указанной в табл. 25 механизированной крепи $\mu^*_{кр}$ принимается условно равным 0,98 в соответствии с базовым коэффициентом готовности механизированной крепи, принятым в "Отраслевой методике оценки уровня качества механизированных крепей для очистных забоев на пластах с углами падения до 35° (М., ИГД им. А. А. Скочинского, I976).

Изменение проектных коэффициентов готовности струговой установки и механизированной крепи под влиянием отдельных факторов, обозначенных $i^{с.у}_0, \ldots, i^{с.у}_5$; $i^{кр}_0, \ldots, i^{кр}_5$, определяется по формулам, приведенным в табл. 26.

Для определения влияния факторов $i^{с.у}_0$ и $i^{кр}_0$ значения $\alpha^{с.у}_{ур}$ и $\alpha^{кр}_{ур}$ каждой струговой установки и механизированной крепи стругового комплекса на I980 и каждый следующий год выпуска устанавливаются ШахтНИУИ совместно с организацией-разработчиком и заводом-изготовителем и сообщаются заинтересованным организациям. До определения значений $\alpha^{с.у}_{ур}$ и $\alpha^{кр}_{ур}$ в исходных данных для расчета указываются следующие их значения: для струговых установок IУСБ67, УСТ2А и УСТ2М $\alpha^{с.у}_{ур} = 0$; для струговых установок СН75, С075, УСВ и УС2У $\alpha^{с.у}_{ур} = -5\%$; для механизированной крепи IМКС, МКСУ и ЗМКС $\alpha^{кр}_{ур} = -I\%$; для механизированной крепи IМКЭ7Д и МКС98 $\alpha^{кр}_{ур} = -2\%$.

При определении влияния факторов $i^{с.у}_4$ и $i^{кр}_4$ степень заштыбованности струговых установок и механизированной крепи в очистных забоях различных шахтопластов устанавливается главным технологом шахты и бассейновым научно-исследовательским институтом на основе опыта их работы. Заштыбованность считается легкой, если она не вызывает существенных отказов в работе струговой установки

Таблица 25

Струговый комплекс	Крепь комплекса	Схема расположения секций в комплектах крепи	Схема передвижки секций крепи	Отношение шага подвигания очистного забоя $\ell_{ш.з}$, после которого повторяется передвижка крепи (м), к шагу передвижки секций крепи $\ell_{ш.с}$, м	Струговая установка комплекса	Коэффициент готовности струговой установки $\mu_{с.у}^{x)}$	Минимальное расстояние от забоя до перекрытия $a_п$, м	Максимальная ширина призабойного пространства, поддерживаемого крепью, B_{max}, м (в числителе - при шахматной, в знаменателе - при линейной схеме передвижки секций крепи)
КІМКС	ІМКС	Шахматная	Шахматная	0,65/І,30	ІУСБ67	0,75	0,260	4,530/3,880
		Линейная	Линейная	0,65/0,65	СО75	0,75	0,200	4,470/3,820
					СН75	0,75	0,380	4,650/4,000
					УСВ	0,80	0,290	4,560/3,9І0
КІМКС	МКСУ	Шахматная	Шахматная	0,65/І,30	ІУСБ67	0,75	0,260	4,8І0/4,І60
		Линейная	Линейная	0,65/0,65	СО75	0,75	0,200	4,750/4,І00
					СН75	0,75	0,380	4,930/4,280
					УСВ	0,80	0,290	4,840/4,І90
ІКМ97Д	ІМК97Д	Линейная	Шахматная	0,40/0,80	УСТ2А	0,70	0,200/0,200$^{xx)}$	4,І60/4,І60
		Линейная	Линейная	0,80/0,80	УСТ2М	0,70	0,200/0,200	4,І60/4,І60
					ІУСБ67	0,75	0,270/0,200	4,230/4,І60
					СО75	0,75	0,2І0/0,200	4,І70/4,І60
					СН75	0,75	0,400/0,200	4,360/4,І60
					УСВ	0,80	0,270/0,200	4,230/4,І60
КМС98	МКС98	Линейная	Шахматная	0,40/0,80	УСТ2М	0,70	0,200	4,420/4,420
		Линейная	Линейная	0,80/0,80	ІУСБ67	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
КТСЧ	ЗМКС	Шахматная	Шахматная	0,50/І,00	СО75	0,75	0,200	4,І50/3,650
		Линейная	Линейная	0,50/0,50	СН75	0,75	0,400	4,350/3,850
					УСВ	0,80	0,3І0	4,260/3,760
					УСТ2М	0,70	0,200	4,І50/3,650

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 $\mu^{*}_{c.y}$ и механизированной крепи $\mu^{*}_{кр}$ под влиянием факторов $i^{c.y}$ и $i^{кр}$, ± %
I	2	3	4
0	Отклонение от проектного уровня коэффициента готовности, %:		
	струговой установки	$\mu^{*}_{cy}\pm 0{,}01\,\alpha^{c.y}_{ур}$	$i^{c.y}_{0} = \pm\,\alpha^{c.y}_{ур}$
	механизированной крепи	$\mu^{*}_{кр}\pm 0{,}01\alpha^{кр}_{ур}$	$i^{кр}_{0} = \pm\,\alpha^{кр}_{ур}$
I	Длина очистного забоя, м	50-300	$i^{c.y}_{1} = -0{,}04\ (\ell_{л} - 150)$
			$i^{кр}_{1} = -0{,}02\ (\ell_{л} - 150)$
2	Угол падения пласта, град:		
	при работе по простиранию	0-35	$i^{c.y}_{2} = +\dfrac{\alpha\,\ell_{л}}{1500}$
		При применении крепи 1МКС, 1МК97Д, МКС98	
		0-6	$i^{кр}_{2} = 0$
		6-20	$i^{кр}_{2} = \dfrac{m\,(\alpha - 6)}{6{,}0}$
		При применении крепи МКСУ, ЗМКС	
		0-20	$i^{кр}_{2} = 0$
		20-35	$i^{кр}_{2} = -\dfrac{m\,(\alpha - 20)}{8{,}4}$
	при работе по восстанию (падению)	-	$i^{c.y}_{2} = 0$
		-	$i^{кр}_{2} = 0$
3	Гипсометрия пласта:		
	волнистая при длине очистного забоя, м	50-300	$i^{c.y}_{3} = -0{,}032\ (\ell_{л} - 50)$
	волнистая при мощности пласта, м	0,6-1,8	$i^{кр}_{3} = -\ 0{,}012\ \dfrac{\ell_{л}}{m}$
		$\geqslant$ 1,8	$i^{кр}_{3} = -0{,}066\,\ell_{л}$
	спокойная		$i^{c.y}_{3} = 0$
			$i^{кр}_{3} = 0$

I	2	3	4
4	Энтибованность тяговых органов, направляющих и других узлов, обусловленная физико-механическими свойствами штыба, образующегося при выемке угольного пласта:		
	струговой установки:		
	легкая при длине очистного забоя, м	До 200	$i_4^{с.у} = 0$
		200-300	$i_4^{с.у} = -0,166\ (\ell_л - 200)$
	средняя при длине очистного забоя, м	До 150	$i_4^{с.у} = 0$
		150-300	$i_4^{с.у} = -0,02\ (\ell_л - 150)$
	тяжелая при длине очистного забоя, м	До 50	$i_4^{с.у} = 0$
		50-300	$i_4^{с.у} = -0,03\ (\ell_л - 150)$
	механизированной крепи:		
	1МКС, МКСУ, 3МКС		
	легкая		$i_4^{кр} = 0$
	средняя		$i_4^{кр} = -0,005\ \ell_л$
	тяжелая		$i_4^{кр} = -0,01\ell_л$
	1МК97Д и МКС98		
	легкая, средняя, тяжелая		$i_4^{кр} = 0$
5	Добыча или продолжительность эксплуатации:		
	добыча струговой установкой, тыс.т	Сверх $\alpha_р^{с.у} Д_р^{с.у}$, где $\alpha_р^{с.у}$ - коэффициент, характеризующий ресурс работы струговой установки без отказов по причине износа; $Д_р^{с.у}$ - ресурс струговой установки до капитального ремонта	Если $(Д_э^{с.у} - \alpha_р^{с.у} Д_р^{с.у}) > 0$, $i_5 = -\alpha_{гр}^{с.у} (Д_э^{с.у} - \alpha_р^{с.у} Д_р^{с.у}) \frac{\ell_л}{300}$; если $(Д_э^{с.у} - \alpha_р^{с.у} Д_р^{с.у}) \le 0$, $i_5 = 0$, где $Д_э^{с.у}$ - добыча с начала эксплуатации струговой установки новой или после капитального ремонта, тыс.т; $\alpha_{гр}^{с.у}$ - коэффициент, учитывающий влияние условий применения выемочных машин на снижение готовности струговой установки пропорционально увеличению добычи (табл. I4.27); для 1, 2 и 3 групп типовых условий значения $\alpha_{гр}^{с.у}$ приняты соответственно 0,04; 0,05; 0,06.
	продолжительность эксплуатации механизированной крепи, мес	Сверх $\alpha_р^{кр} T_р^{кр}$, где $\alpha_р^{кр}$ - коэффициент, характеризующий ресурс работы крепи без отказов по причине износа; $T_р^{кр}$ - ресурс механизированной крепи до капитального ремонта	Если $(T_э^{кр} - \alpha_р^{кр} T_р^{кр}) > 0$, $i_5^{кр} = -\alpha_у^{кр} (T_э^{кр} - \alpha_р^{кр} T_р^{кр}) \frac{\ell_л}{200}$; если $(T_э^{кр} - \alpha_р^{кр} T_р^{кр}) \le 0$, $i_5^{кр} = 0$, где $T_э^{кр}$ - продолжительность эксплуатации механизированной крепи новой или после капитального ремонта, мес; $\alpha_у^{кр}$ - коэффициент, характеризующий условия эксплуатации крепи, влияющие на снижение ее готовности с увеличением продолжительности эксплуатации; для неосложненных и осложненных условий принят соответственно 0,3 и 0,5

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

Таблица 27

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

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

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

При определении влияния факторов $i_6^{с.у}$ и $i_5^{кр}$ значения $a_p^{с.у}$ и $a_p^{кр}$ при вводе в эксплуатацию новой струговой установки или механизированной крепи и после капитального ремонта приняты соответственно 0,33 и 0,25; значение $Д_p^{с.у}$ согласно техническому заданию на струговые установки УСВ, СН75, С075, 1УСБ67, 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 углепоток 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 прямоточной схеме проветривания $\mu_{пр} = 0,98$;

$H_п$ – 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

$$t_{др} = t_{др_1} + \frac{t_{др_2} - t_{др_1}}{A_{p_2} - A_{p_1}} (A_p - A_{p_1}),$$

где A_{p_1} и A_{p_2} – предельное табличное значение A_p, соответственно меньшее и большее данного значения A_p;

$t_{др_1}$ и $t_{др_2}$ – значения $t_{др}$ соответственно при A_{p_1} и A_{p_2}.

Средства дробления указываются в исходных данных для расчета.

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

Таблица 28

Сопротивляемость пласта резанию A_p, кгс/см	Затраты времени $t_{др}$ на дробление негранспортабельных плит с помощью ручного инструмента, отнесенные к 1 т угля из верхней части забоя, не обрабатываемой струго́м, мин/т, по данным ШахтНИУИ
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 ШахтНИУИ, при использовании дробилки УРН4 длительность перерывов в работе струговой установки для дробления негранспортабельных 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 $a_п + \ell_{ш.з} < \ell_{уст}$, и принимается равным нулю, если $a_п + \ell_{ш.з} \geq \ell_{уст}$; при расчетах с помощью ЭВМ $\mu_{п.кр}$ определяется по формуле

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

где $K = \begin{cases} 1, \text{ если } a_п + \ell_{ш.з} < \ell_{уст}; \\ 0, \text{ если } a_п + \ell_{ш.з} \geq \ell_{уст}; \end{cases}$

$a_п$ – минимальное расстояние от забоя до перекрытия секции механизированной крепи (см. табл. 25) или до верхняка индивидуальной крепи (табл. 29);

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

$\ell_{уст}$, $K_p^{кр.ф}$ и $K_p^{об.ф}$ – см. формулы (72), (74) и (78).

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

$$\ell_{уст} = \frac{2,72}{1 + \ell_п K_т} \sqrt{\frac{1,2 q \mu_I^* t_y K_{у.в}}{m \gamma \ell_л}}, \qquad (72)$$

где $K_т$ – коэффициент "топтания" кровли;

Таблица 29

Струговая установка	Численное значение $a_п$, м, при применении индивидуальной призабойной крепи					$S_{с.у}$, м²
	с металлическими шарнирными верхняками длиной $\ell_в$, м			с деревянными верхняками, располагаемыми относительно забоя		
	1,26	1,00	0,80	перпендикулярно с консолью 0,3 м и более	перпендикулярно без консоли и параллельно x)	
УСТ2А, УСТ2М, УС2У	0,26	0,43	0,56	0,80	1,10	0,40
1УСБ67	0,51	0,68	0,80	1,05	1,35	0,50
С075	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

x) Такие же значения $a_п$ принимаются при использовании крепи с деревянными подлапками или насадками для упора в кровлю.

при механизированной крепи, передвигаемой без подпора кровли:

$$K_т = \frac{B_{max}}{\ell_{ш.с}} - 1, \qquad (73)$$

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

$\ell_{ш.с}$ – шаг передвижки секций механизированной крепи после подвигания забоя на величину $\ell_{ш.з}$, м; указан в табл. 25;

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

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

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

Значение $\ell_{уст}$ ограничивается максимальной среднесуточной скоростью подвигания забоя $v_{п.з}^{max}$, при превышении которой $\ell_{уст}$ практически не увеличивается ($v_{п.з}^{max}$ = 4-5 м/сут). Если $\frac{q\mu_I^*}{m\gamma\ell_л} > \frac{4}{T_{см} n_{см}}$, $\ell_{уст}$ достигнет максимальной величины при $\frac{q\mu_I^*}{m\gamma\ell_л} = \frac{4}{T_{см} n_{см}}$.

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

Если $\ell_{уст} < a_п + \ell_{ш.з}$, $\beta < 45^0$ и имеется возможность производить отработку участка при угле встречи $\beta' > \beta$, то определение $\ell_{уст}$ повторяется при угле встречи β'.

Для определения $\mu_{п.кр}$ по графикам рис. I5 предварительно определяются величины $K_p^{кр.ф}$ и $K_p^{об.ф}$.

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

$$K_p^{кр.ф} = \frac{v_{кр.ф}}{v_{п.з}}, \qquad (74)$$

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

$$v_{п.з} = \frac{q \mu_I^*}{m \gamma \ell_л}, \qquad (75)$$

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

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

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 IМК97Д и МКС98 $K_п = 0{,}5\,(1+k_п^*)$; для крепи IМКС, МКСУ и ЗМКС $K_п = k_п^*$. Удельное давление опорной поверхности крепи IМК97Д и МКС98, IМКС и МКСУ, ЗМКС на почву соответственно составляет 32, 30, 27 кгс/см^2. Для индивидуальной крепи $k_п$ равно единице;

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

при работе струтового комплекса по простиранию пласта

$$K_{у.п} = \begin{cases} I \text{ при } \alpha \le 9^0; \\ I - 0{,}0I3\,(\alpha - 9^0) \text{ при } 9 < \alpha \le 35^0; \end{cases}$$

при работе струтового комплекса по падению

$$K_{у.п} = \begin{cases} I \text{ при } \alpha \le 6^0; \\ I - 0{,}0066\,\alpha - 0{,}00087 \text{ при } 6 < \alpha < I5^0; \end{cases}$$

$K_{в.о}^{ср}$ – средневзвешенный коэффициент снижения скорости передвижки (установки) фронта крепи за подвиганием очистного забоя при сильных вторичных осадках кровли (кровли 3.I и 4.I типов в табл. 7);

$$K_{в.о}^{ср} = \frac{1}{1 + B_{max}\left(\frac{1}{6} - \frac{1}{K_0 \ell_{о.кр}}\right)},$$

K_0 – коэффициент предварительного ослабления пород основной кровли, характеризующий уменьшение естественного шага и динамичности обрушения; принимается на основе опыта шахты или исследований бассейнового института и указывается в исходных данных для расчета; при работе без предварительного ослабления пород основной кровли $K_0 = I$;

$\ell_{о.кр}$ – естественный шаг обрушения основной кровли; указывается в исходных данных для расчета, если кровля относится к 3.I и 4.I типу.

Если $K_0 \ell_{о.кр} \le 6$, то $k_{в.о}^{ср} = I$;

$T_p^{г.п}$ – чистое время работы гидроцилиндров передвижки секций крепи в течение периода подвигания или после подвигания забоя на величину $\ell_{ш.з}$, мин;

$$T_p^{г.п} = \frac{Q_{г.п} \; \ell_л}{100 \; Q_н K_н},$$

$Q_{г.п}$ – средний суммарный расход рабочей жидкости гидроцилиндрами передвижки секций крепи, отнесенный к числу передвигаемых секций на I00 м длины очистного забоя, л. Значения $Q_{г.п}$ механизированной крепи струговых комплексов приведены в табл. 30;

$Q_н$ – суммарная производительность одновременно работающих насосов насосных станций механизированной крепи, л/мин; приводится в исходных данных для расчета;

$k_н$ – коэффициент использования производительности работающих насосов насосных станций механизированной крепи; при работе механизированной крепи IМКС и IМК97Д $K_н$ = = 0,66, при работе крепи МКСУ, ЗМКС и МКС98 $k_н = I{,}0$;

$T_{р.с}$ – чистое время разгрузки и распора секций крепи в течение периода подвигания или после подвигания забоя на величину $\ell_{ш.з}$, мин;

$$T_{р.с} = \frac{Q_{р.с} \; \ell_л}{I00 \; Q_н \; K_н},$$

Таблица 30

Крепь струго-вого комп-лекса	Шаг уста-новки комплек-тов кре-пи вдоль забоя $l_{ш.к}$, м	Число сек-ций, под-лежащих передвиж-ке при под-вигании на величину $l_{ш.з}$, прихо-дящееся на 100 м дли-ны забоя	$a_{г.п}$, л	$a_{р.с}$, л	$S_{кр}$, м^2	K_c
I	2	3	4	5	6	7
1МКС	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
1МК97Д	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
3МКС	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 передвигаемых 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 струтового 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 ЕНВ, 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 передвигаемой секции, с. В пределах области применения струговых установок с механизированной крепью, передвигаемой без подпора кровли, $t_{кр}^{уд}$ можно определять по t_y, указанному в табл. 7;

$$t_{кр}^{уд} = \begin{cases} 1, \text{ если } t_y\, k_{у.в} \geq 360 \text{ мин}; \\ \dfrac{3600}{t_y\, k_{у.в}} - 10, \text{ если } t_y\, k_{у.в} < 360 \text{ мин}; \end{cases}$$

$n_{с.гр}$ – число секций в каждой группе обособленно перемещаемых комплектов крепи, подлежащих передвижке после подвигания забоя на величину $l_{ш.з}$; для механизированной крепи, указанной в табл. 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

$$v_{кр.ф} = \frac{l_{ш.з}\; K_{в.о}^{ср}}{T_{у.к}^{и}\; n_к^{и}}, \qquad (77)$$

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

$n_к^{и}$ – 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

$$K_р^{об.ф} = \frac{l_{уст} - a_п \cdot l_{ш.з}}{30\; K_{v_{кр.ф}}^2}, \qquad (78)$$

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

$$K_{v_{кр.ф}} = \sqrt{\frac{\left(\dfrac{1{,}09}{k_{д.сн}} - 1\right) 0{,}5\, K_т}{n_{с.гр}}},$$

$k_{д.сн}$ – 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;

$$k_{д.сн} = \frac{1}{\dfrac{1}{k_п} + \dfrac{1}{k_{кр}} + \dfrac{1}{K_{в.о}^{ср}} - 2},$$

$K_{кр}$ – коэффициент снижения скорости передвижки (установки) фронта крепи за подиганием очистного забоя вследствие местных обрушений нижних слоев пород кровли; при $t_у K_{у.в} \geq 360$ мин $K_{кр}$ равен единице; при $t_у K_{у.в} < 360$ мин $K_{кр}$ определяется по формуле

$$K_{кр} = \frac{t_у K_{у.в}}{600} + 0,4 .$$

Определение $t_у$ и $K_{у.в}$ указано выше.

Если устанавливается индивидуальная крепь, то при определении $K_{v_{кр.ф}}$ вместо $n_{с.гр}$ подставляется указанная в исходных данных для расчета величина $n_к''$, 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

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

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

$h_в$ – высота верхняка, м; при верхняках шарнирных, деревянных и без верхняков или при их расположении параллельно забою $h_в$ принимается равным соответственно 0,08; 0,03 и нулю.

4. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный скрепероструготаранной установкой

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

Производительность скрепероструготаранной установки q определяется по формуле (47), толщина стружки h – по формуле ДонУГИ

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

Для скрепероструготаранной установки УС2У при полезной ширине скрепероструга $B_c = 0,8$ м и его высоте $H_c = 0,33$ м формула ДонУГИ приводится к виду

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

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

$\ell_л$ – длина лавы, м;

n_c – число групп скрепероструга в лаве (согласно рекомендации ДонУГИ n_c = 3); указывается в исходных данных для расчета;

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

Скорость движения скрепероструга при применении скрепероструготаранной 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 $K_м$ 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 I.9); $T_{п.з} = 20$ мин.

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

длительность всех периодически повторяющихся технологических перерывов $T_{т.п}$, отнесенная к 1 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 скреперострутотаранной установки, горнотехнических и организационно-технических условий, за исключением перерыва на время выполнения процесса крепления и посадки кровли $T'_{т.п}$, указываемая в исходных данных для расчета, соответствует величинам T_1, ..., T_n и ℓ_1, ..., ℓ_n, установленным на основании хронометражных наблюдений или рекомендаций бассейнового института. Переменные $T''_{т.п}$ – технологический перерыв на время выполнения процесса крепления кровли – и $T'''_{т.п}$ – технологический перерыв на время выполнения процесса посадки кровли – определяются так же, как при работе струговой установки с индивидуальной крепью.

Коэффициент готовности скреперострутотаранной установки УС2У $\mu^{*}_{с.у}$ равен 0,85. Коэффициент готовности с учетом условий эксплуатации $\mu_{с.н}$ определяется, так же как струговых установок, по табл. 26.

Величины $t_{вр}$ указаны в табл. 28.

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

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 $a_п$ 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

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

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.

I. Донецкий бассейн (в границах УССР)

Дизъюнктивные нарушения

Для лав, оборудованных широкозахватными комбайнами:

$$K_{г.н} = 0{,}82 + 0{,}058\,m - 0{,}0005\,L_{нн} - 0{,}0003\,L_н - 0{,}0175\,N_{нн} + 0{,}026\,N_н - 0{,}0062\,H_к - 0{,}0033\,\ell_н ; \quad (80)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 0{,}899 + 0{,}13\,m - 0{,}0008\,L_{нн} - 0{,}0006\,L_н - 0{,}00013\,N_{нн} + 0{,}0024\,N_н - 0{,}068\,H_н - 0{,}0022\,\ell_н ; \quad (81)$$

для лав, оборудованных механизированными комплексами:

$$K_{г.н} = 0{,}364 + 0{,}103\,m - 0{,}0007\,L_{нн} - 0{,}0008\,L_н + 0{,}0013\,N_{нн} + 0{,}014\,N_н - 0{,}116\,H_н - 0{,}0069\,\ell_н . \quad (82)$$

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

Ложная кровля

Для лав, оборудованных широкозахватными комбайнами:

$$K_{г.н} = 0{,}93 + 0{,}046\,m - 0{,}00051\,L_{нн} - 0{,}0004\,L_н - 0{,}0003\,N_{нн} + 0{,}0083\,N_н - 0{,}107\,H_{л.к} - 0{,}0022\,\ell_{л.к} ; \quad (83)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$K_{г.н} = 0{,}594 + 0{,}146\,m - 0{,}0004\,L_{нн} - 0{,}0004\,L_н - 0{,}0132\,N_{нн} + 0{,}0193\,N_н - 0{,}054\,H_{л.к} - 0{,}00044\,\ell_{л.к} ; \quad (84)$$

для лав, оборудованных механизированными комплексами:

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

Таблица 31

Технология выемки угля	Мощность пласта m, м	Отношение нагрузки на лаву на участке нарушения к нагрузке на лаву на участке без нарушений, %	Интервал изменения факторов					
			Участки без дизъюнктивных нарушений		Участки с дизъюнктивными нарушениями			
			Длина лавы $L_{нн}$, м	Число выходов рабочих в смену $N_{нн}$	Длина лавы $L_н$, м	Число выходов рабочих в смену $N_н$	Амплитуда нарушений $H_н$, м	Длина нарушения в забое лавы $\ell_н$, м
Широкозахватными комбайнами	0,48–1,45	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 m, м	Отношение нагрузки на лаву на участке с ложной кровлей к нагрузке при отсутствии ложной кровли, %	Интервал изменения факторов					
			Участки без ложной кровли		Участки с ложной кровлей			
			Длина лавы $L_{нн}$, м	Число выходов рабочих в смену $N_{нн}$	Длина лавы $L_н$, м	Число выходов рабочих в смену $N_н$	Мощность ложной кровли $H_{лк}$, м	Длина участка с ложной кровлей в лаве $\ell_{лк}$, м
Широкозахватными комбайнами	0,87–1,00	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 m, м	Отношение нагрузки на лаву на участке с утонением пласта к нагрузке на лаву на участке без утонений, %	Интервал изменения факторов					
			Участки без утонений пласта		Участки с утонениями пласта			
			Длина лавы $L_{нн}$, м	Число выходов рабочих в смену $N_{нн}$	Длина лавы $L_н$, м	Число выходов рабочих в смену $N_н$	Величина утонения пласта $H_у$, м	Длина участка с утонением пласта в лаве $\ell_у$, м
Широкозахватными комбайнами	0,86–1,45	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	11,6–53,4	90–338	9,3–30,4	0,2–1,4	3–40
Струговыми установками с индивидуальной крепью	0,79–1,46	16,2–98,9	142–270	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:

$$\kappa_{г.н} = 0{,}784 + 0{,}034\, m - 0{,}0007\, L_{нн} - 0{,}0005\, L_н - 0{,}007I\, N_{нн} + 0{,}0I39\, N_н - 0{,}003I\, H_у - 0{,}00I63\, \ell_у \quad ; \qquad (86)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$\kappa_{г.н} = 0{,}876 + 0{,}0326\, m - 0{,}000I3\, L_{нн} - 0{,}000I\, L_н - 0{,}0007\, N_{нн} + 0{,}0I28\, N_н - 0{,}I89\, H_у - 0{,}0025\, \ell_у \quad ; \qquad (87)$$

для лав, оборудованных механизированными комплексами:

$$\kappa_{г.н} = I{,}59 + 0{,}077 m - 0{,}0036\, L_{нн} - 0{,}003\, L_н - 0{,}00735\, N_{нн} + 0{,}0I96\, N_н - 0{,}22I\, H_у - 0{,}0029\, \ell_у . \qquad (88)$$

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:

$$\kappa_{г.н} = -3{,}382 - 0{,}336\frac{h}{m} - 0{,}I69\,\frac{L_н}{L} + 0{,}007\,\alpha - 0{,}00I\,\beta + I{,}537\,\frac{\ell_н}{\ell} + 2{,}42I\,\frac{m_н}{m}; \qquad (89)$$

для лав, оборудованных струговыми установками и индивидуальной крепью:

$$\kappa_{г.н} = 0{,}242 - 0{,}03\,\frac{h}{m} - 0{,}002\,\frac{L_н}{L} + 0{,}0002\,\alpha - 0{,}00I\,\beta + 0{,}445\,\frac{\ell_н}{\ell} + 0{,}I77\,\frac{m_н}{m}; \qquad (90)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$\kappa_{г.н} = 0{,}647 - 0{,}26I\,\frac{h}{m} - 0{,}I38\,\frac{L_н}{L} + 0{,}004\,\alpha - 0{,}003\,\beta + 0{,}886\,\frac{\ell_н}{\ell} + 0{,}793\,\frac{m_н}{m}. \qquad (9I)$$

Размыв

Для лав, оборудованных струговыми установками и индивидуальной крепью:

$$\kappa_{г.н} = 0{,}048 - 0{,}078\,\frac{h}{m} - 0{,}023\,\frac{L_н}{L} + 0{,}002\,\alpha + 0{,}005\,\beta + 0{,}324\,\frac{\ell_н}{\ell} + 0{,}476\,\frac{m_н}{m}; \qquad (92)$$

для лав, оборудованных узкозахватными комбайнами и индивидуальной крепью:

$$\kappa_{г.н} = I{,}75 - 0{,}I46\,\frac{h}{m} - 0{,}2I8\,\frac{L_н}{L} + 0{,}004\,\alpha + 0{,}008\,\beta + I{,}056\,\frac{\ell_н}{\ell} + 2{,}976\,\frac{m_н}{m}, \qquad (93)$$

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

$m, m_н$ – средняя вынимаемая мощность пласта соответственно ненарушенного и нарушенного участков, м;

$L, L_н$ – соответственно длина выемочного участка, пройденного лавой за исследуемый месяц, и длина нарушенной его части, м;

α – угол встречи забоя лавы с направлением нарушения;

β – угол падения сместителя, град;

δ – ширина размыва пласта, м;

$\ell, \ell_н$ – средняя длина лавы соответственно в ненарушенной и нарушенной частях выемочного участка, м.

3. Львовско-Волынский бассейн

Таблица 34

Средства механизации в очистном забое	Вид зависимости	Область значений амплитуды нарушений $H_н$, м
Комплекс КМ-87	$\kappa_{г.н} = 0{,}86 - 0{,}3\, H_н$	0,I – I,9
" КМК-97	$\kappa_{г.н} = 0{,}74 - 0{,}37\, H_н$	0,I – I,2
Узкозахватный комбайн с индивидуальной крепью	$\kappa_{г.н} = 0{,}86 - 0{,}4\, H_н$	0,I – I,2

4. Печорский, Карагандинский и Кузнецкий бассейны

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

$$K_{г.н} = K_{я.н} \cdot K_з , \qquad (94)$$

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

для механизированных комплексов КМ8I и КМI3О

$$K_{я.н} = I - 0,44 \frac{h}{m};$$

для механизированных комплексов ОМКТ, IОКП и 20КП

$$K_{я.н} = I - 0,70 \frac{h}{m};$$

для механизированных комплексов КМ87 и МК

$$K_{я.н} = I - 0,39 \frac{h}{m};$$

для механизированных комплексов 3ОКП и ОКП70

$$K_{я.н} = I - 0,54 \frac{h}{m},$$

где h – амплитуда нарушения, м;

K_{ℓ} – коэффициент уменьшения нагрузки в зависимости от длины нарушения в лаве $\ell_н$. Определяется по формуле

$$K_{\ell} = I - 0,25 \frac{\ell_н}{\ell_л}. \qquad (95)$$

5. Подмосковный 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	IМК, IМ0М	2МКЭ, 2МК	ОМКТ, ОМКТМ, ОКП
Прорыв воды	0,60	–	–	0,60
Утонение пласта на 40% и более	0,82	0,83	0,84	0,8I
Тяжелая кровля	0,74	–	0,87	0,6I
Мульда в лаве с наклоном крыльев 20^0 и более	–	–	–	0,37
Переход сбоек	0,58	–	0,63	0,53
Переход карстовых нарушений	0,5I	–	0,57	0,45
Обход карстовых нарушений с перемонтажом части комплекса	0,4I	–	0,64	0,I8
Подход к демонтажной камере	0,8	0,8	0,8	0,80

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

Определение нагрузки на действующий очистной забой с учетом газового фактора производится согласно "Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт" (М., "Недра", I975). Максимально допустимая по газовому фактору суточная нагрузка на очистной забой $A^{г}_{max}$ (в тоннах) определяется по формуле

$$A^{г}_{max} = K_A A, \qquad (96)$$

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. I6–20) или по формуле

$$K_A = J_p^{-1,67} \left(\frac{Q_p}{a}\right)^{b} \left(\frac{\ell_{оч.р}}{\ell_{оч}}\right)^{-0,67}, \qquad (97)$$

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;

$\ell_{оч.р}$ – длина очистной выработки, для которой рассчитывается нагрузка, м;

$\ell_{оч}$ – длина действующей очистной выработки, м.

Таблица 36

Бассейны	Значения констант	
	a	b
Донецкий и Львовско-Волынский	I80	I,87
Кузнецкий и Воркутинское месторождение Печорского бассейна	22I	2,04
Карагандинский	2I9	2,II
Интинское и Инь-Ягинское месторождения Печорского бассейна	I73	I,96

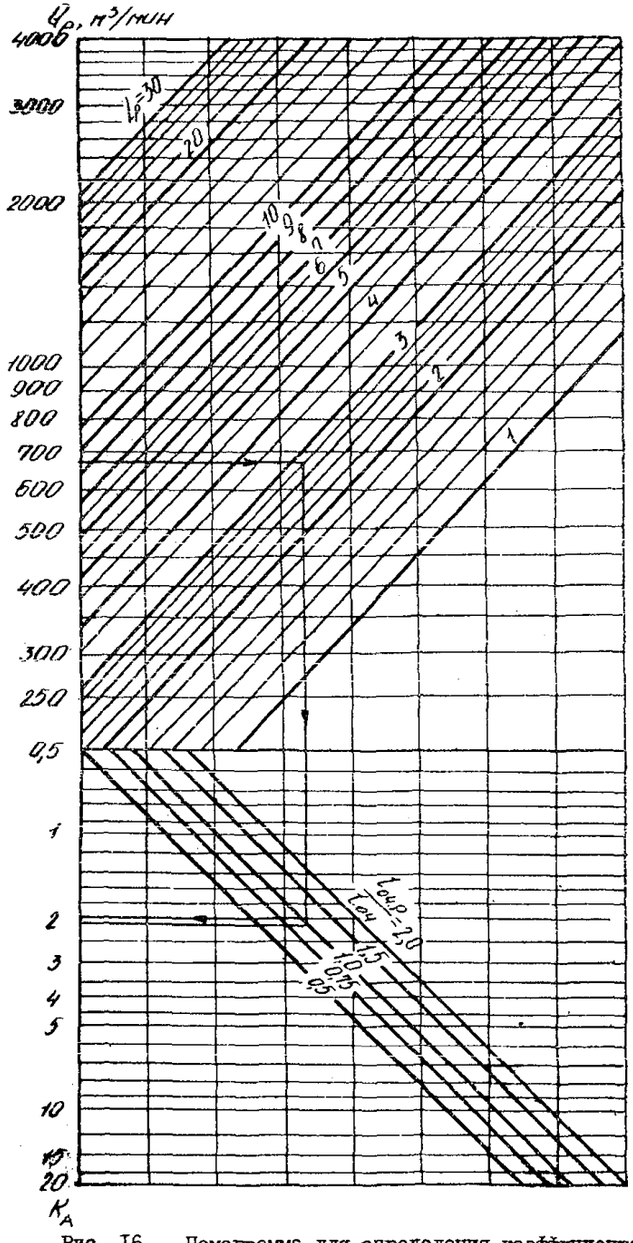

Рис. I6. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Донецкого и Львовско-Волынского бассейнов

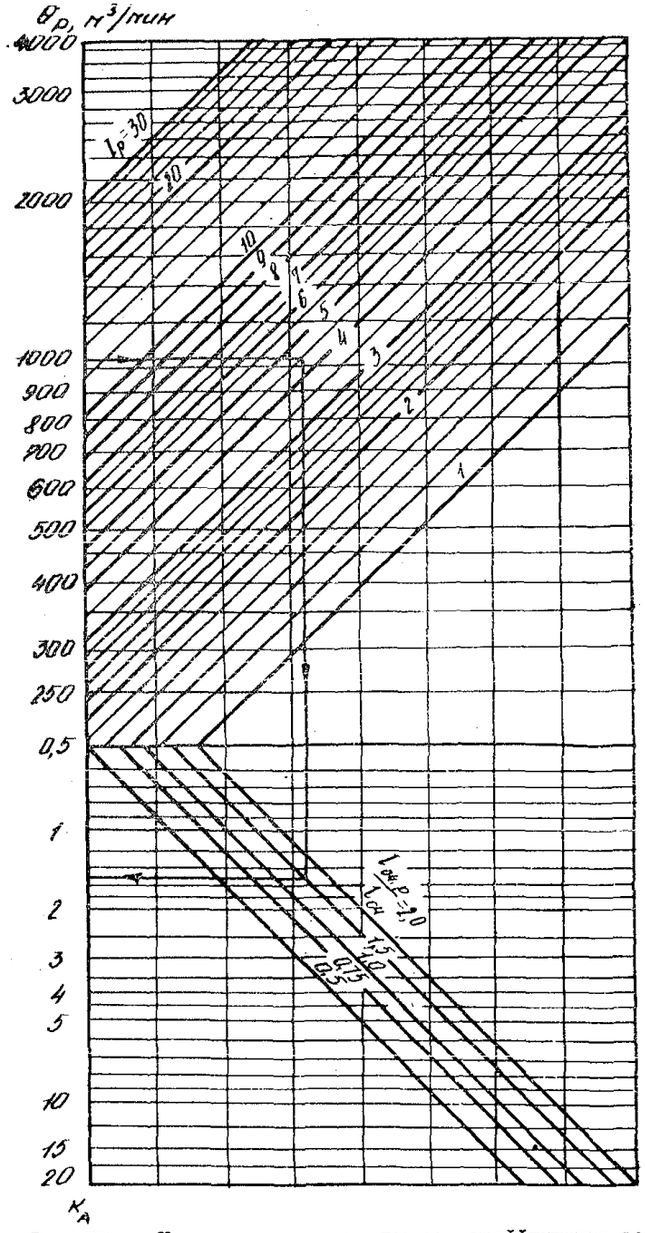

Рис. I7. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Кузнецкого бассейна и Воркутинского месторождения Печорского бассейна

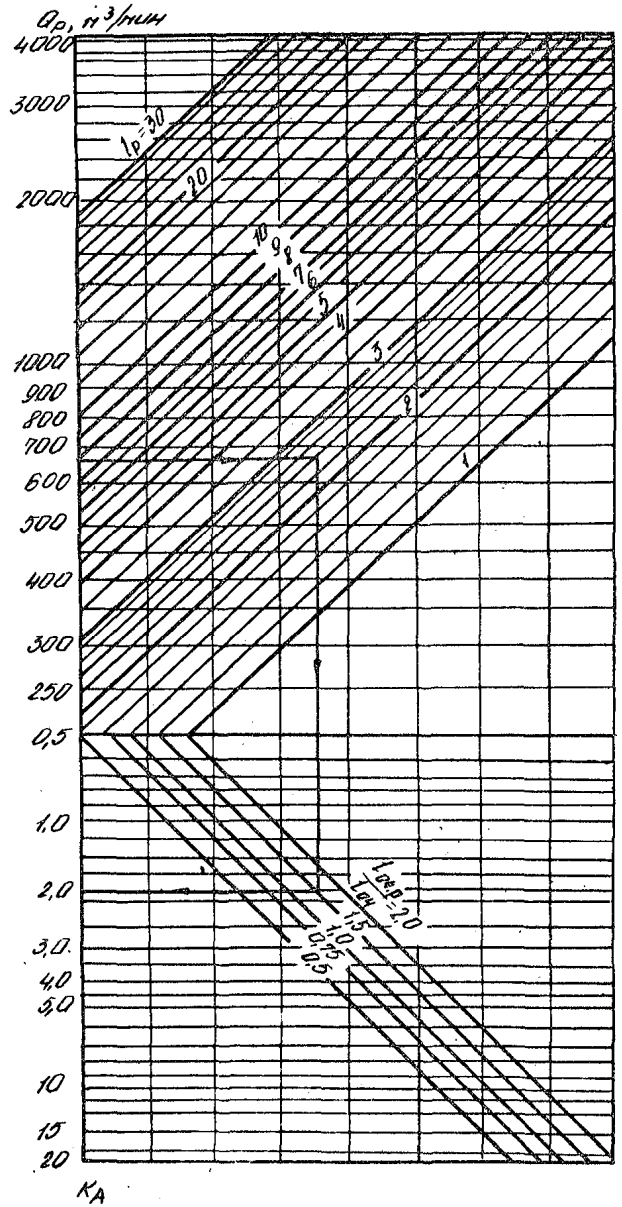

Рис. I8. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Карагандинского бассейна

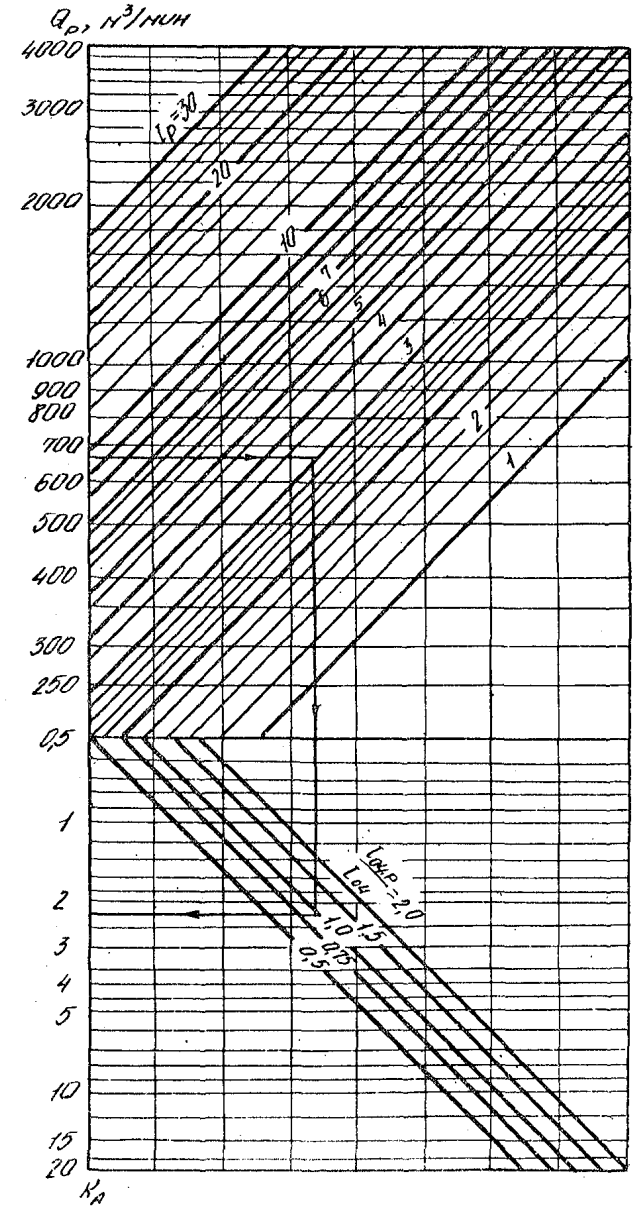

Рис. I9. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Интинского и Юньягинского месторождений Печорского бассейна

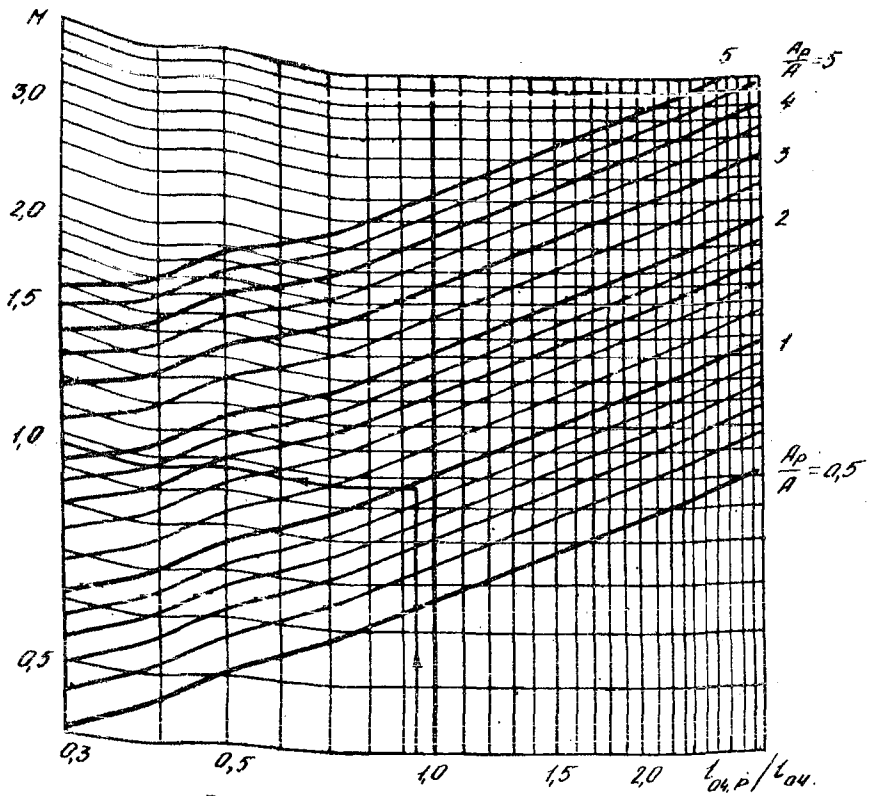

Рис. 20. Номограмма для определения величины

$$M=\left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч}}\right)^{0,4}\left(\frac{A_р}{A}\right)^{0,6}$$

При схемах проветривания без подсвежения исходящей из выемочного участка вентиляционной струи значения $Q_р$ и $J_р$ определяются по следующим формулам:

а) если вентиляционный штрек примыкает к выработанному пространству действующего очистного забоя:

при $\frac{J_{уч}}{J_{оч}} \leq K_{ут.в}$

$$Q_р=\frac{C-C_0}{C}\,Q_{оч\,max}\cdot K_{оз}\;;\; J_р=J_{оч}\;; \qquad (98)$$

при $\frac{J_{уч}}{J_{оч}} > K_{ут.в}$

$$Q_р=\frac{C-C_0}{C}\,Q_{оч\,max}\cdot K_{ут.в}\;;\; J_р=J_{уч}\;; \qquad (99)$$

б) если вентиляционный штрек примыкает к массиву угля отрабатываемого выемочного столба:

$$Q_р=\frac{C-C_0}{C}\,Q_{оч\,max}\cdot K_{ут.в}\;;\; J_р=J_{уч}. \qquad (100)$$

При схеме проветривания, предусматривающей подсвежение исходящей из выемочного участка вентиляционной струи,

$$Q_р=\frac{C-C_0}{C}\,Q_{оч\,max}\cdot K_{оз}\;;\; J_р=J_{оч}\,, \qquad (101)$$

где C_0 – концентрация газа в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе, %;

C – допустимая концентрация газа в исходящей из выемочного участка вентиляционной струе, %;

$Q_{оч\,max}$ – максимальное количество воздуха, которое можно подать в очистную выработку, м³/мин;

$$Q_{оч\,max}=60\,S_{оч}\,v_{max}\;; \qquad (102)$$

$K_{оз}$ – коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному; в тех случаях, когда ожидаемое газовыделение определено по фактическому, $K_{оз}$ принимается по табл. 37; если ожидаемое метановыделение рассчитано по природной метаноносности, $K_{оз}$ принимается равным единице.

Таблица 37

Способ управления кровлей	Породы непосредственной кровли	$K_{оз}$
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

$$J_{оч.ф} = J'_{оч.ф} - J_{подсв} - J_{в} , \qquad (103)$$

где $J'_{оч.ф}$ – средний дебит газа в вентиляционной выработке на расстоянии 10–15 м от очистного забоя, $м^3$/мин;

$J_{п.с}$ – средний дебит газа в выработке с подсвежающей струей (при схемах проветривания с подсвежением) в 10–15 м от очистного забоя, $м^3$/мин;

$J_{в}$ – средний дебит газа, поступающего на выемочный участок, $м^3$/мин.

При последовательном проветривании очистных выработок расчет производится по формуле

$$J_{оч.ф} = J'_{оч.ф} - J_{оч.посл} - J_{вi} , \qquad (104)$$

где $J_{оч.посл}$ – средний дебит газа, поступающего в данную очистную выработку из других очистных выработок этого же выемочного участка, $м^3$/мин;

$J_{вi}$ – средний дебит газа, поступающего на выемочный участок с основной и подсвежающими струями, проходящими через данную очистную выработку, $м^3$/мин.

Среднее фактическое газовыделение на выемочном участке $J_{уч.ф}$ ($м^3$/мин) рассчитывается по формуле

$$J_{уч.ф} = J'_{уч.ф} - J_{в} , \qquad (105)$$

где $J'_{уч.ф}$ – средний дебит газа в исходящей из выемочного участка вентиляционной струе, $м^3$/мин.

Расчет ожидаемого среднего метановыделения (в кубометрах в минуту) в очистной выработке и на участке производится по фактическому выделению газа:

$$J_{вч} = J_{оч.ф}\left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч}}\right)^{0,4}\left(\frac{A_р}{A}\right)^{0,6} K_{с.р}\ K_{н} ; \qquad (106)$$

$$J_{уч} = J_{уч.ф}\left(\frac{l_{оч.р}}{l_{вч}}\right)^{0,4}\left(\frac{A_р}{A}\right)^{0,6} K_{с.р}\ K_{н} , \qquad (107)$$

где $l_{оч.р}$ – длина очистной выработки, для которой рассчитывается ожидаемое метановыделение, м;

$l_{оч}$ – длина очистной выработки, для которой определено фактическое метановыделение, м;

$A_р$ – планируемая нагрузка, т/сут;

A – средняя добыча угля, при которой определялось фактическое метановыделение, т/сут;

$K_{с.р}$ – коэффициент, учитывающий изменение системы разработки (табл. 38);

Таблица 38

Система разработки		Формулы для расчета коэффициента $K_{с.р}$
для которой определено фактическое метановыделение	для которой определяется ожидаемое метановыделение	
Сплошная	Столбовая, парные штреки (обратный ход)	$\frac{l_{от} - 2b_{з.д}}{l_{от}}$
Сплошная	Парные штреки (прямой ход)	$\frac{l_{от} + 2b_{з.д}}{l_{от}}$
Столбовая, парные штреки (обратный ход)	Сплошная	$\frac{l_{от}}{l_{от} - 2b_{з.д}}$
То же	Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	$\frac{l_{от} + 2b_{з.д}}{l_{от} - 2b_{з.д}}$
Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	Сплошная	$\frac{l_{от}}{l_{от} + 2b_{з.д}}$
То же	Столбовая, парные штреки (обратный ход)	$\frac{l_{от} - 2b_{з.д}}{l_{от} + 2b_{з.д}}$

Примечание. В приведенных формулах $b_{з.д}$ – ширина условной зоны дренирования пласта, принимается согласно табл. 39.

$K_{н}$ – коэффициент, учитывающий изменение метанообильности очистных выработок с глубиной; при ведении работ на глубине до 300 м ниже границы метановой зоны принимается равным единице при разности глубин разработки до 20 м, а при большей разности глубин разработки определяется по формуле (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);

$$K_{н} = \frac{x_р - x_{от}}{x - x_{от}} , \qquad (108)$$

где $x_р$ – природная метаноносность пласта на планируемой глубине разработки, $м^3$/т горючей массы;

$x_{ог}$ – остаточная метаноносность угля, м³/т горючей массы; определяется по табл. 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 $b_{з.д}$ при марках угля					
	А	СС	К	Ж	Г	Д
25	6,5	9,0	9,0	II,5	II,5	II,5
50	7,4	I0,5	I0,5	I3,0	I3,0	I3,0
I00	9,0	I2,4	I2,4	I6,0	I6,0	I6,0
I50	I0,5	I4,2	I4,2	I8,0	I8,0	I8,0
200	II,0	I5,4	I9,7	I9,7	I9,7	I9,7
250	I2,2	I6,9	I6,9	2I,5	2I,5	2I,5
300	I3,0	I8,0	I8,0	23,0	23,0	23,0

Значения $x_р$ и x определяются согласно "Инструкции по определению и прогнозу газоносности угольных пластов и вмещающих пород при геологоразведочных работах" (М., "Недра", I977).

Таблица 40

Бассейны	Значение $x_{ог}$ (м³/т горючей массы) при выходе летучих веществ, %						
	2–8	8–I2	I2–I8	I8–26	26–35	35–42	42–50
Донецкий, Карагандинский и другие с аналогичными условиями	I2,0–8,0	8,0–7,0	7,0–6,0	6,0–5,0	5,0–4,0	4,0–3,0	3,0–2,0
Кузнецкий и другие с аналогичными условиями	3,5	3,0	2,5	2,0	2,5	2,5	–

Примечание. Промежуточные значения $x_{ог}$ определяются путем линейной интерполяции.

Пример. Требуется определить возможную по газовому фактору нагрузку на лаву для следующих условий: данные по фактическому газовыделению имеются для лавы, отрабатываемой сплошной системой разработки; проектируемая лава будет отрабатываться на том же горизонте столбовой системой. Пласт мощностью I,2 м отрабатывается с помощью комплекса КМ87Э. Схема проветривания предусматривает подсвежение исходящей струи. Уголь марки Ж, выход летучих веществ на горючую массу 30%. Остальные исходные данные следующие: $l_{оч}$ = I50 м, A = I000 т/сут, $l_{оч.р}$ = 200 м, $A_р$ = I400 т/сут, $J'_{оч.ф}$ = 3 м³/мин, $J_{п.с}$ = 0, $J_о$ = 0, $C_о$ = 0, x = I0 м³/т, $x_р$ = = I2 м³/т. Породы непосредственной кровли – глинистые сланцы (аргиллиты), способ управления кровлей – полное обрушение.

Для определения коэффициента возможного увеличения нагрузки $K_д$ по формуле (97) необходимо предварительно определить входящие в нее параметры $J_р$ и $Q_р$.

Приняв, согласно требованиям ПБ, v_{max} равным 4 м/с, а $S_{оч}$, согласно "Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт" (М.;"Недра", I975), равным 2,7 м², по формуле (I02) определяем $Q_{оч\,max}$: $Q_{оч\,max}$ = = 670 м³/мин.

Тогда при C = I% (согласно требованиям ПБ) и $K_{о.з}$ = I,2 (см. табл. 39) по формуле (I0I) находим, что $Q_р$ = 805 м³/мин, а $J_р = J_{оч}$.

Согласно формуле (I03), $J_{оч\,ф} = J'_{оч.ф}$ = 3 м³/мин.

Ожидаемое среднее метановыделение в очистной выработке определяем по формуле (I06). Для этого предварительно находим коэффициенты $K_{с.р}$ и $K_н$.

По табл. 38 при $b_{з.д}$ = I8 м (см. табл. 39) находим, что $K_{с.р}$ = 0,82, а по формуле (I08) при $x_{о.г}$ = 4,5 (см. табл. 40) определяем $K_н$: $K_н$ = I,36.

Тогда по формуле (I06) находим $J_{оч}$: $J_{оч}$ = 4,4 м³/мин.

Коэффициент возможного увеличения нагрузки определяем по формуле (97) или по номограмме (см. рис. I6), при этом значения коэффициентов a и b находим по табл. 36; a = I80, b = I,87.

По формуле (97) или по номограмме (см. рис. I6) находим $K_д$: $K_д$ = I,2.

Максимально допустимую по газовому фактору суточную нагрузку на очистной забой определяем по формуле (96):

$$A^г_{max} = I,2 \cdot I000 = I200 \text{ т/сут}.$$

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.I. Определение средней нагрузки на очистной забой по выемочному полю

Средняя нагрузка на очистной забой по выемочному полю определяется по формуле

$$A_{сут}=0{,}9(1-P_{г.н}+P_{г.н}\cdot K_{г.н})\frac{1}{n_{скв}}\sum_{\ell=1}^{n_{скв}} A_{сут.\ell}\,, \qquad (I09)$$

где 0,9 – коэффициент уменьшения нагрузки по общешахтным причинам;

$P_{г.н}$ – вероятность работы очистного забоя в зоне особо сложных горно-геологических условий (горно-геологические нарушения, весьма неустойчивые кровли и другие факторы, приравненные к ним);

$$P_{г.н}=\frac{1}{1+K_{г.н}\left(\frac{1}{\Delta_{г.н}}-1\right)}\,,$$

$K_{г.н}$ – коэффициент уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне особо сложных горно-геологических условий; определение см. в разделе 5;

$\Delta_{г.н}$ – доля площади выемочного поля, приходящаяся на особо сложные горно-геологические условия; определяется по геологическим данным с учетом статистических оценок, полученных с отработанных участков ближайших шахтопластов;

$n_{скв}$ – число разведочных геологических скважин на выемочном поле;

$A_{сут.\ell}$ – среднесуточная нагрузка на очистной забой, рассчитанная (см. разделы I – 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 (I09) 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 $A^{г}_{сут}$ (в тоннах) определяется по формуле

$$A^{г}_{сут}=j\cdot K^{с}_{м}\cdot T_{сут}\,,$$

где j – расчетная производительность выемочной машины по газовому фактору, т/мин;

$K^{с}_{м}$ – суточный коэффициент машинного времени;

$$K^{с}_{м}=\frac{n_{см}\cdot T_{см}}{1440}K_{м}\,;$$

где $n_{см}$ – число добычных смен в сутки;

$T_{см}$ – продолжительность добычной смены, мин;

$T_{сут}$ – продолжительность суток в минутах; $T_{сут}$ = = 1440 мин.

Производительность выемочной машины с учетом газового фактора j определяется по формуле

$$j=\frac{0{,}6\,v_{max}\cdot S_{оч.р}\cdot C\cdot\frac{1}{K^{в}_{р}}}{K_{дег.е}\cdot q_{пл}(1-K_{дег.пл})+\left[(1-K_{дег.в})\,q_{т}\,(1-K_{дег.пл})+ \atop +K_{в.п}\cdot q_{в.п}\,(1-K_{дег.с.п})\right]K^{с}_{м}}\,, \qquad (II0)$$

где v_{max} – максимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в очистной выработке, равная 4 м/с;

$S_{оч.р}$ – расчетная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки, м²; определяется по табл. 4I;

Таблица 41

Степень обособленности разбавления по источникам поступления	Направление выдачи исходящей струи из лавы	$S_{ст.р}$, м^2	$K_{в.п}$
I тип (без подсвежения)	На массив	$S_{ст} \cdot K_{ут.в}$	I
	На выработанное пространство	$S_{ст} \cdot K_{ут.в}$	I
II и III типы (с подсвежением)	На выработанное пространство	$S_{ст}$	0

C – допустимая концентрация метана в исходящей вентиляционной струе лавы, %;

$K_p^в$ – коэффициент резерва воздуха для проветривания очистного забоя; определяется по формуле

$$K_p^в = I + 0{,}04\, V_л;$$

$V_л$ – 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;

$K_{дег.е}$ – коэффициент, учитывающий естественную дегазацию пласта в зоне выемки; определяется по табл. 42;

Таблица 42

Скорость подвигания очистного забоя, м/сут	$K_{дег.е}$		
	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	0,76	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	I,00	I,00	I,00

$Q_{пл}$ – относительное метановыделение из разрабатываемого пласта в призабойное пространство очистной выработки, м^3/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 источника $K_{дег}$
	Сближенные пласты	
Подработка толщи	Скважинами, пробуренными из выработок на сближенный пласт:	
	при сохранении выработки, из которой бурятся скважины	0,4–0,8
	при погашении выработки, из которой бурятся скважины	0,2–0,5
	Скважинами, пробуренными с поверхности	0,4–0,7
	Газосборными выработками или скважинами	0,4–0,8
Надработка толщи	Скважинами, пробуренными из выработок	0,3–0,5
	Газосборными выработками или скважинами	0,4–0,5
	Разрабатываемые пласты	
Разгрузка пласта скважинами и выработками	Подготовительными выработками	0,2–0,3
	Скважинами, пробуренными по пласту из подготовительных выработок	0,3–0 5
	Скважинами, пробуренными из полевых выработок	0,2–0,3
Разгрузка пласта очистным забоем	Скважинами, пробуренными из очистного забоя	0,2–0,3
	Скважинами, пробуренными из подготовительных выработок в зоне влияния очистного забоя	0,2–0,3
Разгрузка пласта очистным забоем	Скважинами, пробуренными из подготовительных выработок вблизи очистного забоя при подработке или надработке сближенным пластом	0,3–0,4
Дегазация пластов в сочетании с гидроразрывом	Гидравлический разрыв пласта через скважины, пробуренные из выработок	0,5–0,6
	Выработанное пространство	
	Отсос газа из выработанного пространства действующих участков при обратном порядке отработки с использованием:	
	газопровода	0,2–0,3
	эжекторов и вентиляторов	0,3–0,7
	При прямом порядке отработки	0,2
	Скважинами, пробуренными под куполами обрушения	0,3–0,4
	Скважинами, пробуренными с поверхности	0,4–0,6
	Отсос газа из старых выработанных пространств скважинами, пробуренными из выработок	0,3–0,6

$K_{в.п}$ – коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства в призабойное; определяется по табл. 41, в которой $S_{оч}$ – площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в свету, м²; определяется по табл. 8; ; $K_{ут.б}$ – 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);

$K_{д.вз.с.п}$ – коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и выработанного пространства; определяется по табл. 43.

Таблица 44

Схема проветривания выемочных участков	Значение $K_{ут.б}$ в зависимости от способа управления и пород непосредственной кровли							
	Полное обрушение			Частичная закладка			Плавное опускание	
	Глинистые сланцы	Песчанистые сланцы	Песчаники	Глинистые сланцы	Песчанистые сланцы	Песчаники	Глинистые сланцы	Известняки
Возвратноточная, вентиляционный штрек расположен в выработанном пространстве	I,40	I,55	I,70	I,20	I,25	I,40	I,30	I,70
Прямоточная, вентиляционный штрек расположен в выработанном пространстве	I,30	I,40	I,55	I,20	I,25	I,35	I,20	I,60
Прямоточная и возвратноточная, вентиляционный штрек расположен в массиве угля	I,25	I,30	I,40	I,I0	I,I5	I,25	I,20	I,30
Любая с частичным или полным разбавлением метана по источникам поступления	I,60	I,65	I,80	I,25	I,30	I,40	I,65	I,85

В табл. 44 приведены значения $K_{ут.б}$ при поддержании выработок, примыкающих к выработанному пространству, бутовыми полосами шириной 4–6 м. При поддержании выработок другими способами величина коэффициента $K_{ут.б}$ умножается на поправочный коэффициент, равный: при поддержании кострами – I,45; бутокострами и бутовыми полосами шириной менее 4,0 м – I,I0; бутовыми полосами с окнами – I,05; бутовыми полосами шириной 7–I0, II–I5 и I6–20 м – соответственно 0,90; 0,80 и 0,70.

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 очистного забоя к очистным забоям с одинаковым способом механизации следует считать одинаковые типы крепи и выемочной машины.

Под нормативом средней нагрузки на очистной забой в производственном объединении (бассейне, отрасли) следует понимать сумму средневзвешенных по числу забоев нормативов средних нагрузок на очистные забои с каждым способом механизации:

$$A_{ср} = \sum_{i=1}^{m} A_{ср}^{(i)} \frac{N_i}{N},$$

где m – количество способов механизации очистных работ;

$A_{ср}^{(i)}$ – норматив средней нагрузки на очистной забой с i-м способом механизации выемки, т/сут;

N_i – среднедействующее число очистных забоев с i-м способом механизации выемки;

N – общее среднедействующее число очистных забоев.

При небольшом числе очистных забоев и наличии основных сведений о горно-геологических условиях ведения очистных работ по каждому забою норматив средней нагрузки определяется как средний из нормативов, рассчитанных по горно-геологическим условиям для каждого отдельного очистного забоя в соответствии с методикой расчета нагрузки, изложенной в разделах I–3.

При большом числе очистных забоев и невозможности прогнозирования горно-геологических условий ведения очистных работ отдельно по каждому забою норматив средней нагрузки при определенном способе механизации выемки по производственному объединению (бассейну, отрасли) определяется с помощью ЭВМ по формуле

$$A_{ср}^{(i)} = \sum_{K} a_K \varphi(a_K),$$

где $a_к$ – середины разрядов, на которые разбивается область возможных значений нормативов нагрузки по данному производственному объединению (бассейну, отрасли) с определенным способом механизации очистных работ, т/сут;

$\varphi(a_к)$ – доля очистных забоев с данным способом механизации, норматив нагрузки которых принадлежит к данному разряду.

Ширина каждого разряда составляет 50 т/сут, начало первого разряда – 0 т/сут.

Расчеты производятся на ЭВМ "Минск-32" по программе "Буран", разработанной в ИГД им. А.А.Скочинского.

Выходная форма, получаемая в результате расчетов на ЭВМ, дает возможность:

устанавливать значения средних нагрузок, доли лав с нагрузкой свыше 1000 т/сут и их распределения по нагрузке;

контролировать правильность входной информации;

производить анализ полученных результатов.

Выходная форма имеет в своем составе:

распечатку исходных данных, задаваемых в виде отдельных величин и гистограмм;

необходимые для анализа распределения промежуточных расчетных величин: скорости подачи комбайна, рассчитанной по креплению, минутной производительности, коэффициента машинного времени, удельного веса сдерживающих увеличение нагрузки факторов;

графики распределения очистных забоев по среднесуточной нагрузке в горной массе, значения средней нагрузки и доли очистных забоев с нагрузкой свыше 1000 т/сут.

Распечатка исходных данных на выходной форме представляется в следующем виде. Верхние две строки определяют исходные данные, задаваемые однозначно: 1-я строка – обозначение величин, 2-я строка – значения соответствующих величин.

Задание остальных исходных данных гистограммное. Каждому фактору соответствует запись в две строки: в 1-й строке – сокращенное название фактора, во 2-й строке – цифровые данные по этому фактору. Первая цифра обозначает число разрядов в гистограмме, вторая цифра – середину первого разряда, третья – вероятность попадания данного фактора в интервал, соответствующий первому разряду, четвертая – середину второго разряда, пятая – вероятность попадания в интервал, соответствующий второму разряду, и т.д.

Цифровые данные, характеризующие состояние сопряжений очистных и подготовительных выработок, представлены двумя строчками. В первой строке дается номер осложняющего фактора с указанием буквенного индекса *к* (сопряжение с конвейерной выработкой), *с* (сопряжение со средней выработкой) или *б* (сопряжение с вентиляционной выработкой). Во второй строке под номерами осложняющих факторов указан удельный вес очистных забоев, в которых имеет место данный осложняющий фактор.

Цифровые данные, характеризующие действие дополнительных факторов, снижающих нагрузку на очистной забой, представляются в трех строках. В первой строке указаны номера факторов по порядку, во второй – коэффициенты снижения нагрузки при действии соответствующего фактора, в третьей строке указан удельный вес очистных забоев, на работу которых оказывает влияние соответствующий дополнительный фактор, уменьшающий нагрузку.

9. Определение коэффициента машинного времени работы комбайна с помощью устройства УПМ2Р

Для учета машинного времени работы комбайнов и простоев очистных комплексов следует использовать устройство УПМ2Р. Это позволит выявить причины, по которым данный коэффициент ниже расчетного, и разработать мероприятия по его увеличению.

Устройство УПМ2Р обеспечивает контроль и учет следующих показателей:

машинного времени работы комбайна с начала смены;

продолжительности текущего простоя;

суммарного времени непродолжительных простоев[x)] с начала смены;

числа продолжительных простоев с начала смены;

машинного времени работы комбайна с момента его установки в лаве.

Устройство изготавливается серийно Быковским экспериментальным заводом средств автоматики.

[x)] Непродолжительным считается простой длительностью до установленного предела, который для устройства УПМ2Р может быть в интервале 5–15 мин.

Техническая характеристика УПМ2Р

Исполнение	Общепромышленное, с искробезопасными входными цепями
Максимальное число контролируемых комплексов	8
Способ воспроизведения контролируемых показателей	Цифровая индикация
Питание	Трехфазная сеть переменного тока напряжением 380/220 В
Допустимое отклонение напряжения питания, %	I0-I5
Потребляемая мощность, ВА	Не более 500
Установка времени на селекцию продолжительных простоев, мин	5-I5
Температура окружающей среды, °С	От +I0 до +35
Габариты, мм:	
блок индикации	330x230x78
стойка аппаратуры	I600x550x350

Устройство выпускается в двух исполнениях. В первом исполнении оно обеспечивает контроль четырех очистных комплексов, во втором исполнении - восьми.

Комплектность поставки

	Исполнение I	Исполнение II
Стойка аппаратуры	I	2
Блок индикации	I	I
Комплект ЗИП	I	I
Сопроводительная документация (комплект)	I	I
Первичные электрочасы ПКЛЗ-24 (поставляются по заказу за отдельную оплату)	I	I

Стойка аппаратуры имеет блочное исполнение, контроль каждого очистного комплекса обеспечивается независимым блоком. Блок индикации является общим для всех контролируемых комплексов. Отображение данных на цифровых индикаторах блока осуществляется по вызову. Лицевая панель блока, кроме цифровых индикаторов, содержит ряд кнопочных переключателей, два из которых - "Индикация" и "Счетчик" - служат соответственно для снятия напряжения с индикаторов и для установки счетчиков в исходное положение. Остальные кнопочные переключатели с подсвечиваемыми указателями служат для отключения звукового сигнала, поступающего от устройства УПМ2Р при смене состояний контролируемых комплексов (нижний ряд кнопок) и для вызова на индикацию данных по выбранному объекту (верхний ряд кнопок).

Диспетчер определяет состояние комплекса по положению кнопочных переключателей, клавиши которых для неработающих комбайнов утоплены. При простое, длительность которого превышает установленный предел, подсвечивается указатель у кнопочного переключателя для данного забоя, одновременно подается звуковой сигнал.

Для отключения звукового сигнала необходимо нажать кнопочный переключатель данного комбайна. После окончания простоя вновь подаются звуковой и световой сигналы, которые отключаются повторным нажатием кнопочного переключателя. Таким образом, начало и окончание каждого простоя продолжительностью сверх установленного предела должны быть зафиксированы диспетчером.

В настоящее время на шахтах действует учетная сменная форма Ш.I.2 из "Журнала учета работы шахты" (табл. 45). В этой форме предусмотрена регистрация ряда показателей, характеризующих использование выемочных машин в очистных забоях.

Таблица 45

Дата, смена	Участок, забой	Выход подземных рабочих, человек			Почасовая добыча, т							Добыча, т/м		Машинное время		Шифр забоя	Простой							
		всего	в том числе:									наряд	фактическая	ч	мин		начало		продолжительность		суммарное время непродолжительных простоев		шифр причины	причина
			ГРОЗ	электрослесарей													ч	мин	ч	мин	ч	мин		
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	I3	I4	I5	I6	I7	I8	I9	20	2I	22	23	24	25

СОДЕРЖАНИЕ

Методические указания по составлению месячных планов добычи угля из очистных и подготовительных забоев 5

Методика расчета нагрузки на очистной забой II

1. Расчет нагрузки на очистной забой при однокомбайновой выемке II
2. Расчет нагрузки на очистной забой при работе двух комбайнов на одну конвейерную линию 42
3. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный струговой установкой 44
4. Расчет нагрузки на очистной забой, оборудованный скреперо-струготаранной установкой 63
5. Расчет коэффициента уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне горно-геологических нарушений 64
6. Проверка нагрузки на очистной забой по газовому фактору для действующих шахт 67
7. Проверка нагрузки на очистной забой при проектировании и реконструкции угольных шахт 72
8. Инструкция по расчету нормативов средней нагрузки на очистной забой при различных способах механизации по производственному объединению, бассейну и отрасли 75
9. Определение коэффициента машинного времени работы комбайна с помощью устройства УПМ2Р 76

Методические основы расчета с помощью ЭВМ оптимальных режимов работы и плановых суточных нагрузок очистных забоев в системе шахтоуправления. 78

Инструкция по подготовке исходных данных для определения расчетной нагрузки на очистной забой 80

Форма ИД РНКДI-80. Исходные данные для определения расчетной нагрузки на очистной забой 85

Инструкция по подготовке исходных данных для расчета плановой нагрузки на очистной забой 86

Форма ИД РПНI-80. Исходные данные для расчета плановой суточной нагрузки на очистные забои и режима их работы 87

Форма РПНI-80. Расчет плановой суточной нагрузки на очистные забои и режима их работы 89

Форма ИД РНКПI-80. Исходные данные для определения нагрузки на очистной забой для проектируемых и реконструируемых шахт 9I

Форма РНКПI-80. Определение нагрузки на очистной забой для проектируемых и реконструируемых шахт 92

Форма РНКДI-80. Расчет нагрузки на очистной забой для действующих шахт 97

Форма РНКДП-80.Таблицы расчетных нагрузок на очистные забои 99

МЕТОДИЧЕСКИЕ ДОКУМЕНТЫ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ НАГРУЗОК НА ОЧИСТНЫЕ ЗАБОИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Редакторы З.В.Полякова, Л.Б.Труханова

Т-06201 Тираж 2200 Цена I р. 27 к. Изд. № 8462 Заказ № 621

Типография Института горного дела им. А.А.Скочинского

17,5 уч.-изд.л. Подписано к печати 27.П 1980 г.

Страница	Колонка	Строка	Напечатано	Должно быть
3	Правая	7 и 6	М.Н.Серебряным, I4 - Г.С.Рахутиным и Л.И.Тищенко, I7 - А.С.Диманштейном, 2I - А.Б.Голодом и Б.А.Озеровым (ШахтНИУИ).	М.Н.Серебряным, I4 - Г.С.Рахутиным и Л.И.Тищенко, I5(с формулой 27) - А.Д.Карнышевым, I7 - А.С.Диманштейном, 24 - А.Б.Голодом и Б.А.Озеровым (ШахтНИУИ), 26 - А.Д.Карнышевым.

gost.e-ecolog.ru