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.

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО СОСТАВЛЕНИЮ МЕСЯЧНЫХ ПЛАНОВ ДОБЫЧИ УГЛЯ ИЗ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ЗАБОЕВ[x)]

I. Основные положения

I.I. Месячные планы добычи угля из очистных и подготовительных забоев составляются на основе годового плана производственно-хозяйственной деятельности шахты и годовых (квартальных) планов развития горных работ.

Составление месячных планов добычи угля из очистных забоев производится исходя из возможных суточных нагрузок на очистные забои, установленного шахте объема добычи и нормы зольности угля[xx)] с учетом ограничений на скорость подвигания очистных забоев по условиям подработки или надработки пластов, опережающего развития горных работ на каком-либо пласте или слое и т.п., производственной мощности шахты, необходимости обеспечения ритмичной работы и повышения нагрузок на очистные забои в результате улучшения организации производства и труда.

Месячный план добычи угля из очистного забоя определяется умножением суточного плана добычи на число рабочих дней в планируемом месяце.

I.2. Устанавливается следующий порядок расчета суточного плана добычи из очистных и подготовительных забоев:

I.2.I. Рассчитываются суточный план добычи $Д_{пл.п}$ и зольность угля $А^{с}_{пл.п}$ из подготовительных забоев, проводимых за счет основной деятельности шахты.

Добыча угля из конкретного подготовительного забоя определяется исходя из планируемого объема проведения выработки и добычи угля на I м проходки, рассчитанной по паспорту проведения выработки за вычетом потерь угля.

---

x) Утверждены заместителем министра угольной промышленности СССР Г.И.Нуждиным 24 апреля 1978 г.

xx) На отдельных шахтах ограничением может являться норма содержания серы, влаги или сортность угля.

I.2.2. Определяются плановые суточная добыча $Д_{пл.оч}$ и зольность угля $А^{с}_{пл.оч}$ из очистных забоев (и участков открытых работ) по формулам:

$$Д_{пл.оч} = Д_{пл.ш} - Д_{пл.п}\ ; \qquad (I)$$

$$А^{с}_{пл.оч} = \frac{Д_{пл.ш} \cdot А^{с}_{пл.ш} - Д_{пл.п}\ А^{с}_{пл.п}}{Д_{пл.оч}} \qquad (2)$$

где $Д_{пл.ш}$ – суточный план добычи угля по шахте, т;
$А^{с}_{пл.ш}$ – плановая зольность угля по шахте, %.

I.2.3. Анализируется работа очистных забоев шахты за последние 2–3 месяца, и уточняются горнотехнические условия по каждому забою за планируемый месяц.

I.2.4. Расчетные суточные нагрузки на очистные забои шахты определяются как произведение расчетной сменной нагрузки на установленное для данных условий число добычных смен (приказы Министра угольной промышленности № I0I от 4.3 I976 г. и № 563 от 23.I2 I977 г.).

Сменная нагрузка на комплексно-механизированные забои определяется по "Методике расчета нагрузки на очистной забой" (см. стр. II).

Для забоев, оборудованных другими средствами механизации, сменная нагрузка определяется по действующим нормативам нагрузки на очистные забои.

I.2.5. Анализируются и уточняются расчетные нагрузки на очистные забои, выявляются резервы производства и разрабатываются мероприятия по их реализации.

I.2.6. Определяются суммарная расчетная нагрузка $А_{оч}$ и зольность угля $А^{с}_{оч}$ из очистных забоев. Суммарная расчетная нагрузка определяется как сумма расчетных суточных нагрузок $А_{ci}$ на все очистные забои шахты, а расчетная зольность угля – по формуле

$$А^{с}_{оч} = \frac{\sum_{i} А_{ci}\, А^{с}_{i}}{А_{оч}}\ ,$$

где $А_{ci}$ – расчетная суточная нагрузка на i-й очистной забой;
$А^{с}_{i}$ – плановая зольность угля, добываемого из i-го очистного забоя, %.

I.2.7. Сопоставляются значения суммарной расчетной нагрузки и суточной плановой добычи из очистных забоев, а также расчетной и плановой зольности угля из этих забоев.

I.2.8. При равенстве значений суммарной расчетной нагрузки и суточной плановой добычи угля из очистных забоев ($A_{оч} = Д_{пл.оч}$) и при условии, что расчетная зольность меньше или равна плановой зольности угля ($A^c_{оч} \leq A^c_{пл.оч}$), суточные планы добычи по каждому очистному забою $Д_{пл.i}$ устанавливаются равными расчетным значениям суточных нагрузок на эти забои ($A_{пл.i} = A_{ci}$).

I.2.9. Если суммарная расчетная нагрузка меньше суточной плановой добычи угля из очистных забоев ($A_{оч} < Д_{пл.оч}$), то повышение суммарной нагрузки на очистные забои и снижение расчетной зольности угля достигаются за счет ускоренного завершения (проведения) в предплановом периоде мероприятий по повышению нагрузки на очистные забои (улучшение организации производства и труда, использование более производительной техники и т.д.), ввода в действие резервных и новых очистных забоев и т.д.

I.2.10. Если суммарная расчетная нагрузка больше суточной плановой добычи угля из очистных забоев ($A_{оч} > Д_{пл.оч}$), а расчетная зольность угля меньше плановой ($A^c_{оч} < A^c_{пл.оч}$), то экономически оцениваются варианты установления планов по очистным забоям, предусматривающие сокращение числа действующих забоев или планирование резервных смен в режимах работы тех очистных забоев, зольность добываемого угля из которых ниже расчетной ($A^c_i < A^c_{оч}$).

I.2.II. Если суммарная расчетная нагрузка больше (или равна) суточной плановой добычи угля из очистных забоев ($A_{оч} \geq Д_{пл.оч}$), а расчетная зольность угля из этих забоев больше плановой ($A^c_{оч} > A^c_{пл.оч}$), то экономически оцениваются варианты установления планов добычи угля из очистных забоев, предусматривающие снижение значения расчетной зольности (выполнение условия $A^c_{оч} \leq A^c_{пл.оч}$) за счет временной остановки забоев с углем высокой зольности и ввода в действие забоев с углем низкой зольности, перераспределения резервных смен и планирования таких смен в режиме работы очистных забоев с углем высокой зольности, сокращения числа действующих очистных забоев.

I.2.I2. Если суммарная расчетная нагрузка больше суточной плановой добычи угля из очистных забоев ($A_{оч} > Д_{пл.оч}$), то снижение плановой суточной добычи угля из очистных забоев (образование резервов мощности очистных забоев) допускается только в случаях, когда разность между ними не превышает значения сменной нагрузки на очистной забой с минимальной суточной нагрузкой. В остальных случаях при невозможности повышения плановой нагрузки на шахту производится сокращение числа действующих очистных забоев или планирование в их режимах работы резервных смен.

Плановая нагрузка на очистные забои должна быть, как правило, не ниже нормативной.

I.3. При планировании добычи по шахте должны предусматриваться резервные смены в количестве, определяемом "Нормативами резерва очистного фронта" (см. "Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах". Часть II. М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1979, с. 221).

I.4. При наличии ограничений на сменную нагрузку или суммарный минутный угленоток, поступающий на сборные транспортные выработки, ограничений на суточную нагрузку на очистные забои по газовому фактору, ограничений на скорость подвигания очистных забоев по условиям подработки или надработки пластов, слоевой выемки, работы спаренных очистных забоев плановая суточная нагрузка ($Д_{пл.i}$) на каждый очистной забой определяется как меньшее из значений суточной нагрузки, рассчитанной по газовому фактору ($A^г_{max}$), и суммы расчетных сменных нагрузок по всем добычным сменам данного очистного забоя.

Плановое число добычных смен (в сутки) работы очистного забоя определяется исходя из условия выполнения шахтой плана добычи угля заданного качества при минимальном числе добычных смен и максимально возможной сменной нагрузке.

I.5. С учетом изменчивости геологических условий в лаве (колебания мощности пласта свыше ±I5%, изменения угла падения более $\pm 5^0$, наличие участков с неустойчивой кровлей и т.п.) сменную плановую добычу угля из комплексно-механизированного очистного забоя допускается устанавливать в пределах ±I0% значения нагрузки на забой, рассчитанной по "Методике расчета нагрузки на очистной забой" (см. стр. II).

I.5.I. В исключительных случаях (при работе оборудования в условиях, не отвечающих области его применения, эксплуатации оборудования сверх нормативного ресурса, водопритоке в лаву свыше 8 $м^3/ч$ и т.п.) с разрешения технического директора производственного объединения временно допускается установление плановой нагрузки ниже расчетной на величину более I0%. Установлению такой плановой нагрузки должны предшествовать детальный анализ

расчетных нагрузок и горно-геологических условий, разработка и обсуждение с коллективом участка мероприятий по повышению нагрузки на очистной забой.

I.5.2. Для очистных забоев, фактические нагрузки на которые значительно превышают расчетные (за счет более высокого уровня организации производства и труда, внедрения прогрессивных методов организации планово-предупредительных ремонтов оборудования и других организационно-технических мероприятий, применяемых в высокопроизводительных забоях), плановая нагрузка определяется с учетом уровня, достигнутого за последние 2-3 месяца.

I.6. В соответствии с § I20 "Правил технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт" шахтам, впервые применяющим механизированные комплексы, разрешается устанавливать на первый месяц работы комплекса 85%, на второй месяц - 90% плановой нагрузки на забой: начиная с третьего месяца должна устанавливаться полная плановая нагрузка на забой. Шахты, имеющие опыт применения механизированных комплексов, должны осваивать плановую нагрузку во втором месяце работы механизированного комплекса в данном забое.

I.7. Дополнительные задания по добыче угля и проведению выработок устанавливаются в соответствии с порядком, утвержденным приказом Министра угольной промышленности от 23.I2 I977 г. № 563. Распределение дополнительного задания по очистным забоям должно производиться таким образом, чтобы в результате его выполнения улучшались технико-экономические показатели в целом по шахте.

I.8. Месячные планы добычи угля из очистных забоев составляются экономической службой шахты с привлечением руководителей других служб.

2. Исходные данные для расчета нагрузки на очистной забой и составления месячных планов подготавливаются соответствующими службами шахты в сроки, утвержденные директором шахты.

2.I. Технической службой шахты с привлечением начальников добычных участков определяются исходные данные, характеризующие горно-геологические условия работы, очистного забоя и технологии очистных работ.

2.I.I. До утверждения единой методики прогнозирования горно-геологических условий разработки угольных пластов горно-геологические условия отработки выемочного столба прогнозируются в соответствии с руководствами, составленными для отдельных бассейнов и согласованными с ВГО "Союзуглегеология".

2.I.2. Исходные данные для определения расчетной нагрузки на очистной забой в соответствии с "Методикой расчета нагрузки на очистной забой" устанавливаются согласно "Инструкции по подготовке данных для расчета нагрузки на очистной забой" (см. стр.

Параметры осложняющих факторов (дизъюнктивных нарушений, утонений пласта, размывов, карстов, сложной гипсометрии) выписываются из актов, утвержденных главным инженером шахты.

Газообильность участка определяется по общепринятой методике на основании замеров расхода воздуха и содержания метана, производимых работниками вентиляционной службы шахты и ВГСЧ.

2.I.3. При отсутствии некоторых данных, характеризующих горно-геологические условия, и невозможности достоверного их установления на шахте производственные объединения определяют эти данные совместно с бассейновыми институтами и лабораториями комплексных геологоразведочных экспедиций.

2.2. Энергомеханической службой шахты с привлечением механиков участков определяются исходные данные, характеризующие эксплуатационные параметры, условия эксплуатации и состояние добычного и транспортного оборудования. При определении этих данных учитывается улучшение эксплуатационных характеристик оборудования в результате его модернизации (замены двигателей более мощными, увеличения скорости движения цепи и т.п.).

2.3. Производственной и экономической службами шахты определяются исходные данные, характеризующие режим работы и организацию труда в лаве.

До утверждения нормативов затрат времени на неперекрываемые технологические перерывы их величины принимаются по данным нормативно-исследовательских станций производственных объединений.

3. Исходные данные представляются технической службе шахты в письменном виде за подписью руководителя соответствующей службы в сроки, установленные директором шахты.

4. Исходные данные по всем очистным забоям шахты до начала выполнения расчетов утверждаются техническим директором производственного объединения или его заместителем по технологии и механизации производства.

5. Расчеты нагрузок на комплексно-механизированные очистные забои производятся на весь период работы этих забоев в течение планируемого года при составлении годовых планов производственно-хозяйственной деятельности шахты.

Если исходные данные по мере отработки столба изменяются, значения расчетных нагрузок на очистные забои пересчитываются (уточняются) при составлении месячных планов.

При существенном изменении условий залегания пласта (утонение или раздув пласта, наличие в пределах столба участков с неустойчивой кровлей, тектонических нарушений и т.д.) значения нагрузки на очистной забой рассчитываются для каждого характерного участка выемочного столба.

6. Расчет нагрузки на комплексно-механизированный забой шахты и составление месячных планов может выполняться как вручную, так и с использованием ЭВМ.

6.1. При ручном счете нагрузки на очистные забои определяются технической службой шахты.

6.2. При использовании ЭВМ расчеты производятся в ИВЦ производственного объединения.

6.2.1. Пояснения к заполнению первичных документов приведены в "Инструкции по подготовке данных для расчета нагрузки на очистной забой" (стр.).

6.2.2. Сроки представления шахтами исходных данных в ИВЦ производственного объединения, проведения расчетов в ИВЦ и выдачи результатов шахтам регламентируются графиками, утверждёнными техническим директором объединения.

7. Под руководством директора шахты (заместителя директора по производству) и главного экономиста с привлечением начальников участков и лиц, участвовавших в определении исходных данных, проводится анализ результатов расчетов и горно-геологических условий работы очистных забоев в планируемом месяце. Путем сравнения расчетных нагрузок с фактическими по методике, изложенной в "Инструкции по подготовке данных для расчета нагрузки на очистной забой" устанавливаются причины отклонения величин нагрузок. На основе анализа выявляются резервы производства, разрабатываются мероприятия по их реализации и повышению нагрузок на очистные забои, уточняются значения расчетных нагрузок на очистные забои.

8. На очистные забои, оборудованные широкозахватными комбайнами, скреперостругами, бурошнековыми машинами, на забои с взрывонавалкой, гидродобычей, а также при разработке пластов с углами падения более 35° расчетные нагрузки определяются на основе действующих нормативов нагрузки на очистные забои.

8.1. Определение исходных данных (мощности пласта, плотности угля, длины лавы, значений поправочных коэффициентов) и расчет нормативных нагрузок на очистные забои производится технической службой шахты при составлении месячных планов добычи угля из очистных забоев.

8.2. Под руководством директора шахты (заместителя директора по производству) и главного экономиста с привлечением начальников участков и лиц, участвовавших в определении нормативных нагрузок на очистные забои, производится анализ работы очистных забоев за последние 2-3 месяца и уточняются горнотехнические условия в планируемом месяце. На основе этого анализа и с учетом нормативных и фактически достигнутых нагрузок устанавливаются значения расчетных нагрузок на конкретные очистные забои.

II. Пример составления месячного плана добычи угля из очистных забоев шахты

Установленный шахте на планируемый месяц объем добычи угля – 100 тыс. т, или 4000 т в сутки, при 25 рабочих днях. Плановая зольность (норма зольности) добываемого угля по шахте – 21,3%.

В соответствии с годовым планом (приложение I к годовому плану шахты) в планируемом месяце намечается:

проводить по два штрека на каждом из четырех разрабатываемых пластов. Штреки с площадью сечения в свету 7,9 $м^2$ и в проходке 10,6 $м^2$ проводятся буровзрывным способом с раздельной выемкой и выдачей угля и породы. Основные параметры подготовительных выработок приведены в табл. I; значения зольности угля (плотность 1,4 $т/м^3$) из конкретных подготовительных забоев и величины коэффициентов, учитывающих степень извлечения угля, определены на основании фактических данных; плановая скорость проведения выработок установлена с учетом нормативов скорости проведения;

иметь в работе четыре очистных забоя, основные горнотехнические параметры которых приведены в табл. 2. Принятый режим работы очистных забоев $(3 \times 6)g + 6p$. Разрабатываемые пласты не сближены и не опасны по внезапным выбросам, вследствие чего технологических ограничений на подвигание очистных забоев нет. Горно-геологические условия работы очистных забоев характеризуются значительной изменчивостью.

Таблица I

Наименование выработки	Площадь сечения угольной части забоя в проходке, м²	Коэффициент извлечения угля $K_и$	Плановая скорость проведения выработок,		Плановая добыча угля из подготовительных выработок		Плановая зольность угля из подготовительных выработок, %
			м/мес	м/сут	т/сут	м/мес	
I	2	3	4	5	6	7	8
Конвейерный штрек № I	6,8	0,83	I55	6,02	47,5	II88	30,0
" " № 2	6,8	0,83	I55	6,02	47,5	II88	30,0
" " № 3	5,2	0,66	I90	7,60	36,5	9I2	30,0
" " № 4	5,2	0,66	I90	7,60	36,5	9I2	30,0
" " № 5	6,0	0,75	I65	6,66	42,0	I050	32,5
" " № 6	6,0	0,75	I65	6,66	42,0	I050	32,5
" " № 7	3,2	0,6I	I65	6,66	I8,I	455	36,0
" " № 8	3,2	0,60	I65	6,66	I7,9	445	36,0
Просек	4,0	I,00	200	8,00	32,0	800	3I,6
Итого					320,0	8000	

Главный технолог шахты

Главный маркшейдер шахты

Таблица 2

Номер очистного забоя	Плановая зольность угля, добываемого из очистных забоев, %	Угол падения пласта, град	Средняя вынимаемая мощность пласта, м	Длина лавы, м	Средства механизации процессов		
					крепления	выемки	доставки
I	28,2	7-I2	I,7	I80	М-87Э	ГШ-68	СПМ-87
2	I5,I	9-I2	I,3	I6I	М-87Э	2К-52	СПМ-87
3	I4,6	9-I2	0,8	I50	МК-97Д	IK-I0I	СП-63
4	23,0	9-I2	I,5	I98	М-87Э	ГШ-68	СПМ-87

В соответствии с п. I2 месячные планы добычи угля из очистных забоев при ручном счете составляются в следующем порядке:

I. Определяются плановые суточная добыча $Д_{пл.п}$ и зольность угля $А^{с}_{пл.п}$ из подготовительных забоев.

Плановая суточная добыча угля $Д_{пл.п}$ рассчитывается как сумма объемов добычи из всех подготовительных забоев, проведение которых осуществляется за счет основной деятельности шахты. В данном примере эти забои перечислены в табл. I. Суммарная плановая добыча из них равна 320 т/сут, или 8000 т/мес.

Суточная плановая добыча из конкретного подготовительного забоя $Д_{пл.п}$ определяется путем умножения площади сечения угольной части забоя в проходке (см. графу 2 табл. I) на плотность угля, плановую скорость проведения выработки (графа 5) и коэффициент $K_и$, учитывающий степень извлечения угля из подготовительного забоя (графа 3). Так, плановая суточная добыча угля из штрека № I равна

$$Д_{пл.п} = 6,8 \times I,4 \times 0,83 \times 6,02 = 47,5 \text{ т.}$$

Для действующих очистных забоев, проводимых с раздельной выемкой и выдачей угля и породы, значение коэффициента $K_и$ определяется по фактическим данным.

Для очистных забоев, проводимых с совместной выемкой и выдачей угля и породы, значение $K_и$ принимается равным единице.

Плановая зольность угля из подготовительных забоев $А^{с}_{пл.п}$ рассчитывается по формуле

$$А^{с}_{пл.п} = \frac{\sum_{i} Д_{пл.i} \cdot А^{с}_{пл.i}}{Д_{пл.п}},$$

где $Д_{пл.i}$ – плановая добыча угля из i-го подготовительного забоя, т/сут (см. графу 6 табл. I);

$А^{с}_{пл.i}$ – плановая зольность угля из i-го подготовительного забоя, % (см. графу 8 табл. I).

В данном примере плановая зольность угля из подготовительных забоев равна

$$A^{c}_{пл.п} = (47,5x30,0+47,5x30,0+36,5x30,0+36,5x30,0 + 42,0x32,5+42,0x32,5+18,1x36,0+17,9x36,0+32,0x31,6) : 320 = 31,6\%.$$

2. Плановая суточная добыча $Д_{пл.оч}$ и плановая зольность угля $A^{c}_{пл.оч}$ из очистных забоев рассчитываются по формулам (1) и (2):

$$Д_{пл.оч} = 4000 - 320 = 3680 \text{ т/сут};$$

$$A^{c}_{пл.оч} = \frac{4000 \times 21,3 - 320 \times 31,6}{3680} = 20,4\%.$$

3. Суточные нагрузки на очистные забои, рассчитанные по "Методике расчета нагрузки на очистной забой", в данном примере равны:

на забой № I – 1260 т;
" " № 2 – 1200 т;
" " № 3 – 730 т;
" " № 4 – 900 т.

4. Анализируется работа очистных забоев за последние 2–3 месяца и уточняются горно-геологические условия работы забоев в планируемом месяце.

В результате уточнения прогноза геологических условий, выполненного в соответствии с п. 2,I.I, установлено, что мощность пласта в очистном забое № I будет колебаться более чем на 20% средней мощности, угол падения пласта будет изменяться от 7 до 12^{0} по длине лавы.

В остальных очистных забоях изменения геологических условий несущественны.

В связи с вышеизложенным и в соответствии с п. I.4 принято решение уменьшить нагрузку на очистной забой № I на 9,1% и установить ее равной 1150 т/сут.

5. Суммарная расчетная нагрузка на очистные забои шахты составит:

$$A_{оч} = 1150 + 1200 + 730 + 900 = 3980 \text{ т/сут}.$$

6. Расчетная зольность угля из очистных забоев $A^{c}_{оч}$ равна

$$A^{c}_{оч} = \frac{1150x28,2 + 1200x15,1 + 730x14,6 + 900x23,0}{3980} = 20,58\%.$$

Сопоставление значений суммарной расчетной нагрузки и суточной плановой добычи из очистных забоев, а также расчетной и плановой зольности угля показывает, что имеется случай, отмеченный в п. I.2.10:

$$(A_{оч} = 3980 \text{ т/сут}) > (Д_{пл.оч} = 3680 \text{ т/сут});$$
$$(A^{c}_{оч} = 20,58\%) > (A^{c}_{пл.оч} = 20,4\%).$$

В связи с тем, что суммарная нагрузка превышает суточную плановую добычу по очистным забоям только на 300 т, а в режимах работы очистных забоев не запланировано резервных смен, в данном случае целесообразно рассмотреть варианты установления планов добычи угля по очистным забоям, предусматривающие планирование резервных смен в режимах работы тех забоев, в которых зольность добываемого угля выше расчетной. В данном примере это забои № I и 4, сменная нагрузка на которые составляет соответственно 383 и 300 т. При планировании резервной смены в забое № I возникает необходимость в проведении мероприятий по повышению нагрузки на другие забои. При отсутствии такой возможности и в случае, если планирование резервной смены в режиме работы забоя № 4 приведет к выполнению условия $A^{c}_{оч} < A^{c}_{пл.оч}$, можно остановиться на этом варианте.

Определим расчетную зольность угля из очистных забоев при планировании резервной смены в режиме работы забоя № 4:

$$A^{c}_{оч} = \frac{1150x28,2 + 1200x15,1 + 730x14,6 + 600x23,0}{3680} = 20,38\%.$$

Таким образом, условие $A^{c}_{оч} \leq A^{c}_{пл.оч}$ выполнено (20,38% меньше 20,40%), и суточные планы добычи угля устанавливаем равными:

из очистного забоя № I – 1150 т;
" " " № 2 – 1200 т;
" " " № 3 – 730 т;
" " " № 4 – 600 т;
из подготовительного забоя – 320 т;
итого – 4000 т.

Месячные планы добычи угля составляют:

из очистного забоя № I – 28750 т;
" " " № 2 – 30000 т;
" " " № 3 – 18250 т;
" " " № 4 – 15000 т.

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.

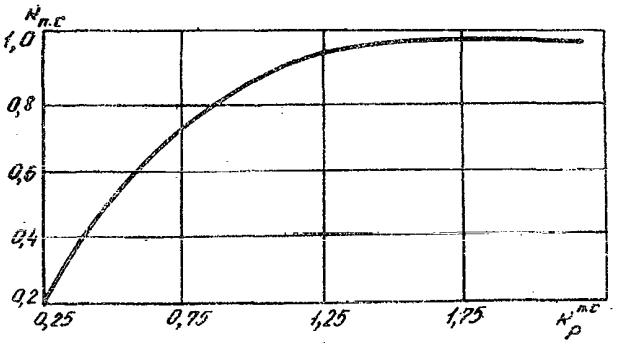


Рис. I. Зависимость коэффициента снижения производительности комбайна $K_{п.с}$ от коэффициента резерва пропускной способности транспорта $K_р^{п.с}$

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.

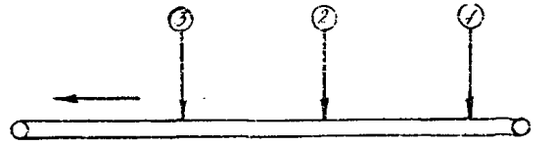


Рис. 2. Схема загрузки конвейера:

——→ 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.

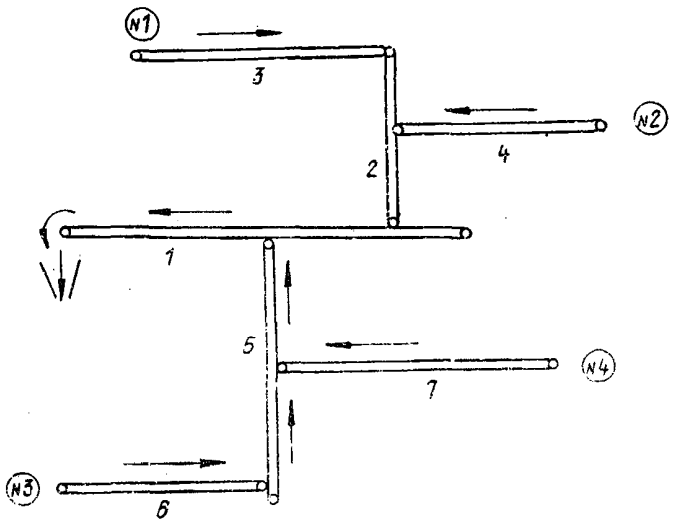


Рис. 3. Примерная схема системы подземного транспорта:
——→ – направление движения углепотоков;
1, 2, ..., 7 – номера конвейеров;
№ 1, № 2, № 3, № 4 – номера маршрутов;
\|/ – бункер

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;

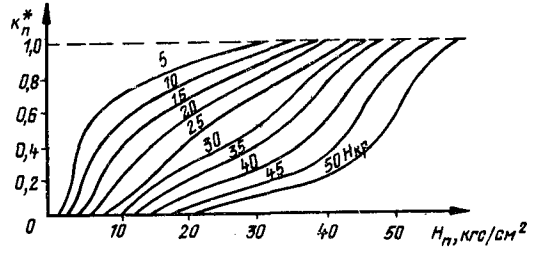


Рис. 4. Зависимость коэффициента снижения скорости крепления $K_п^*$ от несущей способности почвы $H_п$ и удельного давления опорной поверхности крепи на почву $H_{кр}$

$k_{от}^*$ – 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);

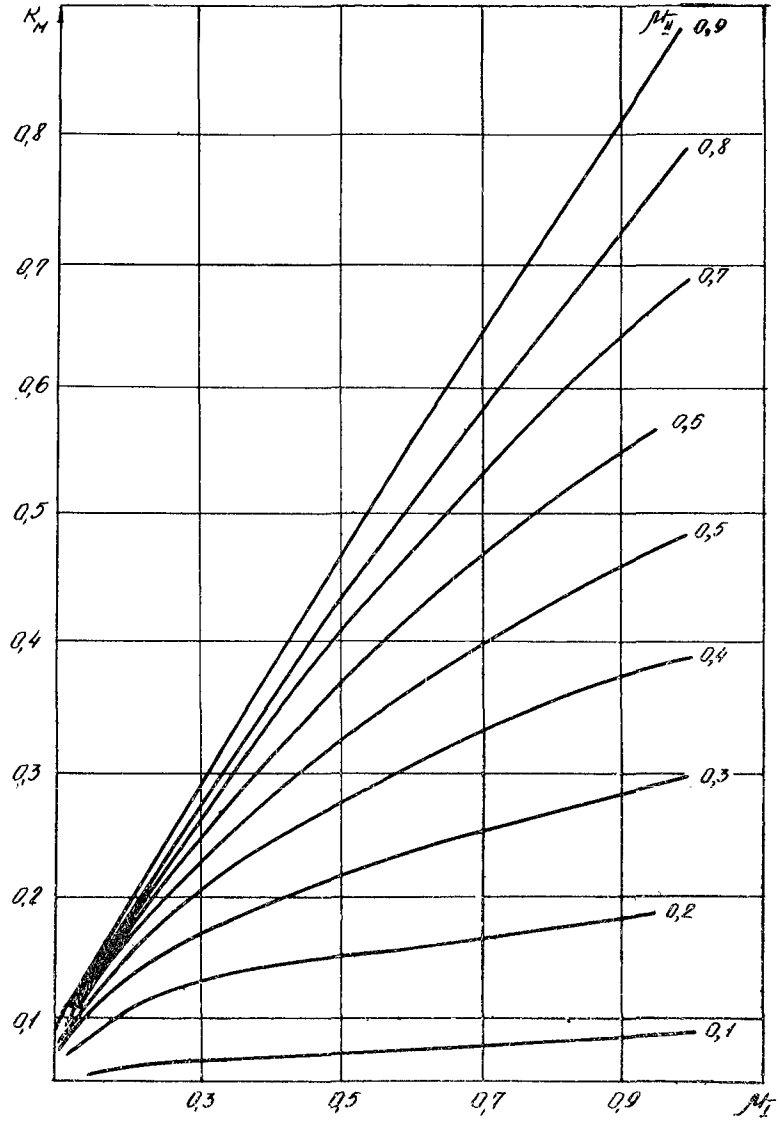


Рис. 5. График зависимости коэффициента машинного времени $K_м$ от коэффициентов готовности по группе последовательных (μ_I) и параллельных ($\mu_п$) перерывов

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.

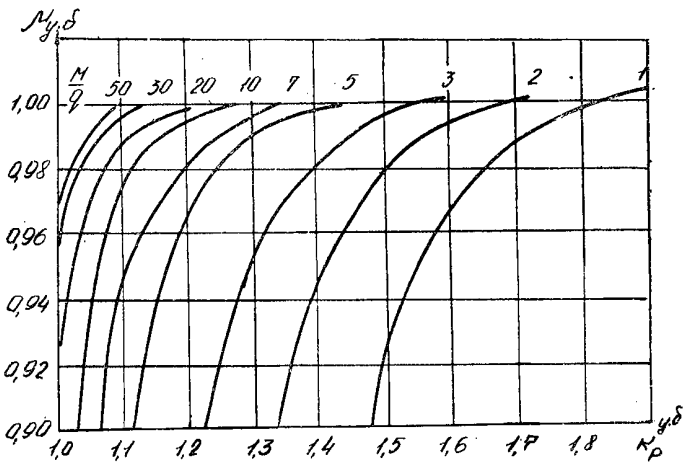


Рис. 6. График для определения коэффициентов готовности очистного забоя по фактору "переполнение участкового бункера"

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;

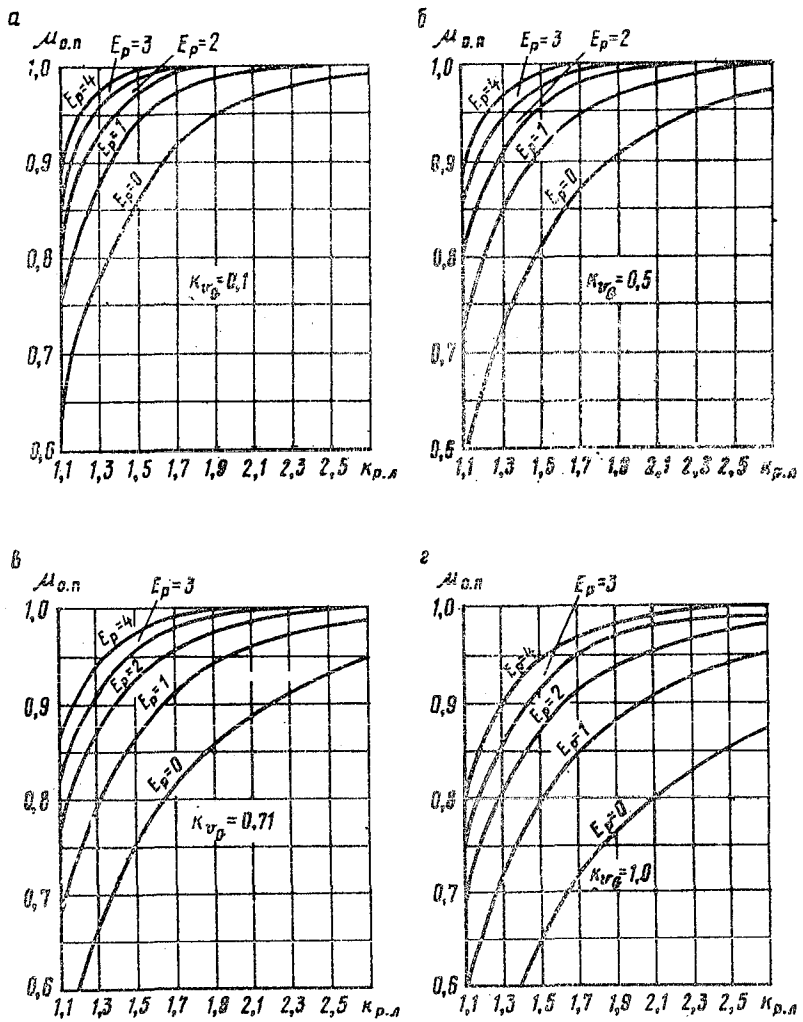


Рис. 7. Графики для определения коэффициента готовности системы магистрального локомотивного транспорта по фактору "отсутствие порожних вагонов на погрузочном пункте" при коэффициенте вариации времени загрузки состава $K_{v_р}$, равном 0,1 (*а*), 0,5 (*б*), 0,71 (*в*) и 1,0 (*г*)

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

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.

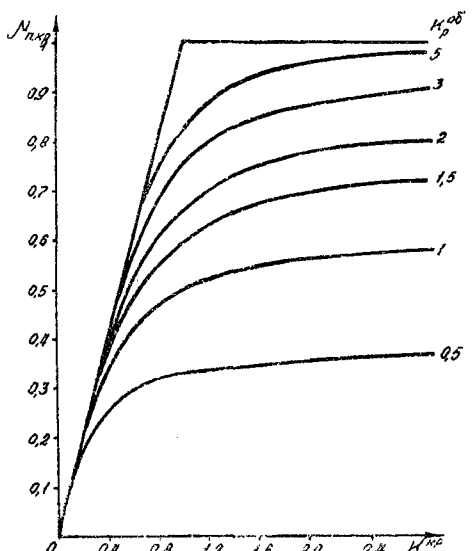


Рис. 8. Зависимость коэффициента готовности процесса крепления $\mu_{п.кр}$ от коэффициента резерва скорости крепления $k_p^{ус}$ и коэффициента резерва обнажения кровли за комбайном $k_p^{об}$

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.

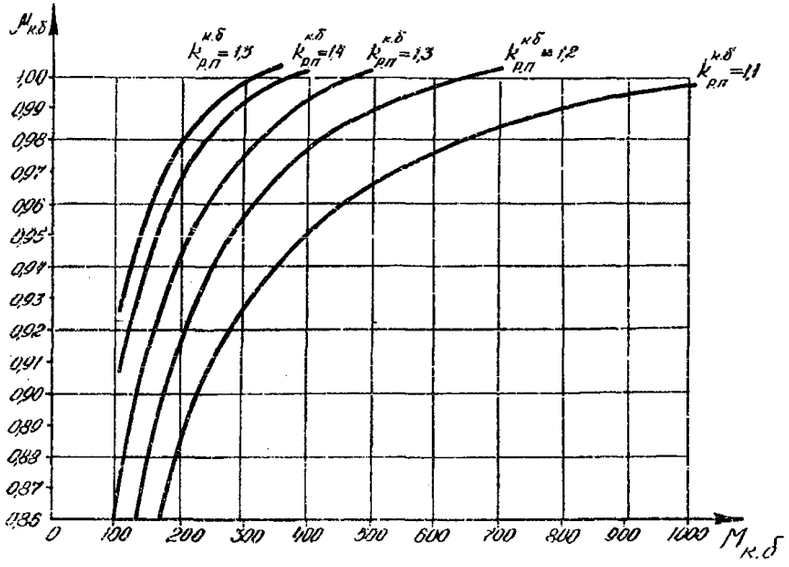


Рис. 9. Графики зависимости коэффициента готовности по фактору "переполнение капитального бункера" от его вместимости $M_{к.б}$ и коэффициента резерва производительности питателя $K_{р.п}$

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

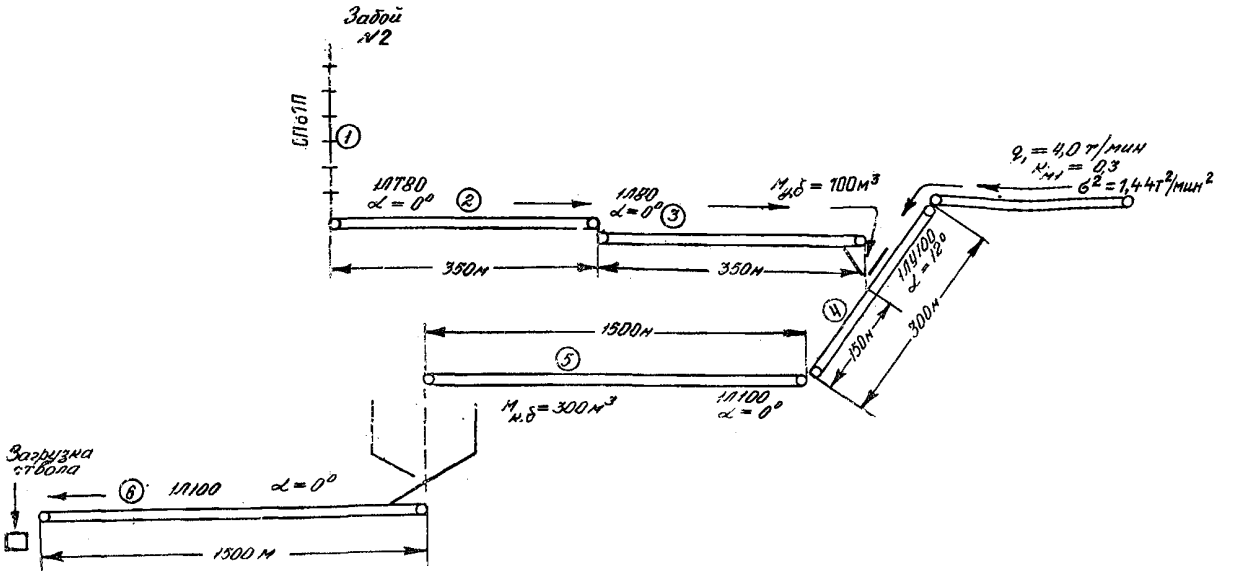


Рис. 10. Тип транспортного оборудования, параметры его установки и схема транспортирования угля из очистного забоя, рассматриваемого в примере

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).

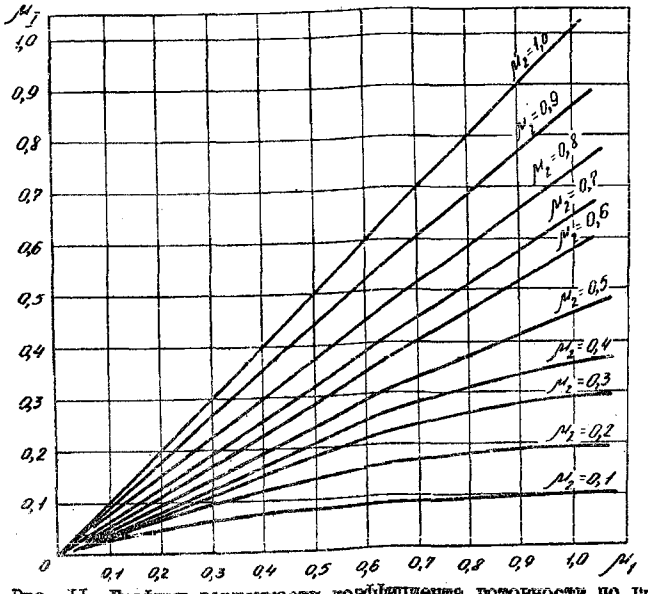


Рис. II. Графики зависимости коэффициента готовности по группе последовательных перерывов μ_I от μ_1 и μ_2 при неустойчивых кровлях

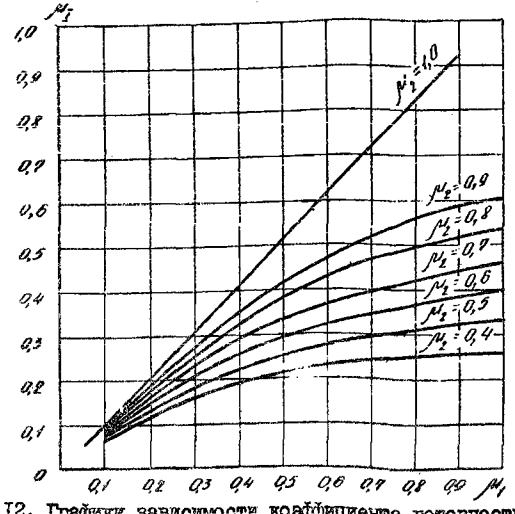


Рис. I2. Графики зависимости коэффициента готовности по группе последовательных перерывов μ_I от μ_1 и μ_2 при устойчивых и средней устойчивости кровлях

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.

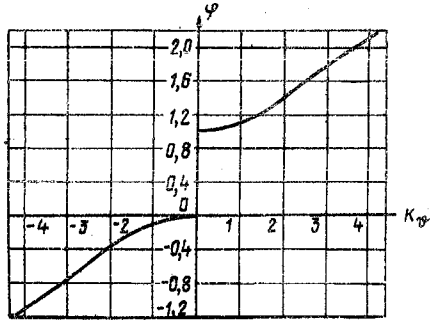


Рис. I3. График для определения зависимости φ от коэффициента вариации времени задержки из-за неодновременности окончания циклов выемки каждого комбайна K_v

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

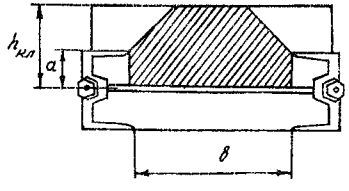


Рис. I4. Пояснительная схема к расчету производительности второго комбайна по клиренсу первого

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 $h_{к.в}'''$.

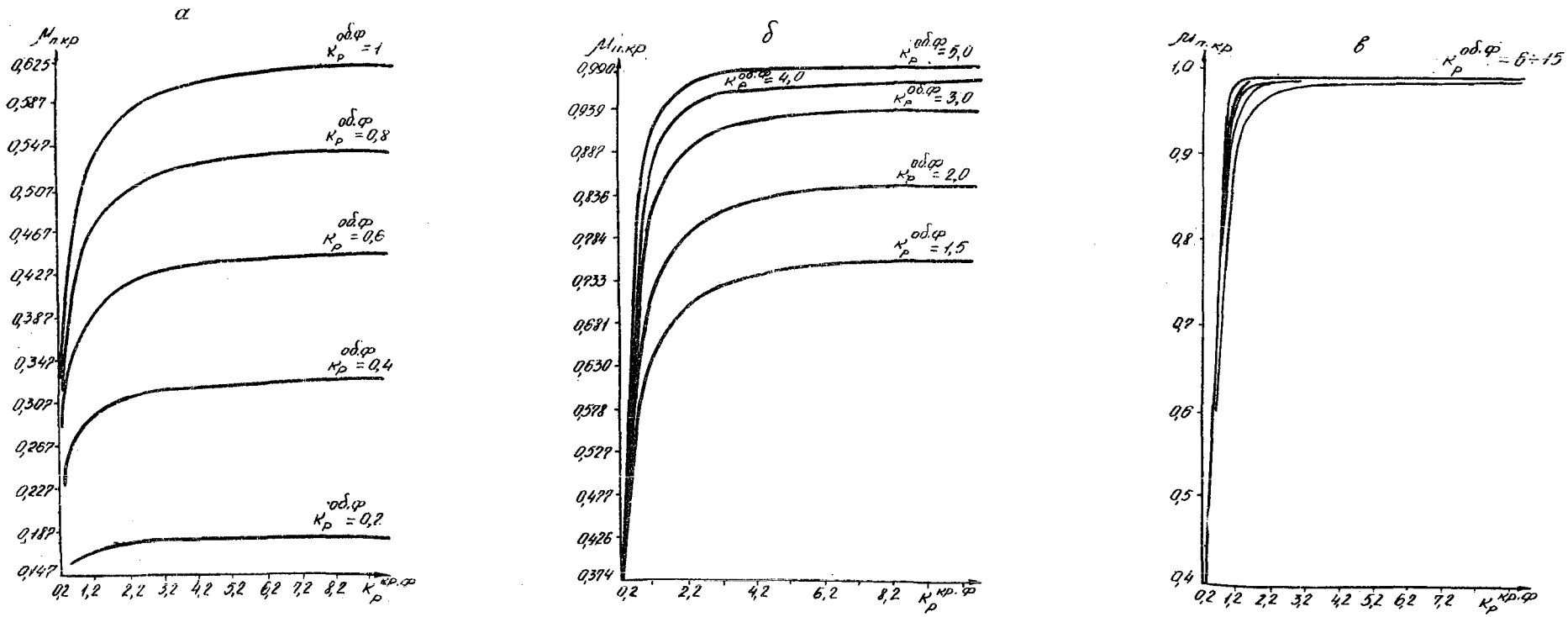


Рис. I5. Зависимость коэффициента готовности очистного забоя по процессу крепления кровли $\mu_{п.кр}$ от коэффициента резерва скорости передвижки фронта крепи за подвиганием забоя $K_р^{кр.ф}$ и коэффициента резерва фронтального обнажения кровли $K_р^{об.ф}$:

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

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

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

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

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 $T_1, T_2, \dots, T_n$ и $\ell_1, \ell_2, \dots, \ell_n$ при эксплуатации различных струговых установок принимаются по данным табл. I4.24 или по результатам хронометражных наблюдений;

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

$$T''_{т.п} = \frac{1}{v_{кр.ф}},$$

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

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

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

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

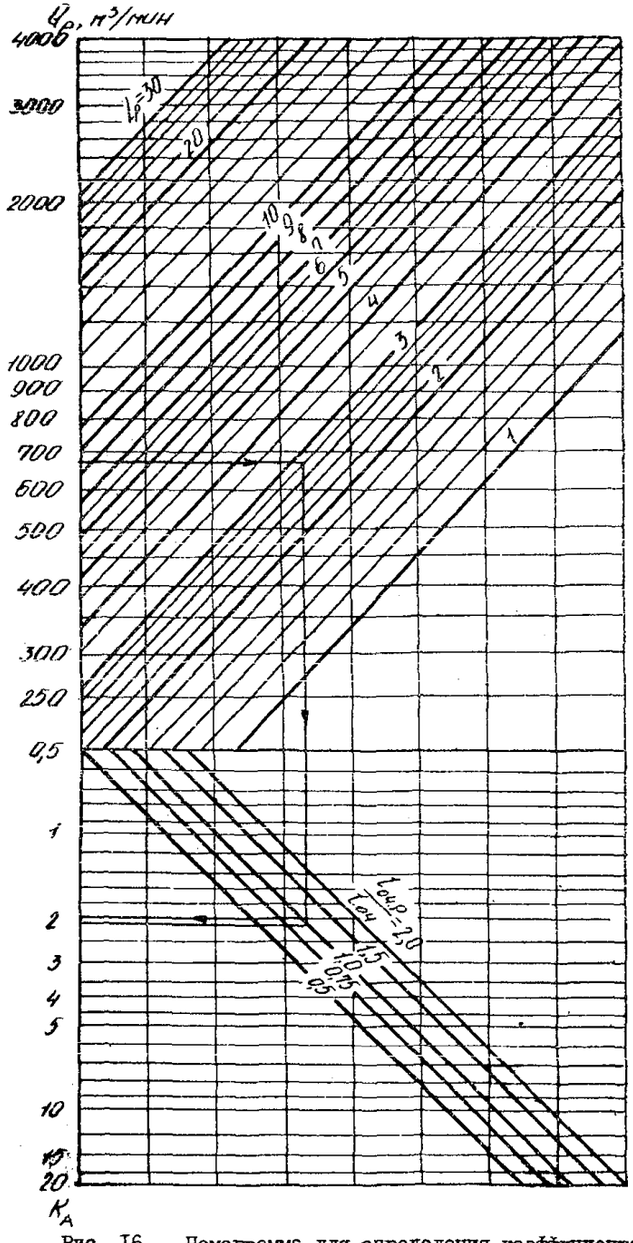


Рис. I6. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Донецкого и Львовско-Волынского бассейнов

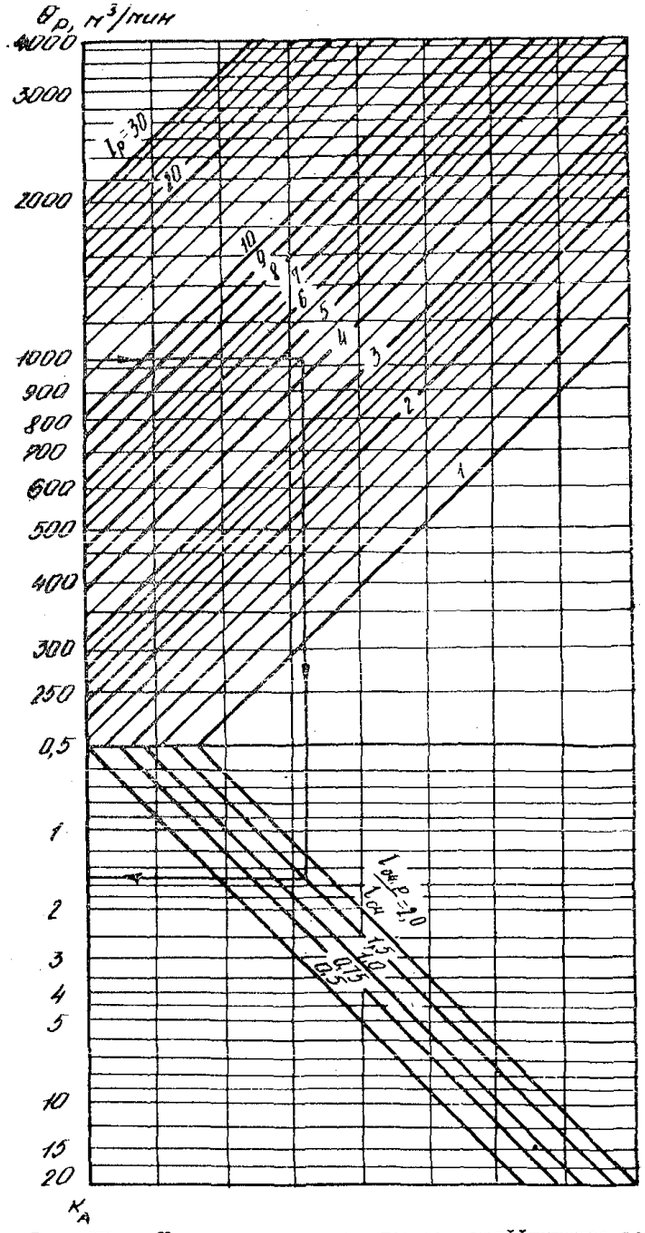


Рис. I7. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Кузнецкого бассейна и Воркутинского месторождения Печорского бассейна

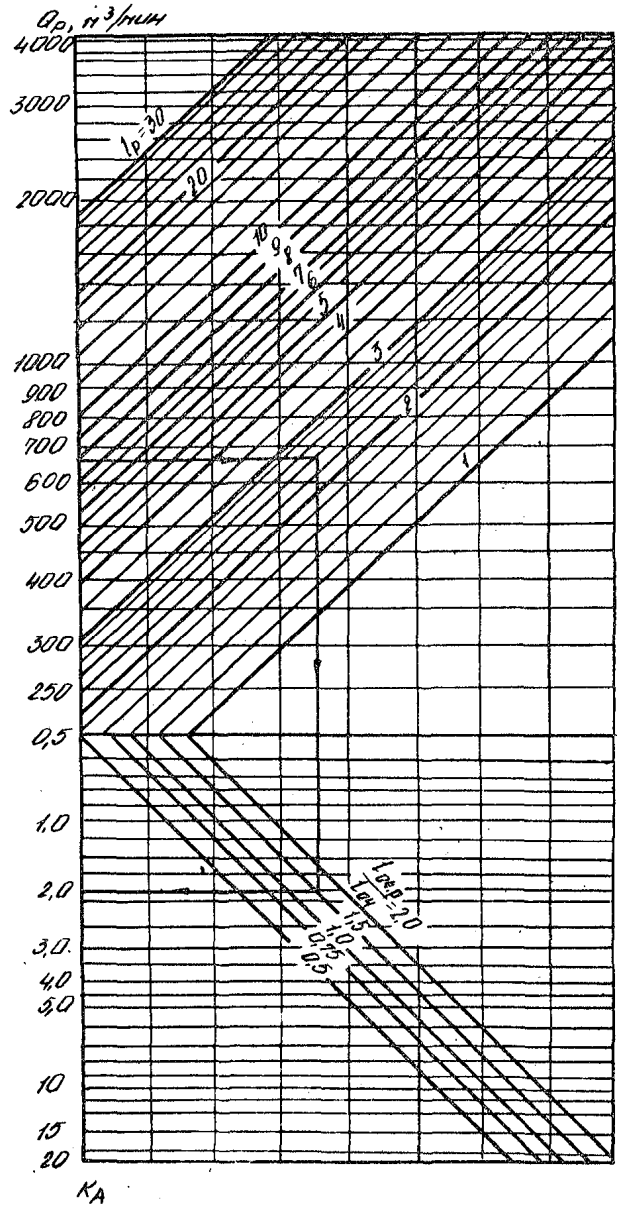


Рис. I8. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Карагандинского бассейна

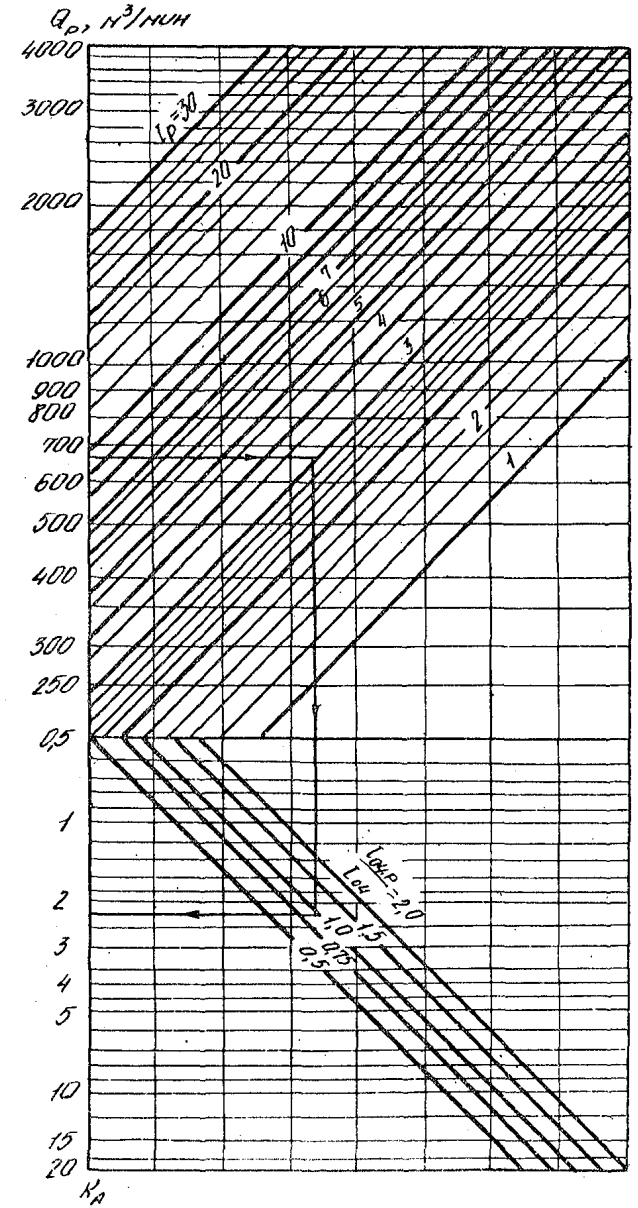


Рис. I9. Номограмма для определения коэффициента возможного увеличения добычи в условиях Интинского и Юньягинского месторождений Печорского бассейна

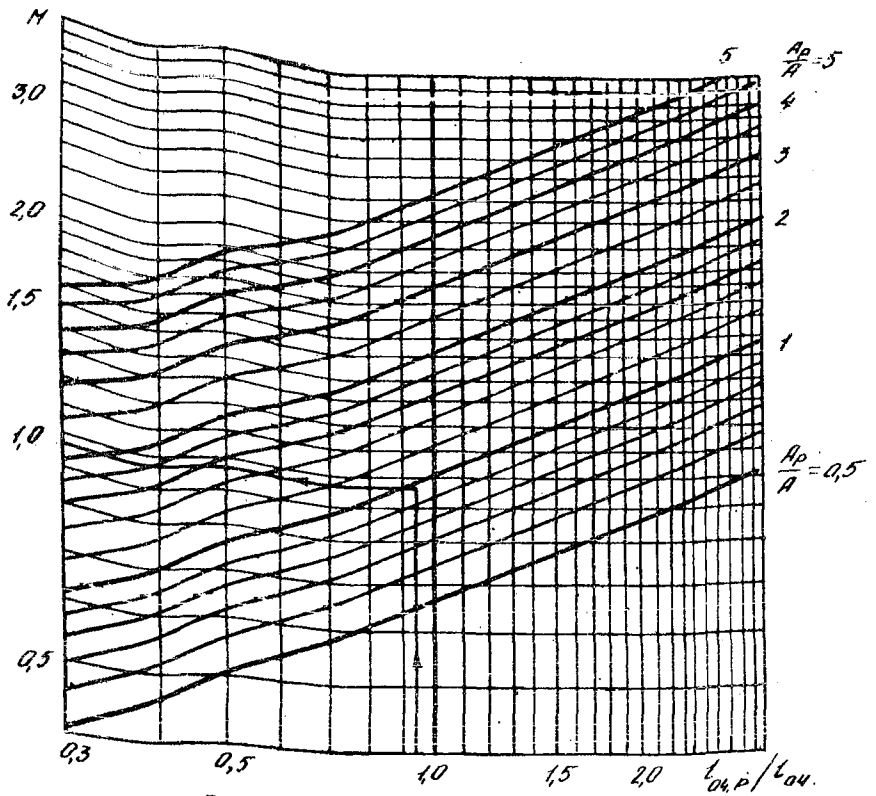


Рис. 20. Номограмма для определения величины

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

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

МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАСЧЕТА С ПОМОЩЬЮ ЭВМ ОПТИМАЛЬНЫХ РЕЖИМОВ РАБОТЫ И ПЛАНОВЫХ СУТОЧНЫХ НАГРУЗОК ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ В СИСТЕМЕ ШАХТОУПРАВЛЕНИЯ

Плановая суточная нагрузка на очистной забой $Д_{пл.i}$ определяется по формуле

$$Д_{пл.i} = min\left\{A^{г}_{max}, \sum_{j=1}^{3} A_{ij}\right\},$$

где $A^{г}_{max}$ – максимально допустимая нагрузка на очистной забой по газовому фактору, т/сут;

A_{ij} – ожидаемая средняя величина добычи i-го очистного забоя в j-ю смену, т/смену.

Значения средней ожидаемой добычи по сменам рассчитываются с помощью ЭВМ путем решения следующей задачи.

Требуется определить оптимальные значения x_{ij} при i = I, 2, ..., n и j = I, 2, 3. Здесь n – число очистных забоев на шахте (в шахтоуправлении), i – номер очистного забоя, j – номер смены.

Значение x_{ij} = { I, если в j-ю смену в i-м очистном забое ведется добыча угля; 0 в противоположном случае.

При определении значений x_{ij} должны быть учтены следующие ограничения:

по объему добычи угля k-й марки (в горной массе):

$$\sum_{i_к} \sum_{j=1}^{3} A_{i_к j}\, x_{i_к j} \geq Д_{к\,пл.оч},$$

где $i_к$ – номера очистных забоев, ведущих добычу угля k-й марки;

$Д_{к\,пл.оч}$ – плановый объем добычи угля k-й марки (в горной массе) из очистных забоев, т/сут;

по зольности добываемого угля:

$$\sum_{i_к} \sum_{j=1}^{3} \left(A^{c}_{i_к} - A^{c}_{к\,пл.оч}\right) A_{i_к j}\, x_{i_к j} \leq 0,$$

где $A^{c}_{i_к}$ – зольность горной массы, добываемой из $i_к$-го очистного забоя, %;

$A^{c}_{к\,пл.оч}$ – плановая зольность добычи из очистных работ на пластах с k-й маркой угля, %;

по режиму работы:

$$1 \leq \sum_{j=1}^{3} x_{ij} \leq 3 (2)$$

(цифра 2 соответствует случаю, когда ведется разработка выбросоопасного угольного пласта);

по числу резервных смен на шахте (в шахтоуправлении):

$$\sum_{i} \sum_{j=1}^{3} \left(1 - x_{ij}\right) \geq n_{р.см} + p,$$

где $n_{р.см}$ – число резервных смен на шахте (в шахтоуправлении);

p – число очистных забоев на шахте, разрабатывающих пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа;

по взаимным ограничениям на скорость подвигания очистных забоев при подработке-надработке сближенных пластов, слоевой выемке, работе спаренных или сдвоенных очистных забоев:

$$v_к = \frac{1}{A_{пк}} \sum_{j=1}^{3} x_{кj} A_{кj} \leq \frac{1}{A_{пт}} \sum_{j=1}^{3} x_{тj} A_{тj} = v_т,$$

где $v_к$, $v_т$ – скорость подвигания соответственно k-го и m-го очистного забоя, м/сут;

$A_{пк}$, $A_{пт}$ – объем добычи* с I м соответственно k-го и m-го очистного забоя, т/м;

по числу добычных звеньев в очистных забоях одного типа:

$$\sum_{i_ч} \sum_{j=1}^{3} x_{i_ч j} \leq n_ч, \quad ч = 1, 2 \ldots,$$

где $n_ч$ – максимально возможное число добычных звеньев, которые могут быть организованы в системе шахты (шахтоуправления) для добычи угля в забоях $ч$-го типа.

К одному типу очистных забоев могут быть отнесены все очистные забои с одинаковыми средствами механизации, с одинаковыми горно-геологическими условиями и т.д. В очистных забоях одного типа допустим переход любого добычного звена из одного очистного забоя в другой, если это целесообразно с точки зрения выполнения плана по шахте (шахтоуправлению).

Если переходы добычных звеньев допустимы в целом по шахте, однако численность их должна быть изменена, то вводится ограничение

$$\sum_{\tau} N_{\tau} \sum_{i_{\tau}} \sum_{j=1}^{3} x_{ij} \leq N,$$

где N – численность явочного штата рабочих на очистных работах;

N_{τ} – число рабочих в одном добычном звене в очистных забоях τ-го типа.

Ограничения по пропускной способности сборных транспортных звеньев учитываются при расчете сменной нагрузки A_{ij} по всем очистным забоям согласно разделу I.4 "Методики расчета нагрузки на очистной забой" (стр. I8).

При расчете плановых суточных нагрузок на очистные забои одновременно устанавливаются номера транспортных маршрутов по каждому очистному забою.

Результаты расчетов плановых суточных нагрузок с помощью ЭВМ приводятся в выходной форме РПНI, получаемой в ИВЦ производственного объединения.

Перед расчетом плановых нагрузок на очистные забои ИВЦ производственного объединения определяет расчетные нагрузки согласно "Методике расчета нагрузки на очистной забой" (стр. II-77). Результаты расчетов приводятся в выходной форме РНДI.

Исходные данные для расчета нагрузки представляются шахтами в ИВЦ производственного объединения по форме ИД РНКД. Предварительно они должны быть согласованы с бассейновым научно-исследовательским угольным институтом и утверждены техническим директором производственного объединения. При подготовке исходных данных на шахте необходимо руководствоваться инструкцией (см. стр. 80).

Официальным документом, который рассматривается в производственном объединении на предмет утверждения исходных данных и величины плановой нагрузки на очистной забой, является выходная форма РНДI ("Расчет нагрузки на очистной забой для действующих шахт") и РПНI ("Расчет плановой суточной нагрузки на очистные забои и режима их работы"). На выходную форму выводятся введенные в расчет исходные данные и результаты расчетов. Результаты расчетов, выведенные на печать, состоят из окончательных результатов (нагрузка в горной массе, коэффициент машинного времени), факторов, сдерживающих увеличение производительности выемочной машины, и факторов, необходимых для анализа полученных результатов.

Техническое руководство шахты и производственного объединения производит анализ полученных данных с целью проверки обоснованности принятых горно-геологических условий и подтверждения невозможности устранения в оставшийся предплановый период факторов, сдерживающих увеличение нагрузки на очистной забой. При отсутствии замечаний рассчитанные плановые нагрузки утверждаются.

ИВЦ производственного объединения производит также расчеты нагрузки на очистной забой по форме РНКДП (для очистных забоев, оборудованных струговыми установками, – по форме РНСДП). Результаты расчетов по формам РНКДП и РНСДП представляют собой таблицы расчетных нагрузок на очистные забои, оборудованные механизированными комплексами, узкозахватными комбайнами и струговыми установками с индивидуальной крепью, для группы шахт со сходными горно-геологическими условиями и применяемой технологией. К данным таблицам должны быть приложены исходные данные, которые не указываются в таблицах, так как одинаковы во всех таблицах нагрузок для данной группы условий. По мере изменения условий эксплуатации таблицы должны обновляться, с тем чтобы всегда обеспечивать необходимую полноту данных.

При других средствах механизации очистных работ или другой технологии выемки, а также при разработке угольных пластов с углами падения более 35^{0} нагрузки на очистной забой определяются согласно действующим нормативам.

ИНСТРУКЦИЯ ПО ПОДГОТОВКЕ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАСЧЕТНОЙ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

Факторы, учитываемые при определении нагрузки на очистной забой	Обозначение фактора в "Методике"x)	Кто определяет факторы	Указания по заполнению форм Ид. РНКДI-80 и Ид. РНКШI-80
1	2	3	4
О б щ и е с в е д е н и я		Отдел главного технолога шахты	
Выемочное поле			Указать наименование панели или части шахтопласта, к которой относится очистной забой
Очистной забой			Указать наименование очистного забоя
Опасность пласта по внезапным выбросам			Указать: "Опасен" или "Не опасен"
Категорийность шахты по газовому фактору			Для негазовых шахт указать: "Негазовая"
Горно-геологические факторы		Геологическая служба шахты	
Бассейн			Указать одно из наименований: Донецкий в границах УССР, Донецкий в границах РСФСР, Львовско-Волынский, Карагандинский, Кузнецкий или Подмосковный бассейн, Воркутинское, Интинское или Юньягинское месторождение. Для других угольных бассейнов и месторождений указать бассейн (месторождение), наиболее близкий (близкое) по горно-геологическим условиям
Номер разведочной или технической скважины			Для действующих забоев не указывается. При подготовке новых забоев указывается согласно форме Ш5.4
Вынимаемая мощность пласта, м	m		Указывается вместе с породными прослойками и присекаемыми породами
Тип кровли по обрушаемости			Указывается в соответствии с табл. 7 (I-й столбец) "Методики"
Наименование пород непосредственной кровли			Указать наименование пород непосредственной кровли, приведенных в табл. 7 (2-й столбец) "Методики", соответствующее принятому типу кровли по обрушаемости, составу пород, цементу, слоистости, трещиноватости, прочности, указанным в 3-7-м столбцах табл. 7

x) Здесь и далее под "Методикой" имеется в виду "Методика расчета нагрузки на очистной забой", утвержденная Министром угольной промышленности СССР Б.Ф.Братченко 19 мая 1979 г. (см. стр. 11-77 настоящего сборника)

1	2	3	4
Несущая способность почвы, кгс/см^2	$H_п$		Принимается на основании измерений, проводимых работниками шахты в очистном забое по общепринятой методике с помощью гидравлической стойки ГСУ с вмонтированным манометром. Ориентировочные значения несущей способности пород почвы для условий Подмосковного бассейна (кгс/см^2) приведены ниже: Весьма слабые породы (пластичные или песчаные глины при наличии капежа или подножной воды) — 3 Слабые породы (увлажненные плотные глины и пески) — I5 Породы средней прочности (сухие глины с нарушенной структурой) — 30 Прочные породы (сухие глины, аргиллиты, уголь) — 50 Ориентировочные значения несущей способности пород почвы (кгс/см^2) для остальных бассейнов:

	Породы с естественной влажностью	Водонасыщенные породы
Весьма слабые породы:		
глины	2	–
глины песчаные	4	I
глины углистые	6	2
аргиллиты углистые	I0	2
Слабые:		
аргиллиты слабые	I5	4
алевролиты слабые	25	6
уголь бурый	25	I5
уголь каменный хрупкий	35	25
аргиллиты средней прочности	35	20
Средней прочности:		
аргиллиты углистые крепкие	40	20
уголь вязкий	50	25
аргиллиты крепкие	60	30
алевролиты средней прочности	60	40
Прочные:		
алевролиты крепкие	Вдавливание крепи отсутствует	
песчаники	" "	"
известняки	" "	"

I	2	3	4
Плотность угля в пласте вместе с породными прослойками, т/м^3	γ		Для действующих забоев принимается по данным ОТК. При подготовке новых забоев, а также при проектировании шахт определяется как средневзвешенная по вынимаемой мощности пласта
Сопротивляемость пласта резанию, кгс/см	A_p^y		Сопротивляемость пласта резанию и фактический коэффициент отжима принимаются на основании актов определения этих показателей работниками бассейновых институтов или производственных объединений в соответствии с "Методикой оценки и классификацией показателей разрушаемости угольных пластов основных бассейнов СССР". Часть I (М., ИГД им. А.А.Скочинского, 1978). Ориентировочные значения сопротивляемости пласта резанию приводятся в указанной методике (часть II – "Классификация показателей разрушаемости угольных пластов")
Фактический коэффициент отжима	$K_{отж}$		
Глубина интенсивного проявления отжима на пластах с неустойчивыми кровлями, приводящего к вывалам угля верхних пачек и обнажению пород кровли при отбойке угля комбайном одновременно на полную мощность пласта, м			На тонких пластах или на пластах средней мощности с кровлями не ниже средней устойчивости, а также при применении уступной выемки фактор не указывается
Сопротивляемость резанию породного прослойка, кгс/см	$A_p^{пр}$		При отсутствии шахтных данных принимается согласно табл.I "Методики", нижнее значение сопротивляемости резанию соответствует слабым породам, верхнее значение – крепким
То же присекаемого слоя почвы, кгс/см	$A_p^{пп}$		
То же присекаемого слоя кровли, кгс/см	$A_p^{пкр}$		
Обводненность пород непосредственной кровли			Породы непосредственной кровли считаются обводненными при поступлении из них воды в лаву в виде капежа или струй на участке общей протяженностью более 20% длины лавы; если обводненная часть составляет менее 20% длины лавы, указать: "Породы кровли с естественной влажностью"
Водонасыщенность верхних слоев непосредственной почвы			При наличии на почве скоплений или потоков воды на участках общей протяженностью более 20% длины лавы указать: "Водонасыщенные"
Вязкость пласта			Указать: "Вязкий", "Хрупкий" или "Весьма хрупкий" (см. раздел I.3 "Методики")
Горнотехнические факторы		Отдел главного механика шахты	
Тип выемочной машины			Указать тип и типоразмер комбайна или струговой установки
Наличие полиспастной схемы подачи			Указать: "Да" или "Нет". Полиспастная схема подачи применяется при использовании в лавах тяжелых комбайнов типов ГШ68, ЮШЗМ или К120 при углах падения пласта свыше 10-12°. При полиспастной подаче тяговое усилие увеличивается в два раза, а технически допустимая скорость подачи уменьшается в два раза
Тип механизированной крепи в очистном забое			Указать тип и типоразмер механизированной крепи. При индивидуальном креплении указать: "Индивидуальная"
Условия эксплуатации выемочной машины			Указать: "Облегченные", "Средние" или "Тяжелые" в соответствии с табл. I4 "Методики"
То же механизированной крепи			
То же скребкового конвейера лавы			

I	2	3	4
Ширина захвата комбайна, м			При струговой выемке не указывается
Диаметр шнека комбайна, м			Указывается только при применении уступной выемки
Число скребковых конвейеров в транспортной участковой цепи			Указывается число скребковых конвейеров без учета конвейера лавы, обеспечивающих транспортирование угля только из данного очистного забоя
Производительность средств доставки, т/ч	$Q_д$		Указывается минимальная из производительностей всех скребковых конвейеров по состоянию их на данный момент (с учетом износа и условий эксплуатации)
Эксплуатационная производительность участковой цепи ленточных конвейеров, т/ч	P		Указывается минимальная из эксплуатационных производительностей всех ленточных участковых конвейеров, определенная как паспортная с учетом угла установки, длины транспортирования, износа и условий эксплуатации
Технологические факторы		Отдел главного технолога	
Направление движения забоя по пласту			Указать: "По простиранию", "По падению" или "По восстанию"
Коэффициент, учитывающий схему передвижки механизированной крепи	$K_{сх}$		Коэффициент $K_{сх}$ определяет увеличение скорости крепления при передвижке крепи за комбайном через одну секцию, через две и т.д. При последовательной схеме передвижки, когда секции передвигаются одна за другой, $K_{сх}$ = I. При применении схем передвижки через одну или две секции (что должно обеспечиваться установкой дополнительных маслостанций) $K_{сх}$ определяется хронометражными наблюдениями. Ориентировочные значения $K_{сх}$ составляют соответственно I,4 и I,8.
Схема работы комбайна			Указать: "Челноковая" или "Односторонняя"
Вид технологии выемки			Указать: "Однокомбайновая", "Двухкомбайновая" или "Струговая". Под двухкомбайновой понимается такая выемка, когда второй комбайн вместе с основным ведет добычу угля в течение всей смены
Выемка пласта			Указать: "Сплошная" или "Уступная"
Мощность вынимаемой верхней пачки угля, м			Указывается только при уступной выемке. Минимальная мощность верхней пачки равна диаметру шнека
Выемка породных прослойков			Указать: "Вместе с углем" или "Раздельная"
Мощность отдельно вынимаемой породной пачки			Указывается только при раздельной выемке угольного пласта и породного прослойка в режиме: первый ход комбайна – выемка верхней пачки угля, второй ход (обратный) – выемка породного прослойка; третий ход – выемка нижней пачки угля
Номера факторов, осложняющих поддержание сопряжений очистной выработки с транспортной, вентиляционной и средней выработками			Указать номера технологических факторов, осложняющих поддержание сопряжений очистной выработки с прилегающими выработками: I – проведение выработки буровзрывным способом; 2 – проведение выработки с подрывкой пород кровли или с оставлением пачки угля в кровле; 3 – повторная эксплуатация выработки; 4 – проведение выработки позади очистного забоя;

1	2	3	4
			5 – проведение выработки вприсечку; 6 – сопряжение разделенной лавы со средней выработкой; 7 – отсутствие механизированной крепи сопряжения; 8 – отсутствие механизированной крепи на концевом участке лавы; 9 – длина ниши свыше 4 м
Длина части лавы, обрабатываемой первым комбайном, м			Указывается только при двухкомбайновой внемке. Под первым комбайном понимается комбайн, работающий со стороны выдачной головки конвейера
Дополнительные факторы при индивидуальном способе крепления			
Тип стоек			Указать: ГВС, ГВТ, ГСУ-2, ГСУ-3, ГСУ-4, ГСУ-5 или ГСУ-6
Расстояние между комплектами крепи, м			При устойчивых и средней устойчивости кровлях указать: 0,8; 0,9; 1,0 или 1,2. При неустойчивых кровлях указать: 0,8; 1,0 или 1,2
Дополнительные факторы при расчете нагрузки на очистной забой по газовому фактору для действующих шахт		Пыле-вентиляционная служба	
Способ управления кровлей			Указать: "Полное обрушение", "Плавное опускание", "Частичная закладка" или "Полная закладка"
Вид вентиляционной струи			Указать: "Свежая", "Исходящая" или "Подсвежающая"
Примыкание выработок выемочного участка			Указать: "К выработанному пространству" или "К целику"
Схема проветривания участка			Указать: "Возвратноточная", "Прямоточная" или "С подсвежением"
Система разработки			Указать: "Сплошная", "Столбовая" или "Комбинированная"
Организационные факторы			
Организация крепления за комбайном			Указать: "С передвижением рабочих за комбайном" или "Паевая"

Форма ИД РНКДI-80

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ
ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАСЧЕТНОЙ НАГРУЗКИ
НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

Учитываемые факторы	Значение фактора	Шифр
I	2	3
О б щ и е с в е д е н и я		
I. Индекс пласта		
2. Выемочное поле		
3. Очистной забой		
4. Фамилия бригадира		
5. Опасность пласта по внезапным выбросам		
6. Категорийность шахты по газовому фактору		
7. Марка угля		
I. Горно-геологические факторы		
I. Бассейн		
2. Номер разведочной или технической скважины		
3. Вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослойков и присекаемых пород, м		
4. Мощность присекаемого слоя почвы пласта, м		
5. Мощность присекаемого слоя кровли пласта, м		
6. Суммарная мощность породных прослойков, м		
7. Тип кровли по обрушаемости		
8. Наименование пород непосредственной кровли		
9. Несущая способность почвы, кгс/см^2		
I0. Плотность угля в пласте вместе с породными прослойками, т/м^3		
II. Насыпная плотность горной массы, т/м^3		
I2. Сопротивляемость пласта резанию, кгс/см		
I3. Фактический коэффициент отжима		
I4. Глубина интенсивного отжима на пластах с неустойчивыми кровлями, приводящего к вывалам угля верхних пачек и обнажению пород кровли при отбойке угля комбайном одновременно на полную мощность пласта, м		
I5. Сопротивляемость резанию породного прослойка, кгс/см		
I6. Сопротивляемость резанию присекаемого слоя почвы, кгс/см		
I7. То же присекаемого слоя кровли, кгс/см		
I8. Угол падения пласта, град		
I9. Угол встречи лавы с направлением основной трещиноватости, град		
20. Обводненность пород непосредственной кровли		
2I. Водонасыщенность верхних слоев непосредственной почвы		
22. Вязкость пласта		
23. Наличие в очистном забое горно-геологического нарушения		
24. Коэффициент уменьшения нагрузки из-за горно-геологического нарушения		
2. Горнотехнические факторы		
I. Тип выемочной машины		
2. Наличие полиспастной схемы подачи		
3. Тип механизированной крепи в очистном забое		
4. Условия эксплуатации выемочной машины		
5. То же механизированной крепи		
6. То же скребкового конвейера лавы		
7. Ширина захвата комбайна, м		
8. Диаметр шнека комбайна, м		
3. Технологические факторы		
I. Длина лавы, м		
2. Направление движения забоя по пласту		
3. Коэффициент, учитывающий схему передвижки механизированной крепи		
4. Площадь кровли, подлежащая затяжке, %		
5. Схема работы комбайна		
6. Вид технологии выемки		
7. Выемка пласта		
8. Мощность вынимаемой верхней пачки угля, м		
9. Выемка породных прослойков		
I0. Мощность отдельно вынимаемой породной пачки, м		
II. Длина части лавы, обрабатываемой первым комбайном, м		

I	2	3
Дополнительные факторы при индивидуальном способе крепления		
I. Тип стоек		
2. Масса одной стойки, кг		
3. Расстояние между комплектами крепи. м		
Дополнительные факторы при расчете нагрузки на очистной забой по газовому фактору для действующих шахт		
I. Концентрация газа в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе, %		
2. Способ управления кровлей		
3. Вид вентиляционной струи		
4. Примыкание выработок выемочного участка		
5. Схема проветривания участка		
6. Система разработки		
7. Длина очистной выработки, для которой определено фактическое метановыделение, м		
8. Средняя добыча угля, при которой определялось фактическое метановыделение, т/сут		
9. Фактическое газовыделение на участке, $м^3$/мин		
IO. Природная метаноносность пласта, $м^3$/т горючей массы:		
на глубине, для которой определено фактическое метановыделение		
на планируемой глубине разработки		
II. Выход летучих веществ на горючую массу		
I2. Время, прошедшее с момента обнажения пласта подготовительной выработкой до начала очистной выемки, мин		
4. Организационные факторы		
I. Число добычных смен в сутки		
2. Продолжительность смены, мин		
3. Организация крепления		
4. Число рабочих, занятых на передвижке крепи		
5. Суммарная продолжительность технологических перерывов в работе выемочной машины за период выемки одной полосы, мин		

Главный инженер шахты _____

И Н С Т Р У К Ц И Я
ПО ПОДГОТОВКЕ ИСХОДНЫХ ДАННЫХ ДЛЯ РАСЧЕТА ПЛАНОВОЙ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

Учитываемые факторы	Обозначение	Указания по заполнению формы ИД РПНI-80
Сменная нагрузка на очистной забой, т/смену	$A_{см}$	Определяется для комплексномеханизированных очистных забоев и забоев с узкозахватными комбайнами и струГами с индивидуальной крепью согласно "Методике расчета нагрузки на очистной забой" (стр. II-77) Сменная нагрузка на забои, оборудованные другими средствами механизации, определяется по действующим нормативам
Сменный коэффициент машинного времени	$K_м$	То же
Нагрузка на очистной забой, допустимая по газовому фактору, т/сут	$A^г_{max}$	Определяется согласно "Инструкции по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт" (М., "Недра", 1975)
Зольность угля, добытого из очистного забоя, %	A^c_i	Определяется ОТК шахты
Возможная нагрузка на очистной забой по пропускной способности локомотивного транспорта на основном горизонте по транспортному маршруту данного очистного забоя, т/мин	Q_t	Устанавливается с помощью хронометражных наблюдений по данному транспортному маршруту
Пропускная способность сборных конвейерных линий по маршрутам углепотока очистного забоя, т/мин	$Q_м$	Определяется согласно разделу 1.4 "Методики расчета нагрузки на очистной забой"
Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов	μ_1	Определяется согласно "Методике расчета нагрузки на очистной забой"

Форма ИД РПНI-80

УТВЕРЖДАЮ:
Технический директор
ПО _____

"__" _____ I9__г.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ РАСЧЕТА ПЛАНОВОЙ СУТОЧНОЙ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНЫЕ ЗАБОИ И РЕЖИМА ИХ РАБОТЫ

Шахтоуправление _____

Производственное объединение _____

ПЛАНОВОЕ ЗАДАНИЕ

	Марки угля К	Марки угля КС
Плановый объем добычи из очистных работ (в горной массе) по маркам угля, т/сут	3200	I800
Плановая зольность по маркам угля, %	I5	22

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Продолжительность рабочей смены по добыче, мин

Нормативное число резервных смен по шахте, ед.

Явочное число рабочих в очистных забоях

ХАРАКТЕРИСТИКИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

Порядковый номер	Наименование очистного забоя или его номер	Расчетная среднесменная нагрузка (в горной массе), т/смену	Нагрузка, допустимая по газовому фактору, т/сут	Нагрузка, возможная по пропускной способности локомотивного транспорта, т/смену	Сменный коэффициент машинного времени по выемке угля	Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов	Производительность выемочной машины, т/мин	Устойчивость непосредственной кровли	Зольность (с учетом породных прослойков, прирезки боковых пород), %	Опасность пласта по внезапным выбросам	Марка добываемого угля	Порядковые номера конвейеров в сборных транспортных линиях по маршруту углепотока из данного очистного забоя (указываются согласно таблице характеристик ленточных конвейеров)	Расстояние, м, от точки выгрузки угля на став до разгрузочного конца конвейера с порядковым номером	Порядковый номер бункера в транспортном маршруте углепотока из данного очистного забоя (указывается в соответствии с номерами, приведенными в таблице характеристик бункеров)	Нормативная численность добычного звена	Максимально допустимая скорость подвигания очистного забоя по условиям технологии проведения подготовительной выработки вслед за лавой, выкладки бутовых полос, производства закладочных работ и др., м/сут	Минимально допустимая скорость подвигания очистного забоя по условиям устойчивости боковых пород, м/сут	Объем добычи при выемке одной полосы, т
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	I3	I4	I5	I6	I7	I8	I9

ХАРАКТЕРИСТИКИ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ

Порядковый номер	Тип конвейера	Исполнение	Длина, м	Скорость движения ленты, м/с	Эксплуатационная производительность, т/ч	Приемная способность, $м^3$/мин	Индекс сборной транспортной линии, к которой относится данный конвейер
I	2	3	4	5	6	7	8

ХАРАКТЕРИСТИКИ БУНКЕРОВ В ТРАНСПОРТНОЙ СХЕМЕ ШАХТЫ

Порядковый номер	Порядковый номер конвейера, на который ведется выгрузка угля из бункера (указывается в соответствии с номерами, приведенными в таблице характеристик ленточных конвейеров)	Вместимость бункера, т	Наличие питателя и его производительность, т/мин
I	2	3	4

Главный инженер шахты _____

Форма РШНI-80
УТВЕРЖДАЮ:
Технический директор
ПО _____
"__" _____ I9__ г.

РАСЧЕТ ПЛАНОВОЙ СУТОЧНОЙ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНЫЕ ЗАБОИ И РЕЖИМА ИХ РАБОТЫ

Шахтоуправление _____
Производственное объединение _____

ПЛАНОВОЕ ЗАДАНИЕ

	Марки угля К	Марки угля КС
Плановый объем добычи из очистных работ (в горной массе) по маркам угля, т/сут	3200	I800
Плановая зольность по маркам угля, %	I5	22

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Продолжительность рабочей смены по добыче, мин

Нормативное число резервных смен по шахте, ед.

Явочное число рабочих в очистных забоях

ХАРАКТЕРИСТИКИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

Порядковый номер	Наименование очистного забоя или его номер	Расчетная среднесменная нагрузка (в горной массе), т/смену	Нагрузка, допустимая по газовому фактору, т/сут	Нагрузка, возможная по пропускной способности локомотивного транспорта, т/смену	Сменный коэффициент машинного времени по выемке угля	Коэффициент готовности по группе последовательных перегонов	Производительность выемочной машины, т/мин	Устойчивость непосредственной кровли	Зольность (с учетом породных прослойков, прирезки боковых пород), %	Опасность пласта по внезапным выбросам	Марка добываемого угля	Порядковые номера конвейеров в сборных транспортных линиях по маршруту углепотока из данного очистного забоя (указываются согласно таблице характеристик ленточных конвейеров)	Расстояние, м, от точки выгрузки угля на став до разгрузочного конца конвейера с порядковым номером	Порядковый номер бункера в транспортном маршруте углепотока из данного очистного забоя (указывается в соответствии с номерами, приведенными в таблице характеристик бункеров)	Нормативная численность добычного звена	Максимально допустимая скорость подвигания очистного забоя по условиям технологии проведения подготовительной выработки вслед за лавой, выкладки бутовых полос, производства закладочных работ и др., м/сут	Минимально допустимая скорость подвигания очистного забоя по условиям устойчивости боковых пород, м/сут	Объем добычи при выемке одной полосы, т
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	I3	I4	I5	I6	I7	I8	I9

ХАРАКТЕРИСТИКИ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ

Порядковый номер	Тип конвейера	Исполнение	Длина, м	Скорость движения ленты, м/с	Эксплуатационная производительность, т/ч	Приемная способность, $м^3$/мин	Индекс сборной транспортной линии, к которой относится данный конвейер
I	2	3	4	5	6	7	8

ХАРАКТЕРИСТИКИ БУНКЕРОВ В ТРАНСПОРТНОЙ СХЕМЕ ШАХТЫ

Порядковый номер бункера	Порядковый номер конвейера, на который ведется выгрузка угля из бункера (указывается в соответствии с номерами, приведенными в таблице характеристик ленточных конвейеров)	Вместимость бункера, т	Наличие питателя и его производительность, т/мин
I	2	3	4

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА

Порядковый номер	Наименование очистного забоя или его номер	Пропускная способность общешахтного конвейерного транспорта по маршруту углепотока данного очистного забоя, т/мин				Плановая нагрузка по сменам, т				Плановая нагрузка, т/сут	Плановая скорость подвигания, м/сут	Коэффициент машинного времени	Производительность комбайна, т/мин	Фактор, ограничивающий производительность очистного забоя	Прирост производительности после снятия ограничения, т/сут
		I	II	III	IУ	I	II	III	IУ						
I	2	3	4	5	6	7	8	9	I0	II	I2	I3	I4	I5	I6

Начальник ИВЦ _____

Главный инженер шахты _____

Форма ИД РНКП-80

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ
ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ
ДЛЯ ПРОЕКТИРУЕМЫХ И РЕКОНСТРУИРУЕМЫХ ШАХТ

О Б Щ И Е С В Е Д Е Н И Я

Бассейн
Шахтоучасток
Индекс пласта
Выемочное поле
Опасность пласта по внезапным выбросам
Категорийность шахты по газовому фактору

I. ФАКТОРЫ, ЗАДАВАЕМЫЕ ОДНОЗНАЧНО ПО СКВАЖИНАМ

Наименование фактора	Значение фактора по разведочным скважинам				
	I2I	I22	I23	I24	I25
I. Горно-геологические факторы					
I. Вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослойков, м					
2. Суммарная мощность породных прослойков, м					
3. Тип кровли по обрушаемости					
4. Наименование пород непосредственной кровли					
5. Угол падения пласта, град					
2. Технологические факторы					
I. Мощность присекаемого слоя кровли, м					
2. Мощность присекаемого слоя почвы, м					
3. Мощность отдельно вынимаемой пачки породных прослойков, м					
4. Площадь кровли, подлежащая затяжке, %					

II. ФАКТОРЫ, ЗАДАВАЕМЫЕ ОДНОЗНАЧНО ПО ВЫЕМОЧНОМУ ПОЛЮ

Наименование фактора	Значение фактора
I. Горно-геологические факторы	
I. Вязкость пласта	
2. Распространенность геологических нарушений	
3. Коэффициент уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне геологического нарушения	
4. Плотность угля в массиве, т/м^3	
5. Насыпная плотность горной массы, т/м^3	
2. Горнотехнические факторы	
I. Тип выемочной машины	
2. Наличие полиспастной схемы подачи	
3. Тип механизированной крепи в очистном забое	
4. Условия эксплуатации выемочной машины	
5. То же механизированной крепи	
6. То же скребкового конвейера лавы	
7. Ширина захвата комбайна, м	
8. Диаметр шнека комбайна, м	
3. Технологические факторы	
I. Длина лавы, м	
2. Направление движения забоя по пласту	
3. Угол встречи лавы с направлением основной трещиноватости пород кровли, град	
4. Коэффициент, учитывающий схему передвижки механизированной крепи	
5. Схема работы комбайна	
6. Вид технологии выемки	
7. Выемка пласта	
8. Мощность вынимаемой верхней пачки угля, м	
9. Номера технологических факторов, осложняющих поддержание сопряжения очистной выработки с транспортной	
I0. То же с вентиляционной	
II. То же со средней	
4. Дополнительные факторы при индивидуальном способе крепления	
I. Тип стоек	
2. Масса одной стойки, кг	
3. Расстояние между комплектами крепи, м	

1	2
5. Дополнительные факторы для расчета нагрузки на очистной забой по газовому фактору	
1. Направление движения струи, исходящей из лавы	
2. Схема проветривания выемочного участка	
3. Способ управления кровлей	
4. Способ дегазации пласта, выработанного пространства	
5. Метод воздействия на угленосную толщу при дегазации	
6. Организационные факторы	
1. Продолжительность добычной смены, мин	
2. Число добычных смен в сутки	
3. Организация крепления за комбайном	
4. Число рабочих, занятых на креплении	

Ш. ФАКТОРЫ, ЗАДАВАЕМЫЕ ИНТЕРВАЛЬНО ПО ВЫЕМОЧНОМУ ПОЛЮ

Наименование фактора	Значение фактора
1. Горно-геологические факторы	
1. Несущая способность почвы, кгс/см^2	
2. Сопротивляемость угля резанию, кгс/см	
3. Глубина интенсивного проявления отжима, м	
4. Сопротивляемость резанию породного прослойка, кгс/см	
5. То же присекаемого слоя почвы, кгс/см	
6. То же присекаемого слоя кровли, кгс/см	
7. Обводненность пород непосредственной кровли	
8. Водонасыщенность верхних слоев непосредственной почвы	
2. Дополнительные факторы для расчета нагрузки на очистной забой по газовому фактору	
1. Относительное метановыделение из разрабатываемого пласта в призабойное пространство лавы, м^3/т	
2. Относительное метановыделение из выработанного пространства, м^3/т	
3. Коэффициент эффективности дегазации разрабатываемого пласта	
4. Коэффициент эффективности дегазации сближенных пластов	
5. Коэффициент эффективности дегазации выработанного пространства	

Главный инженер проекта _____

Форма РНКП-80

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ ДЛЯ ПРОЕКТИРУЕМЫХ И РЕКОНСТРУИРУЕМЫХ ШАХТ

_____

(Наименование бассейна и шахтоучастка)

_____

(Наименование пласта)

_____

(Наименование выемочного поля)

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

I. ФАКТОРЫ, ЗАДАВАЕМЫЕ ОДНОЗНАЧНО ПО СКВАЖИНАМ

Наименование факторы	Значение фактора по разведочным скважинам				
	I2I	I22	I23	I24	I25
I	2	3	4	5	6
I. Горно-геологические факторы					
1. Вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослойков, м					
2. Суммарная мощность породных прослойков, м					
3. Тип кровли по обрушаемости					
4. Наименование пород непосредственной кровли					
5. Угол падения пласта, град					
2. Технологические факторы					
1. Мощность присекаемого слоя кровли, м					
2. Мощность присекаемого слоя почвы, м					
3. Мощность отдельно вынимаемой пачки породных прослойков, м					
4. Площадь кровли, подлежащая затяжке, %					

II. ФАКТОРЫ, ЗАДАВАЕМЫЕ ОДНОЗНАЧНО ПО ВЫЕМОЧНОМУ ПОЛЮ

Наименование фактора	Значение фактора
I	2
I. Горно-геологические факторы	
I. Вязкость пласта	
2. Распространенность геологических нарушений	
3. Коэффициент уменьшения нагрузки при работе очистного забоя в зоне геологического нарушения	
4. Опасность пласта по внезапным выбросам	
5. Категорийность шахты по газовому фактору	
6. Плотность угля в массиве, $т/м^3$	
7. Насыпная плотность угля, $т/м^3$	
2. Горнотехнические факторы	
I. Тип выемочной машины	
2. Наличие полиспастной схемы подачи	
3. Тип механизированной крепи в очистном забое	
4. Условия эксплуатации выемочной машины	
5. То же механизированной крепи	
6. То же скребкового конвейера лавы	
7. Ширина захвата комбайна, м	
8. Диаметр шнека комбайна, м	
3. Технологические факторы	
I. Длина лавы, м	
2. Направление движения забоя по пласту	
3. Угол встречи лавы с направлением основной трещиноватости пород кровли, град	
4. Коэффициент, учитывающий схему передвижки механизированной крепи	
5. Схема работы комбайна	
6. Вид технологии выемки	
7. Выемка пласта	
8. Мощность вынимаемой верхней пачки угля, м	
9. Номера факторов, осложняющих поддержание сопряжений очистной выработки с транспортной	
IO. То же с вентиляционной	
II. То же со средней	
4. Дополнительные факторы при индивидуальном способе крепления	
I. Тип стоек	
2. Масса одной стойки, кг	
3. Расстояние между комплектами крепи, м	
5. Дополнительные факторы для расчета нагрузки на очистной забой по газовому фактору	
I. Направление движения исходящей струи из лавы	
2. Схема проветривания выемочного участка	
3. Способ управления кровлей	
4. Способ дегазации пласта, выработанного пространства	
5. Метод воздействия на угленосную толщу при дегазации	
6. Организационные факторы	
I. Продолжительность добычной смены, мин	
2. Число добычных смен в сутки	
3. Организация крепления за комбайном	
4. Число рабочих, занятых на креплении	

III. ФАКТОРЫ, ЗАДАВАЕМЫЕ ИНТЕРВАЛЬНО ПО ВЫЕМОЧНОМУ ПОЛЮ

Наименование фактора	Значение фактора
I	2
I. Горно-геологические факторы	
I. Несущая способность почвы, $кгс/см^2$	
2. Сопротивляемость угля резанию, кгс/см	
3. Глубина интенсивного проявления откима, м	
4. Сопротивляемость резанию породного прослойка, кгс/см	
5. То же присекаемого слоя почвы, кгс/см	
6. То же присекаемого слоя кровли, кгс/см	
7. Обводненность пород непосредственной кровли	
8. Водонасыщенность верхних слоев непосредственной почвы	

I	2
2. Дополнительные факторы для расчета нагрузки на очистной забой по газовому фактору	
I. Относительное метановыделение из разрабатываемого пласта в призабойное пространство лавы, $м^3/т$	
2. Относительное метановыделение из выработанного пространства, $м^3/т$	
3. Коэффициент эффективности дегазации разрабатываемого пласта	
4. Коэффициент эффективности дегазации сближенных пластов	
5. Коэффициент эффективности дегазации выработанного пространства	

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА

По скважинам
(без учета газового фактора
и горно-геологических нарушений)

Наименование рассчитываемого показателя	Значение показателя по разведочным скважинам				
	I2I	I22	I23	I24	I25
I	2	3	4	5	6
Нагрузка на очистной забой (в горной массе без учета газового фактора), т/сут					
Скорость подвигания очистного забоя, м/сут					
Коэффициент машинного времени					
Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов					
Коэффициент готовности по факторам:					
отсутствие порожних вагонов на погрузочном пункте лавы					
крепление за комбайном					
Коэффициенты готовности:					
комбайна					
механизированной крепи					
участковой конвейерной линии					
погрузочного пункта					

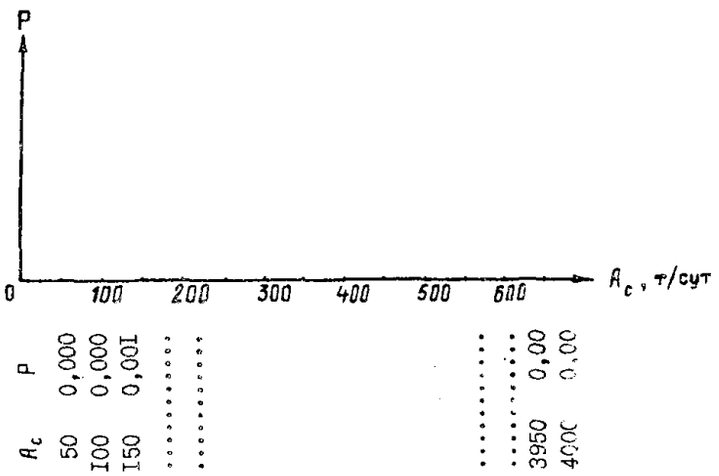
I	2	3	4	5	6
Коэффициент резерва скорости крепления					
Коэффициент резерва обнажения кровли за комбайном					
Длительность технологических перерывов, мин.					
В том числе:					
концевые операции					
зачистка лавы					
взрывные работы и проветривание					
выемка породной полосы					
прочие					
Коэффициент готовности по группе параллельных перерывов					
Коэффициент готовности:					
эталонного сопряжения					
сопряжения с транспортной выработкой					
сопряжения со средней выработкой					
сопряжения с вентиляционной выработкой					
сборных транспортных линий					
Коэффициент снижения скорости крепления, рассчитанный по устойчивости:					
почвы					
кровли					
очистного забоя					
Коэффициент увеличения скорости крепления, зависящий от схемы передвижки крепи					
Коэффициент уменьшения скорости крепления с увеличением угла падения пласта					
Коэффициент изменения устойчивости кровли, зависящий от угла встречи лавы с направлением основной трещиноватости пород					
Производительность выемочной машины, т/мин, рассчитанная:					
по мощности привода					
по тяговому усилию					
по технически допустимой скорости подачи					
по скорости передвижения машиниста					
по производительности средств доставки					
по скорости крепления					
Скорость подачи комбайна, м/мин					

По выемочному полю

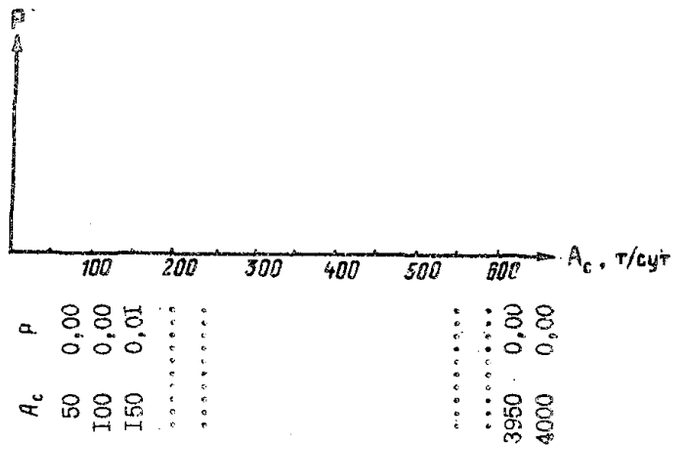
Средние величины показателей

Наименование рассчитываемого показателя	Значение показателя
Средняя нагрузка на очистной забой (в горной массе), т/сут	
без учета газового фактора	
с учетом газового фактора	
Средняя производительность выемочной машины (без учета геологической нарушенности и газового фактора), т/мин	
Коэффициент вариации нагрузки на очистной забой	
Средний коэффициент машинного времени	
Средняя производительность выемочной машины, т/мин	
Коэффициент вариации производительности выемочной машины	

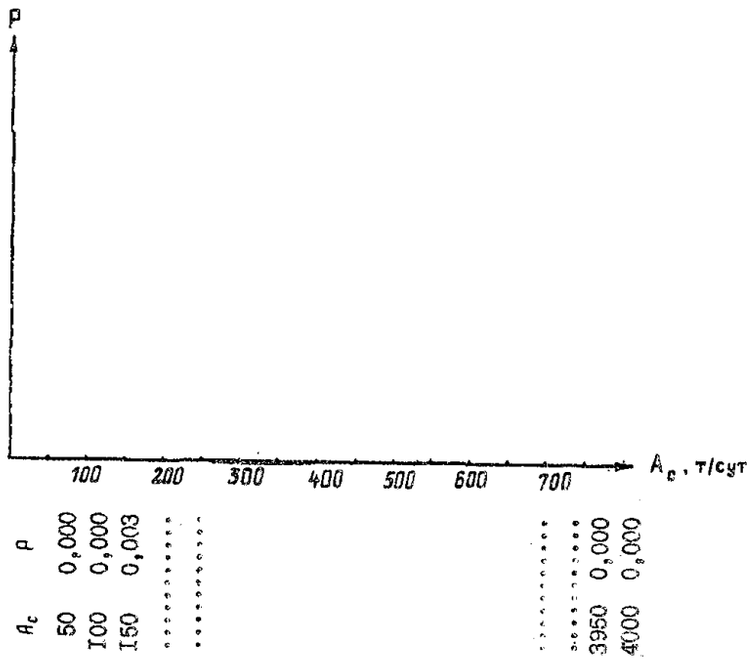
Гистограммное распределение показателей



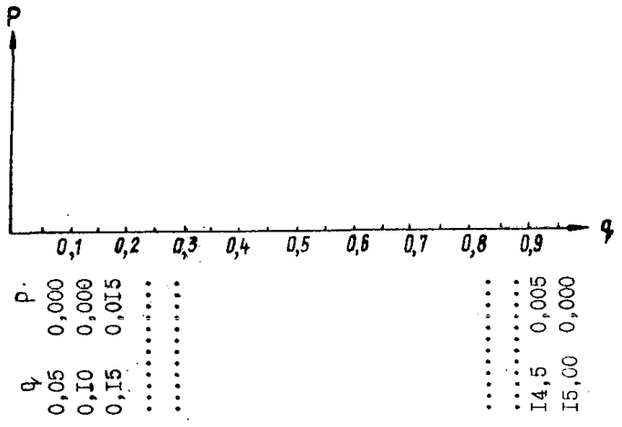
Гистограмма распределения нагрузки на очистной забой по выемочному полю (без учета газового фактора)



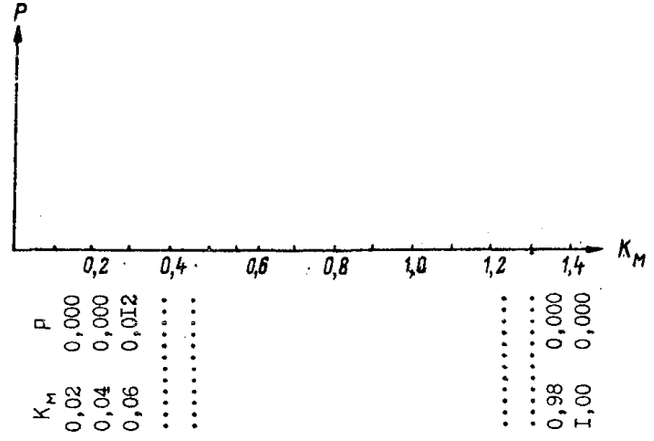
Гистограмма распределения нагрузки на очистной забой по газовому фактору



Гистограмма распределения нагрузки на очистной забой по выемочному полю с учетом газового фактора



Гистограмма распределения производительности выемочной машины по выемочному полю (без учета газового фактора и геологической нарушенности)



Гистограмма распределения коэффициента машинного времени по выемочному полю

Удельный вес факторов, сдерживающих увеличение производительности выемочной машины

Нагрузка на очистной забой, т/сут	Мощность привода комбайна, кВт	Тяговое усилие, тс	Технически допустимая скорость подачи, м/мин	Скорость передвижения машиниста, м/мин	Скорость крепления, м/мин	Производительность средств доставки, т/мин
100	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
200	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
300	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
400	0,11	0,03	0,02	0,10	0,05	0,69
500	...	...	...	...	...	...
600	...	...	...	...	...	...
700	...	...	...	...	...	...
800	...	...	...	...	...	...
900	...	...	...	...	...	...
1000	...	...	...	...	...	...
1100	...	...	...	...	...	...
1200	...	...	...	...	...	...
1300	...	...	...	...	...	...
1400	...	...	...	...	...	...
...	...	...	...	...	...	..
...	...	...	...	...	...	...
4000	...	...	...	...	...	...

Форма РНКДI-80

УТВЕРЖДАЮ:
Технический директор
ПО _____

"__"_____ I98 г.

РАСЧЕТ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ ДЛЯ ДЕЙСТВУЮЩИХ ШАХТ

И С Х О Д Н Ы Е Д А Н Н Ы Е

Наименование фактора	Значение фактора
I	2
О б щ и е с в е д е н и я	
I. Индекс пласта	
2. Выемочное поле	
3. Очистной забой	
4. Фамилия бригадира	
5. Опасность пласта по внезапным выбросам	
6. Категорийность шахты по газовому фактору	
7. Марка угля	
I. Горно-геологические факторы	
I. Бассейн	
2. Номер разведочной или технической скважины	
3. Вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослойков и присекаемых пород, м	
4. Мощность присекаемого слоя почвы пласта, м	
5. Мощность присекаемого слоя кровли пласта, м	
6. Суммарная мощность породных прослойков, м	
7. Тип кровли по обрушаемости	
8. Наименование пород непосредственной кровли	
9. Несущая способность почвы, кгс/см^2	
I0. Плотность угля в массиве, т/м^3	
II. Насыпная плотность горной массы, т/м^3	
I2. Сопротивляемость пласта резанию, кгс/см	
I3. Фактический коэффициент откима	
I4. Глубина интенсивного проявления отжима на пластах с неустойчивыми кровлями, приводящего к вывалам угля верхних пачек и обнажению пород кровли при отбойке угля комбайном одновременно на полную мощность пласта, м	
I5. Сопротивляемость резанию породного прослойка, кгс/см	
I6. То же присекаемого слоя почвы, кгс/см	
I7. То же присекаемого слоя кровли, кгс/см	
I8. Угол падения пласта, град	
I9. Угол встречи лавы с направлением основной трещиноватости пород кровли, град	
20. Обводненность пород непосредственной кровли	
2I. Водонасыщенность верхних слоев непосредственной почвы	
22. Вязкость угля	
23. Наличие в очистном забое горно-геологического нарушения	
24. Коэффициент уменьшения нагрузки из-за горно-геологического нарушения	
2. Горнотехнические показатели	
I. Тип выемочной машины	
2. Наличие полиспастной схемы подачи	
3. Тип механизированной крепи в очистном забое	
4. Условия эксплуатации выемочной машины	
5. То же механизированной крепи	
6. То же скребкового конвейера лавы	
7. Ширина захвата комбайна, м	
8. Диаметр шнека комбайна, м	
3. Технологические факторы	
I. Длина лавы, м	
2. Направление движения забоя по пласту	
3. Коэффициент, учитывающий схему передвижки механизированной крепи	
4. Площадь кровли, подлежащая затяжке, %	
5. Схема работы комбайна	
6. Вид технологии выемки	

I	2
7. Выемка пласта	
8. Мощность вынимаемой верхней пачки угля, м	
9. Выемка породных прослойков	
IO. Мощность отдельно вынимаемой породной пачки, м	
II. Длина части лавы, обрабатываемой первым комбайном, м	
I2. Номера факторов, осложняющих поддержание сопряжений очистной выработки с транспортной	
I3. То же с вентиляционной	
I4. То же со средней	
Дополнительные факторы при индивидуальном способе крепления	
I. Тип стоек	
2. Масса одной стойки, кг	
3. Расстояние между комплектами крепи, м	
4. Организационные факторы	
I. Число добычных смен в сутки	
2. Продолжительность смены, мин	
3. Организация крепления	
4. Число рабочих, занятых на передвижке крепи	
5. Суммарная продолжительность технологических перерывов, превышающих продолжительность работы выемочной машины, за период выемки одной полосы, мин	

РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА
нагрузки на очистной забой
(в горной массе)

Наименование показателя	Значение показателя
I	2
Нагрузка на очистной забой (без учета газового фактора), т/сут:	
в горной массе	
в горючей массе	
Расчетная производительность комбайна, т/мин	
Фактор, ограничивающий производительность комбайна	
Скорость подачи комбайна, м/мин	
Скорость подвигания очистного забоя, м/сут	

I	2
Производительность комбайна, рассчитанная:	
по тяговому усилию	
по мощности привода	
по производительности средств доставки	
по приемной способности участкового ленточного конвейера	
по производительности участкового ленточного конвейера	
по скорости крепления:	
теоретической (без учета устойчивости боковых пород)	
эксплуатационной с учетом устойчивости:	
кровли	
почвы	
кровли и почвы	
по скорости передвижения машиниста при управлении работой комбайна	
Сменный коэффициент машинного времени	
Коэффициент готовности по группе последовательных перерывов	
Коэффициент готовности:	
комбайна	
скребкового конвейера лавы	
средств доставки	
участкового конвейерного транспорта	
механизированной крепи	
процесса крепления	
погрузочного пункта	
Коэффициент готовности по группе параллельных перерывов	
Коэффициенты готовности сопряжения:	
эталонного	
с транспортной выработкой	
с вентиляционной выработкой	
со средней выработкой	
Коэффициенты готовности по общешахтному транспорту:	
без учета аккумулирующего бункера	
с учетом аккумулирующего бункера (указывается только при его наличии)	

Начальник ИВЦ _____

Директор шахты _____

Форма РНКДП-80

ТАБЛИЦЫ РАСЧЕТНЫХ НАГРУЗОК НА ОЧИСТНЫЕ ЗАБОИ

И С Х О Д Н Ы Е Д А Н Н Ы Е,
принятые при составлении таблиц

Наименование фактора	Значение фактора
I	2
I. Горно-геологические факторы	
Вязкость углей	Вязкие
Суммарная мощность породных прослойков, м	Без прослойков
Тип кровель по обрушаемости:	
при неустойчивых кровлях	Весьма легко обрушающиеся
при кровлях средней устойчивости	Легко обрушающиеся
при устойчивых кровлях	Средней обрушаемости
Обводненность кровли	Отсутствует
Обводненность почвы	Отсутствует
Плотность угля в массиве, т/м^3	I,3
Насыпная плотность горной массы, т/м^3	I,0
Угол встречи лавы с направлением основной трещиноватости пород, град	25
Фактический коэффициент отжима угля	Равен расчетному
Наличие геологических нарушений	Отсутствуют
Опасность пласта по выбросам	Не опасен
Ограничение нагрузки на очистной забой по газовому фактору	Отсутствует
Несущая способность почвы, кгс/см^2:	
прочной	50
средней прочности	25
слабой	7,5
Время устойчивого обнажения кровли, мин:	
неустойчивой	I0
средней устойчивости	30
устойчивой	200

I	2
II. Горнотехнические факторы	
Наличие полиспастной схемы подачи	Применяется при работе комбайнов IKШ3M, 2KШ3M, KI20, IПШ68, 2ГШ68 по простиранию при углах падения пластов свыше I2°. В остальных случаях не применяется
Условия эксплуатации:	
крепи	Средние
комбайна	Средние
скребкового конвейера	Средние
III. Технологические факторы	
Направление выемки	По простиранию
Коэффициент схемы передвижки крепи	I
Площадь кровли, подлежащая затяжке, %	0
Схема работы комбайна	Челноковая
Вид технологии выемки	Однокомбайновая
Наличие средней выработки	Нет
Наличие уступной выемки	Нет
Номера факторов, осложняющих поддержание сопряжений с выработками:	
транспортной	3, 4, 5
вентиляционной	4, 5
средней	-
IУ. Организационные факторы	
Продолжительность смены, мин	360
Число смен по добыче	3
Суммарная продолжительность технологических перерывов на цикл, мин	24
Число рабочих, занятых на креплении	2

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС "ДОНБАСС" (КРЕПЬ "ДОНБАСС", КОМБАЙН 1К-101, КОНВЕЙЕР СП64П2)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
130	0,8	100	630	630	-	550	520	-	-	-	-
		200	630	630	-	550	520	-	-	-	-
		300	580	580	-	500	-	-	-	-	-
	0,9	100	760	760	-	670	620	-	570	-	-
		200	760	760	-	670	620	-	570	-	-
		300	610	610	-	530	510	-	-	-	-
	1,0	100	900	900	-	800	720	-	680	570	-
		200	900	900	-	800	720	-	680	570	-
		300	630	630	-	550	530	-	-	-	-
	1,1	100	1050	1050	-	920	820	-	790	630	-
		200	970	970	-	850	780	-	730	620	-
		300	640	640	-	560	540	-	-	-	-
180	0,8	100	690	690	-	600	560	-	510	-	-
		200	690	690	-	600	560	-	510	-	-
		300	630	630	-	540	520	-	-	-	-
	0,9	100	840	840	-	730	670	-	620	520	-
		200	840	840	-	730	670	-	620	520	-
		300	660	660	-	570	550	-	-	-	-
	1,0	100	1010	1010	-	880	790	-	740	610	-
		200	1010	1010	-	880	790	-	740	610	-
		300	680	680	-	590	570	-	-	-	-
	1,1	100	1180	1180	-	1020	900	-	860	680	-
		200	1080	1080	-	940	850	-	800	670	-
		300	690	690	-	590	580	-	500	-	-

| ДЛИНА ОЧИСТ-НОГО ЗАБОЯ, М | МОЩ-НОСТЬ ПЛАС-ТА,М | СОПРО-ТИВЛЯ-ЕМОСТЬ ПЛАСТА КГС/СМ | КРЕПЬ «ДОНБАСС» КОМПЛЕКС «ДОНБАСС», КОМБАЙН 1К-101, КОНВЕЙЕР СП64П2 | | |

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМК-97 (КРЕПЬ МК-97, КОМБАЙН 1К-101, КОНВЕЙЕР СП64П2) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА*			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
		100	720	720	720	640	540	-	550	-	-
	0.9	200	720	720	720	640	540	-	550	-	-
		300	580	580	580	510	-	-	-	-	-
		100	850	850	850	750	630	560	650	-	-
	1.0	200	850	850	850	756	630	560	650	-	-
		300	610	610	610	550	-	-	-	-	-
		100	990	990	990	880	710	630	760	-	-
110	1.1	200	920	920	920	810	680	600	700	-	-
		300	680	680	680	560	-	-	-	-	-
		100	1320	1320	1320	1070	850	790	910	510	-
	1.2	200	930	930	930	820	700	620	710	510	-
		300	620	620	620	540	-	-	-	-	-
		100	830	830	830	730	600	520	620	-	-
	0.7	200	830	830	830	730	600	520	620	-	-
		300	660	660	660	570	-	-	-	-	-
		100	990	990	990	870	700	610	740	-	-
	1.0	200	990	990	990	870	700	610	740	-	-
		300	680	680	680	590	520	-	-	-	-
		100	1160	1160	1160	1020	800	700	860	500	-
170	1.1	200	1070	1070	1070	930	740	660	790	500	-
		300	690	690	690	590	530	-	500	-	-
		100	1620	1620	1540	1270	1000	890	1050	550	-
	1.2	200	1070	1070	1070	930	780	680	800	550	-
		300	680	680	680	590	530	-	-	-	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15.

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМК-97 (КРЕПЬ МК-97, КОМБАЙН 1К-101, КОНВЕЙЕР СП64П2)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
110	-	100	720	720	720	640	540	-	550	-	-
	0,9	200	720	720	720	640	540	-	550	-	-
		300	580	580	580	510	-	-	-	-	-
	1,0	100	850	850	850	750	630	560	650	-	-
		200	850	850	850	750	630	560	650	-	-
		300	610	610	610	530	-	-	-	-	-
	1,1	100	990	990	990	880	710	630	760	-	-
		200	920	920	920	810	680	600	700	-	-
		300	820	820	820	540	-	-	-	-	-
	1,2	100	1320	1320	1320	1070	880	790	910	510	-
		200	930	930	930	820	700	620	710	510	-
		300	620	620	620	540	-	-	-	-	-
170	-	100	830	830	830	730	600	520	620	-	-
	0,9	200	830	830	830	730	600	520	620	-	-
		300	660	660	660	570	-	-	-	-	-
	1,0	100	990	990	990	870	700	610	740	-	-
		200	990	990	990	870	700	610	740	-	-
		300	680	680	680	590	520	-	-	-	-
	1,1	100	1160	1160	1160	1020	800	700	860	500	-
		200	1070	1070	1070	930	760	660	790	500	-
		300	690	690	690	590	530	-	500	-	-
	1,2	100	1620	1620	1540	1270	1000	890	1050	550	-
		200	1070	1070	1070	930	780	680	800	550	-
		300	680	680	680	590	530	-	-	-	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМК-97 (КРЕПЬ МК-97, КОМБАЙН МК-67, КОНВЕЙЕР СП64П2)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
150	0,9	100	780	780	780	690	570	500	590	-	-
		200	780	780	780	690	570	500	590	-	-
		300	780	780	780	690	570	500	590	-	-
	1,0	100	930	930	930	820	670	590	700	-	-
		200	930	930	930	820	670	590	700	-	-
		300	930	930	930	820	670	590	700	-	-
	1,1	100	1090	1090	1090	960	770	680	820	-	-
		200	1090	1090	1090	960	770	680	820	-	-
		300	1090	1090	1090	960	770	680	820	-	-
	1,2	100	1500	1500	1300	1190	960	850	1000	530	-
		200	1500	1500	1500	1190	960	850	1000	530	-
		300	1190	1190	1190	1040	840	740	890	530	-
210	0,9	100	860	860	860	750	610	530	630	-	-
		200	860	860	860	750	610	530	630	-	-
		300	860	860	860	750	610	530	630	-	-
	1,0	100	1030	1030	1030	890	720	630	760	-	-
		200	1030	1030	1030	890	720	630	760	-	-
		300	1030	1030	1030	890	720	630	760	-	-
	1,1	100	1210	1210	1210	1050	820	720	890	510	-
		200	1210	1210	1210	1050	820	720	890	510	-
		300	1210	1210	1210	1050	820	720	890	510	-
	1,2	100	1720	1720	1540	1330	1040	920	1090	560	-
		200	1720	1720	1540	1330	1040	920	1090	560	-
		300	1320	1320	1320	1150	900	790	970	560	-

Угол падения пласта 15

Длина очистного забоя, м	Мощность пласта, м	Сопротивляемость пласта резанию, кгс/см	Комплекс КМК-97 (крепь МК-97, комбайн МК-67, конвейер СП64П2) кровля								
			устойчивая			среднеустойчивости			неустойчивая		
			почва			почва			почва		
			прочная	средняя	слабая	прочная	средняя	слабая	прочная	средняя	слабая
150	0,9	100	780	780	780	690	570	500	590	-	-
		200	780	780	780	690	570	500	590	-	-
		300	780	780	780	690	570	500	590	-	-
	1,0	100	930	930	930	820	670	590	700	-	-
		200	930	930	930	820	670	590	700	-	-
		300	930	930	930	820	670	590	700	-	-
	1,1	100	1090	1090	1090	960	770	680	820	-	-
		200	1090	1090	1090	960	770	680	820	-	-
		300	1090	1090	1090	960	770	680	820	-	-
	1,2	100	1500	1500	1500	1190	960	850	1000	530	-
		200	1500	1500	1500	1190	960	850	1000	530	-
		300	1190	1190	1190	1040	840	740	890	530	-
210	0,9	100	860	860	860	750	610	530	630	-	-
		200	860	860	860	750	610	530	630	-	-
		300	860	860	860	750	610	530	630	-	-
	1,0	100	1030	1030	1030	890	720	630	760	-	-
		200	1030	1030	1030	890	720	630	760	-	-
		300	1030	1030	1030	890	720	630	760	-	-
	1,1	100	1210	1210	1210	1050	820	720	890	510	-
		200	1210	1210	1210	1050	820	720	890	510	-
		300	1210	1210	1210	1050	820	720	890	510	-
	1,2	100	1720	1720	1540	1330	1040	920	1090	560	-
		200	1720	1720	1540	1330	1040	920	1090	560	-
		300	1320	1320	1320	1150	900	790	970	560	-

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-87Э (КРЕПЬ М-87Э, КОМБАЙН 1ГШ-68, КОНВЕЙЕР СП-87П)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
80	1,2	100	960	960	-	810	630	-	710	-	-
		200	960	960	-	810	630	-	710	-	-
		300	960	960	-	810	630	-	710	-	-
	1,5	100	1480	1480	-	1420	860	-	880	-	-
		200	1470	1470	-	1420	860	-	880	-	-
		300	1340	1340	-	1070	830	-	880	-	-
	1,7	100	1680	1680	-	1270	980	-	1000	-	-
		200	1660	1660	-	1260	970	-	1000	-	-
		300	1510	1510	-	1210	940	-	1000	-	-
	1,9	100	1880	1880	-	1420	1090	-	1120	520	-
		200	1840	1840	-	1410	1090	-	1120	520	-
		300	1660	1660	-	1340	1040	-	1120	520	-
200	1,2	100	1470	1370	-	1450	810	-	960	-	-
		200	1470	1370	-	1450	810	-	960	-	-
		300	1470	1370	-	1450	810	-	960	-	-
	1,5	100	2560	1720	-	1640	1140	-	1200	-	-
		200	2520	1720	-	1640	1140	-	1200	-	-
		300	2150	1720	-	1540	1080	-	1200	-	-
	1,7	100	2900	1950	-	1860	1300	-	1360	530	-
		200	2830	1950	-	1850	1290	-	1360	530	-
		300	2440	1950	-	1740	1230	-	1360	530	-
	1,9	100	3240	2180	-	2080	1450	-	1520	600	-
		200	3140	2180	-	2060	1430	-	1520	600	-
		300	2640	2180	-	1920	1350	-	1520	600	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15.

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-87Э (КРЕПЬ М-87Э, КОМБАЙН 1ГШ-68, КОНВЕЙЕР СП-87П) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
80	1,2	100	960	960	-	810	630	-	710	-	-
		200	960	960	-	810	630	-	710	-	-
		300	960	960	-	810	630	-	710	-	-
	1,5	100	1480	1480	-	1420	860	-	880	-	-
		200	1470	1470	-	1420	860	-	880	-	-
		300	1340	1340	-	1070	830	-	880	-	-
	1,7	100	1680	1680	-	1270	980	-	1000	-	-
		200	1660	1660	-	1260	970	-	1000	-	-
		300	1510	1510	-	1210	940	-	1000	-	-
	1,9	100	1880	1880	-	1420	1090	-	1120	520	-
		200	1840	1840	-	1410	1090	-	1120	520	-
		300	1660	1660	-	1340	1040	-	1120	520	-
200	1,2	100	1470	1370	-	1450	810	-	960	-	-
		200	1470	1370	-	1450	810	-	960	-	-
		300	1470	1370	-	1450	810	-	960	-	-
	1,5	100	2560	1720	-	1640	1140	-	1200	-	-
		200	2520	1720	-	1640	1140	-	1200	-	-
		300	2150	1720	-	1540	1080	-	1200	-	-
	1,7	100	2900	1950	-	1860	1300	-	1360	530	-
		200	2830	1950	-	1850	1290	-	1360	530	-
		300	2440	1950	-	1740	1230	-	1360	530	-
	1,9	100	3240	2180	-	2080	1450	-	1520	600	-
		200	3140	2180	-	2060	1430	-	1520	600	-
		300	2640	2180	-	1920	1350	-	1520	600	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-87Э (КРЕПЬ М-87Э, КОМБАЙН 2К-52М, КОНВЕЙЕР СП-87П)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
140	1,2	100	1180	1180	-	960	710	-	820	-	-
		200	1180	1180	-	960	710	-	820	-	-
		300	1180	1180	-	960	710	-	820	-	-
	1,4	100	1720	1600	-	1240	920	-	950	-	-
		200	1530	1530	-	1480	870	-	950	-	-
		300	1270	1270	-	1080	800	-	940	-	-
	1,5	100	1840	1720	-	1330	980	-	1020	-	-
		200	1590	1590	-	1240	920	-	1020	-	-
		300	1300	1300	-	1430	830	-	970	-	-
	1,7	100	2090	1950	-	1510	1110	-	1160	-	-
		200	1670	1670	-	1360	1010	-	1160	-	-
		300	1290	1290	-	1440	860	-	980	-	-
200	1,2	100	1370	1370	-	1080	780	-	910	-	-
		200	1370	1370	-	1080	780	-	910	-	-
		300	1370	1370	-	1080	780	-	910	-	-
	1,4	100	2090	1600	-	1420	1010	-	1060	-	-
		200	1810	1600	-	1340	960	-	1060	-	-
		300	1470	1470	-	1220	870	-	1050	-	-
	1,5	100	2240	1720	-	1520	1080	-	1140	-	-
		200	1870	1720	-	1410	1010	-	1140	-	-
		300	1480	1480	-	1270	900	-	1080	-	-
	1,7	100	2540	1950	-	1730	1230	-	1290	520	-
		200	1940	1940	-	1540	1100	-	1290	520	-
		300	1450	1450	-	1270	930	-	1080	520	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-87Э (КРЕПЬ М-87Э, КОМБАЙН 2К-52М, КОНВЕЙЕР СП-87П)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
		100	1180	1180	-	960	710	-	820	-	-
	1.2	200	1180	1180	-	960	710	-	820	-	-
		300	1180	1180	-	960	710	-	820	-	-
		100	1720	1600	-	1240	920	-	950	-	-
	1.4	200	1530	1530	-	1480	870	-	950	-	-
		300	1270	1270	-	1080	800	-	940	-	-
		100	1840	1720	-	1830	980	-	1020	-	-
140	1.5	200	1590	1590	-	1240	920	-	1020	-	-
		300	1300	1300	-	1430	830	-	970	-	-
		100	2090	1950	-	1510	1110	-	1160	-	-
	1.7	200	1670	1670	-	1360	1010	-	1160	-	-
		300	1290	1290	-	1440	860	-	980	-	-
		100	1370	1370	-	1080	780	-	910	-	-
	1.2	200	1370	1370	-	1080	780	-	910	-	-
		300	1370	1370	-	1080	780	-	910	-	-
		100	2090	1600	-	1420	1010	-	1060	-	-
	1.4	200	1910	1600	-	1340	960	-	1060	-	-
		300	1470	1470	-	1220	870	-	1050	-	-
		100	2240	1720	-	1520	1080	-	1140	-	-
200	1.5	200	1870	1720	-	1410	1010	-	1140	-	-
		300	1480	1480	-	1270	900	-	1080	-	-
		100	2540	1950	-	1730	1230	-	1290	520	-
	1.7	200	1940	1940	-	1540	1100	-	1290	520	-
		300	1450	1450	-	1270	930	-	1080	520	-

Угол падения пласта 0

Длина очистного забоя, м	Мощность пласта, м	Сопротивляемость пласта резанию, кгс/см	Комплекс КМ-87П (крепь М-87П, комбайн 1ГШ-68, конвейер СП-87П) кровля								
			устойчивая			среднеустойчивость			неустойчивая		
			почва			почва			почва		
			прочная	средняя	слабая	прочная	средняя	слабая	прочная	средняя	слабая
140	1,2	100	1280	1280	-	1030	890	-	870	600	-
		200	1280	1280	-	1030	890	-	870	600	-
		300	1280	1280	-	1030	890	-	870	600	-
	1,5	100	2120	2120	-	1450	1240	-	1090	740	-
		200	2100	2100	-	1450	1230	-	1090	740	-
		300	1840	1840	-	1370	1170	-	1090	740	-
	1,7	100	2400	2400	-	1650	1400	-	1230	840	-
		200	2360	2360	-	1630	1390	-	1230	840	-
		300	2080	2080	-	1550	1330	-	1230	840	-
	1,9	100	2690	2690	-	1840	1570	-	1380	940	-
		200	2620	2620	-	1820	1560	-	1380	940	-
		300	2260	2260	-	1710	1470	-	1380	940	-
200	1,2	100	1470	1470	-	1450	980	-	960	640	-
		200	1470	1470	-	1450	980	-	960	640	-
		300	1470	1470	-	1450	980	-	960	640	-
	1,5	100	2560	2340	-	1650	1380	-	1200	790	-
		200	2520	2340	-	1640	1370	-	1200	790	-
		300	2160	2160	-	1540	1300	-	1200	790	-
	1,7	100	2900	2650	-	1870	1560	-	1360	900	-
		200	2840	2650	-	1850	1550	-	1360	900	-
		300	2450	2450	-	1740	1470	-	1360	900	-
	1,9	100	3250	2970	-	2090	1740	-	1520	1010	-
		200	3150	2970	-	2060	1730	-	1520	1010	-
		300	2650	2650	-	1920	1630	-	1520	1010	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-87П (КРЕПЬ М-87П, КОМБАЙН 1ГШ-68, КОНВЕЙЕР СП-87П)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
140	1,2	100	1280	1280	-	1030	890	-	870	600	-
		200	1280	1280	-	1030	890	-	870	600	-
		300	1280	1280	-	1030	890	-	870	600	-
	1,5	100	2120	2120	-	1450	1240	-	1090	740	-
		200	2100	2100	-	1450	1230	-	1090	740	-
		300	1840	1840	-	1370	1170	-	1090	740	-
	1,7	100	2400	2400	-	1650	1400	-	1230	840	-
		200	2360	2360	-	1630	1390	-	1230	840	-
		300	2080	2080	-	1550	1330	-	1230	840	-
	1,9	100	2690	2690	-	1840	1570	-	1380	940	-
		200	2620	2620	-	1820	1560	-	1380	940	-
		300	2260	2260	-	1710	1470	-	1380	940	-
200	1,2	100	1470	1470	-	1450	980	-	960	640	-
		200	1470	1470	-	1450	980	-	960	640	-
		300	1470	1470	-	1450	980	-	960	640	-
	1,5	100	2560	2340	-	1650	1380	-	1200	790	-
		200	2520	2340	-	1640	1370	-	1200	790	-
		300	2160	2160	-	1540	1300	-	1200	790	-
	1,7	100	2900	2650	-	1870	1560	-	1360	900	-
		200	2840	2650	-	1850	1550	-	1360	900	-
		300	2450	2450	-	1740	1470	-	1360	900	-
	1,9	100	3250	2970	-	2090	1740	-	1520	1010	-
		200	3150	2970	-	2060	1730	-	1520	1010	-
		300	2650	2650	-	1920	1630	-	1520	1010	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА °

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-87П (КРЕПЬ М-87П, КОМБАЙН 2К-52М, КОНВЕЙЕР СП-87П)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
140	1.2	100	1180	1180	-	960	840	-	820	570	-
		200	1180	1180	-	960	840	-	820	570	-
		300	1180	1180	-	960	840	-	820	570	-
	1.4	100	1720	1720	-	1240	1070	-	960	670	-
		200	1530	1530	-	1480	1020	-	960	670	-
		300	1280	1280	-	1080	940	-	950	670	-
	1.5	100	1850	1850	-	1330	1150	-	1020	710	-
		200	1590	1590	-	1240	1080	-	1020	710	-
		300	1300	1300	-	1440	1030	-	980	810	-
	1.7	100	2090	2090	-	1510	1300	-	1160	810	-
		200	1670	1670	-	1360	1190	-	1160	810	-
		300	1300	1300	-	1440	1030	-	980	810	-
200	1.2	100	1370	1370	-	1090	930	-	910	610	-
		200	1370	1370	-	1090	930	-	910	610	-
		300	1370	1370	-	1090	930	-	910	610	-
	1.4	100	2090	2090	-	1420	1210	-	1070	720	-
		200	1820	1820	-	1340	1140	-	1070	720	-
		300	1470	1470	-	1220	1040	-	1050	720	-
	1.5	100	2240	2240	-	1530	1290	-	1140	770	-
		200	1870	1870	-	1410	1210	-	1140	770	-
		300	1490	1490	-	1270	1090	-	1080	770	-
	1.7	100	2540	2540	-	1730	1460	-	1300	870	-
		200	1940	1940	-	1540	1320	-	1300	870	-
		300	1460	1460	-	1270	1130	-	1080	870	-

Угол падения пласта 15

Длина очистного забоя, м	Мощность пласта, м	Сопротивляемость пласта резанию, кгс/см	Комплекс КМ-87П (крепь М-87П, комбайн 2К-52М, конвейер СП-87П)								
			кровля								
			устойчивая			среднеустойчивая			неустойчивая		
			почва			почва			почва		
			прочная	средняя	слабая	прочная	средняя	слабая	прочная	средняя	слабая
140	1.2	100	1180	1180	-	960	840	-	820	570	-
		200	1180	1180	-	960	840	-	820	570	-
		300	1180	1180	-	960	840	-	820	570	-
	1.4	100	1720	1720	-	1240	1070	-	960	670	-
		200	1530	1530	-	1480	1020	-	960	670	-
		300	1280	1280	-	1080	940	-	950	670	-
	1.5	100	1850	1850	-	1330	1150	-	1020	710	-
		200	1590	1590	-	1240	1080	-	1020	710	-
		300	1300	1300	-	1430	980	-	970	710	-
	1.7	100	2090	2090	-	1510	1300	-	1160	810	-
		200	1670	1670	-	1360	1190	-	1160	810	-
		300	1300	1300	-	1440	1030	-	980	810	-
200	1.2	100	1370	1370	-	1090	930	-	910	610	-
		200	1370	1370	-	1090	930	-	910	610	-
		300	1370	1370	-	1090	930	-	910	610	-
	1.4	100	2090	2090	-	1420	1210	-	1070	720	-
		200	1820	1820	-	1340	1140	-	1070	720	-
		300	1470	1470	-	1220	1040	-	1050	720	-
	1.5	100	2240	2240	-	1530	1290	-	1140	770	-
		200	1870	1870	-	1410	1210	-	1140	770	-
		300	1490	1490	-	1270	1090	-	1080	770	-
	1.7	100	2540	2540	-	1730	1460	-	1300	870	-
		200	1940	1940	-	1540	1320	-	1300	870	-
		300	1460	1460	-	1270	1130	-	1080	870	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-87ДН (КРЕПЬ М-87ДН, КОМБАЙН 1ГШ-68, КОНВЕЙЕР СП М-87ДН) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
100	1,2	100	1060	1060	-	880	670	-	760	-	-
		200	1060	1060	-	880	670	-	760	-	-
		300	1060	1060	-	880	670	-	760	-	-
	1,5	100	1690	1680	-	1240	930	-	950	-	-
		200	1670	1670	-	1230	930	-	950	-	-
		300	1490	1490	-	1470	890	-	950	-	-
	1,7	100	1920	1910	-	1400	1050	-	1070	-	-
		200	1890	1890	-	1390	1050	-	1070	-	-
		300	1690	1690	-	1320	1000	-	1070	-	-
	1,9	100	2140	2130	-	1570	1180	-	1200	540	-
		200	2100	2100	-	1550	1170	-	1200	540	-
		300	1850	1850	-	1460	1110	-	1200	540	-
220	1,2	100	1460	1350	-	1440	810	-	950	-	-
		200	1460	1350	-	1440	810	-	950	-	-
		300	1460	1350	-	1440	810	-	950	-	-
	1,5	100	2600	1660	-	1660	1150	-	1190	-	-
		200	2560	1680	-	1650	1150	-	1190	-	-
		300	2160	1680	-	1540	1080	-	1190	-	-
	1,7	100	2940	1910	-	1880	1300	-	1350	530	-
		200	2870	1910	-	1860	1290	-	1350	530	-
		300	2450	1910	-	1750	1230	-	1350	530	-
	1,9	100	3290	2130	-	2400	1460	-	1510	590	-
		200	3180	2130	-	2080	1440	-	1510	590	-
		300	2650	2130	-	1920	1360	-	1510	590	-

Угол падения пласта 15

Длина очистного забоя, м	Мощность пласта, м	Сопротивляемость пласта резанию, кгс/см	Комплекс КМ-87дН (крепь М-87дН, комбайн 1ГШ-68, конвейер СПМ-87дН)								
			кровля								
			устойчивая			средней устойчивости			неустойчивая		
			почва			почва			почва		
			прочная	средняя	слабая	прочная	средняя	слабая	прочная	средняя	слабая
100	1,2	100	1060	1060	-	880	670	-	760	-	-
		200	1060	1060	-	880	670	-	760	-	-
		300	1060	1060	-	880	670	-	760	-	-
	1,5	100	1690	1680	-	1240	930	-	950	-	-
		200	1670	1670	-	1230	930	-	950	-	-
		300	1490	1490	-	1470	890	-	950	-	-
	1,7	100	1920	1910	-	1400	1050	-	1070	-	-
		200	1890	1890	-	1390	1050	-	1070	-	-
		300	1690	1690	-	1320	1000	-	1070	-	-
	1,9	100	2140	2130	-	1570	1180	-	1200	540	-
		200	2100	2100	-	1550	1170	-	1200	540	-
		300	1850	1850	-	1460	1110	-	1200	540	-
220	1,2	100	1460	1350	-	1440	810	-	950	-	-
		200	1460	1350	-	1440	810	-	950	-	-
		300	1460	1350	-	1440	810	-	950	-	-
	1,5	100	2600	1660	-	1660	1150	-	1190	-	-
		200	2560	1680	-	1650	1150	-	1190	-	-
		300	2160	1680	-	1540	1080	-	1190	-	-
	1,7	100	2940	1910	-	1880	1300	-	1350	530	-
		200	2870	1910	-	1860	1290	-	1350	530	-
		300	2450	1910	-	1750	1230	-	1350	530	-
	1,9	100	3290	2130	-	2400	1460	-	1510	590	-
		200	3180	2130	-	2080	1440	-	1510	590	-
		300	2650	2130	-	1920	1360	-	1510	590	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-87ДН (КРЕПЬ М-87ДН, КОМБАЙН 2К-52М, КОНВЕЙЕР СПМ-87ДН)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
140	1,2	100	1140	1140	-	940	700	-	800	-	-
		200	1140	1140	-	940	700	-	800	-	-
		300	1140	1140	-	940	700	-	800	-	-
	1,4	100	1680	1570	-	1220	900	-	930	-	-
		200	1490	1490	-	1450	860	-	930	-	-
		300	1240	1240	-	1050	780	-	920	-	-
	1,5	100	1800	1680	-	1310	970	-	1000	-	-
		200	1540	1540	-	1220	910	-	1000	-	-
		300	1260	1260	-	1090	810	-	950	-	-
	1,7	100	2040	1910	-	1480	1100	-	1130	-	-
		200	1620	1620	-	1330	990	-	1130	-	-
		300	1250	1250	-	1400	840	-	950	-	-
200	1,2	100	1320	1320	-	1060	760	-	890	-	-
		200	1320	1320	-	1060	760	-	890	-	-
		300	1320	1320	-	1060	760	-	890	-	-
	1,4	100	2030	1570	-	1400	1000	-	1040	-	-
		200	1760	1570	-	1310	950	-	1040	-	-
		300	1420	1420	-	1480	850	-	1020	-	-
	1,5	100	2180	1680	-	1500	1070	-	1110	-	-
		200	1810	1680	-	1380	1000	-	1110	-	-
		300	1430	1430	-	1230	880	-	1050	-	-
	1,7	100	2470	1910	-	1690	1210	-	1260	510	-
		200	1880	1880	-	1600	1080	-	1260	510	-
		300	1400	1400	-	1220	910	-	1040	510	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-87ДН (КРЕПЬ М-87ДН, КОМБАЙН 2К-52М, КОНВЕЙЕР СПМ-87ДН) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
140	1,2	100	1140	1140	-	940	700	-	800	-	-
		200	1140	1140	-	940	700	-	800	-	-
		300	1140	1140	-	940	700	-	800	-	-
	1,4	100	1680	1570	-	1220	900	-	930	-	-
		200	1490	1490	-	1450	860	-	930	-	-
		300	1240	1240	-	1050	780	-	920	-	-
	1,5	100	1800	1680	-	1310	970	-	1000	-	-
		200	1540	1540	-	1220	910	-	1000	-	-
		300	1260	1260	-	1090	810	-	950	-	-
	1,7	100	2040	1910	-	1480	1100	-	1130	-	-
		200	1620	1620	-	1330	990	-	1130	-	-
		300	1250	1250	-	1400	840	-	950	-	-
200	1,2	100	1320	1320	-	1060	760	-	890	-	-
		200	1320	1320	-	1060	760	-	890	-	-
		300	1320	1320	-	1060	760	-	890	-	-
	1,4	100	2030	1570	-	1400	1000	-	1040	-	-
		200	1760	1570	-	1310	950	-	1040	-	-
		300	1420	1420	-	1480	850	-	1020	-	-
	1,5	100	2180	1680	-	1500	1070	-	1110	-	-
		200	1810	1680	-	1380	1000	-	1110	-	-
		300	1430	1430	-	1230	880	-	1050	-	-
	1,7	100	2470	1910	-	1690	1210	-	1260	510	-
		200	1880	1880	-	1500	1080	-	1260	510	-
		300	1400	1400	-	1220	910	-	1040	510	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА,М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС 1МКМ (КРЕПЬ 1МКМ, КОМБАЙН КШ-1КГ, КОНВЕЙЕР СУ-2МКМ) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1.5	100	1590	1590	1590	1120	1100	890	830	810	-
		200	890	890	890	780	780	650	680	670	-
		300	520	520	520	-	-	-	-	-	-
	1.6	100	1700	1700	1700	1190	1180	950	890	870	-
		200	930	930	930	820	820	690	710	700	-
		300	540	540	540	-	-	-	-	-	-
	1.7	100	1800	1800	1800	1270	1250	1010	950	920	510
		200	960	960	960	850	850	720	730	730	510
		300	560	560	560	-	-	-	-	-	-
	1.9	100	2020	2020	2020	1410	1400	1130	1060	1030	570
		200	1030	1030	1030	918	910	770	780	780	560
		300	600	600	600	510	510	-	-	-	-
200	1.5	100	2670	2600	1630	1610	1580	1190	1100	1070	520
		200	1180	1180	1180	1010	1010	800	850	840	520
		300	610	610	610	520	520	-	-	-	-
	1.6	100	2850	2770	1740	1720	1690	1260	1170	1140	550
		200	1220	1220	1220	1050	1050	840	880	870	550
		300	630	630	630	540	540	-	-	-	-
	1.7	100	3030	2940	1850	1820	1800	1340	1250	1210	590
		200	1260	1260	1260	1090	1090	870	910	910	590
		300	650	650	650	560	560	-	-	-	-
	1.9	100	3390	3290	2060	2040	2010	1500	1390	1350	660
		200	1330	1330	1330	1140	1140	930	960	960	640
		300	690	690	690	590	590	530	-	-	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС (КРЕПЬ 1МКМ, КОМБАЙН КШ-1КГ, КОНВЕЙЕР СУ-2МКМ)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1,5	100	1590	1590	1590	1120	1100	890	830	810	-
		200	890	890	890	780	780	650	680	670	-
		300	520	520	520	-	-	-	-	-	-
	1,6	100	1700	1700	1700	1190	1180	950	890	870	-
		200	930	930	930	820	820	690	710	700	-
		300	540	540	540	-	-	-	-	-	-
	1,7	100	1800	1800	1800	1270	1250	1010	950	920	510
		200	960	960	960	850	850	720	730	730	510
		300	560	560	560	-	-	-	-	-	-
	1,9	100	2020	2020	2020	1410	1400	1130	1060	1030	570
		200	1030	1030	1030	910	910	770	780	780	560
		300	600	600	600	510	510	-	-	-	-
200	1,5	100	2670	2600	1630	1610	1580	1190	1100	1070	520
		200	1180	1180	1180	1010	1010	800	850	840	520
		300	610	610	610	520	520	-	-	-	-
	1,6	100	2850	2770	1740	1720	1690	1260	1170	1140	550
		200	1220	1220	1220	1050	1050	840	880	870	550
		300	630	630	630	540	540	-	-	-	-
	1,7	100	3030	2940	1850	1820	1800	1340	1250	1210	590
		200	1260	1260	1260	1090	1090	870	910	910	590
		300	650	650	650	560	560	-	-	-	-
	1,9	100	3390	3290	2060	2040	2010	1500	1390	1350	660
		200	1330	1330	1330	1140	1140	930	960	960	640
		300	690	690	690	590	590	530	-	-	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА,М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КРЕПЬ 1МКМ ,КОМБАЙН 2ГШ-68 ,КОНВЕЙЕР СУ-2МКМ) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1,5	100	1500	1500	1500	1030	1020	840	750	730	-
		200	1480	1480	1480	1030	1020	840	750	730	-
		300	1410	1410	1410	1010	1000	820	750	730	-
	1,6	100	1600	1600	1600	1100	1090	900	800	780	-
		200	1580	1580	1580	1100	1090	890	800	780	-
		300	1490	1490	1490	1070	1060	880	800	780	-
	1,7	100	1700	1700	1700	1170	1160	950	850	830	-
		200	1670	1670	1670	1160	1150	950	850	830	-
		300	1570	1570	1570	1130	1120	930	850	830	-
	1,9	100	1900	1900	1900	1310	1300	1070	950	930	540
		200	1860	1860	1860	1300	1290	1060	950	930	540
		300	1720	1720	1720	1260	1240	1030	950	930	540
170	1,5	100	2670	2600	1630	1540	1520	1150	990	970	-
		200	2670	2600	1630	1530	1510	1140	990	970	-
		300	2550	2550	1630	1480	1460	1110	990	970	-
	1,6	100	2850	2770	1740	1640	1620	1220	1060	1030	530
		200	2850	2770	1740	1630	1600	1220	1060	1030	530
		300	2680	2680	1740	1570	1550	1180	1060	1030	530
	1,7	100	3030	2940	1850	1750	1720	1300	1130	1100	560
		200	3030	2940	1850	1730	1700	1290	1130	1100	560
		300	2810	2810	1850	1660	1640	1250	1130	1100	560
	1,9	100	3390	3290	2060	1950	1920	1450	1260	1220	620
		200	3390	3290	2060	1920	1890	1440	1260	1220	620
		300	3040	3040	2060	1830	1810	1390	1260	1220	620

Угол падения пласта 15.

Длина очистного забоя, м	Мощность пласта, м	Сопротивляемость пласта резанию, кгс/см	Комплекс 1МКМ (крепь 1МКМ, комбайн 2ГШ-68, конвейер СУ-2МКМ) кровля								
			устойчивая			среднеустойчивости			неустойчивая		
			почва			почва			почва		
			прочная	средняя	слабая	прочная	средняя	слабая	прочная	средняя	слабая
70	1,5	100	1500	1500	1500	1030	1020	840	750	730	-
		200	1480	1480	1480	1030	1020	840	750	730	-
		300	1410	1410	1410	1010	1000	820	750	730	-
	1,6	100	1600	1600	1600	1100	1090	900	800	780	-
		200	1580	1580	1580	1100	1090	890	800	780	-
		300	1490	1490	1490	1070	1060	880	800	780	-
	1,7	100	1700	1700	1700	1170	1160	950	850	830	-
		200	1670	1670	1670	1160	1150	950	850	830	-
		300	1570	1570	1570	1130	1120	930	850	830	-
	1,9	100	1900	1900	1900	1310	1300	1070	950	930	540
		200	1860	1860	1860	1300	1290	1060	950	930	540
		300	1720	1720	1720	1260	1240	1030	950	930	540
170	1,5	100	2670	2600	1630	1540	1520	1150	990	970	-
		200	2670	2600	1630	1530	1510	1140	990	970	-
		300	2550	2550	1630	1480	1460	1110	990	970	-
	1,6	100	2850	2770	1740	1640	1620	1220	1060	1030	530
		200	2850	2770	1740	1630	1600	1220	1060	1030	530
		300	2680	2680	1740	1570	1550	1180	1060	1030	530
	1,7	100	3030	2940	1850	1750	1720	1300	1130	1100	560
		200	3030	2940	1850	1730	1700	1290	1130	1100	560
		300	2810	2810	1850	1660	1640	1250	1130	1100	560
	1,9	100	3390	3290	2060	1950	1920	1450	1260	1220	620
		200	3390	3290	2060	1920	1890	1440	1260	1220	620
		300	3040	3040	2060	1830	1810	1390	1260	1220	620

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА,М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС 2МКЭ (КРЕПЬ 2МКЭ, КОМБАЙН КШ-1КГ, КОНВЕЙЕР СУ-2МКМ)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1,6	100	1700	1700	1700	1190	1180	1040	890	880	630
		200	930	930	930	820	820	750	710	700	590
		300	540	540	540	-	-	-	-	-	-
	1,8	100	1910	1910	1910	1340	1330	1170	1000	990	700
		200	1000	1000	1000	880	880	820	760	760	630
		300	580	580	580	500	500	-	-	-	-
	2,0	100	2130	2130	2130	1490	1480	1300	1110	1100	780
		200	1060	1060	1060	930	930	870	800	800	670
		300	610	610	610	530	530	520	-	-	-
	2,2	100	2340	2340	2340	1630	1630	1430	1220	1210	860
		200	1110	1110	1110	970	970	920	830	830	700
		300	630	630	630	550	550	540	-	-	-
200	1,6	100	2850	2810	2070	1710	1700	1410	1170	1150	730
		200	1230	1230	1230	1060	1060	940	890	880	700
		300	640	640	640	540	540	530	-	-	-
	1,8	100	3200	3160	2330	1920	1910	1590	1310	1300	850
		200	1300	1300	1300	1120	1120	1010	940	940	750
		300	680	680	680	580	580	560	-	-	-
	2,0	100	3560	3510	2590	2140	2120	1770	1460	1440	940
		200	1360	1360	1360	1170	1170	1070	990	980	790
		300	700	700	700	600	600	590	510	510	-
	2,2	100	3910	3860	2850	2350	2330	1940	1610	1580	1030
		200	1400	1400	1400	1200	1200	1120	1010	1010	810
		300	720	720	720	620	620	600	520	520	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА,М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС 2МКЭ (КРЕПЬ 2МКЭ, КОМБАЙН К Ш-1КГ, КОНВЕЙЕР СУ-2МКМ)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1,6	100	1700	1700	1700	1190	1180	1040	890	880	630
		200	930	930	930	820	820	750	710	700	590
		300	540	540	540	-	-	-	-	-	-
	1,8	100	1910	1910	1910	1340	1330	1170	1000	990	700
		200	1000	1000	1000	880	880	820	760	760	630
		300	580	580	580	500	500	-	-	-	-
	2,0	100	2130	2130	2130	1490	1480	1300	1110	1100	780
		200	1060	1060	1060	930	930	870	800	800	670
		300	610	610	610	530	530	520	-	-	-
	2,2	100	2340	2340	2340	1630	1630	1430	1220	1210	860
		200	1110	1110	1110	970	970	920	830	830	700
		300	630	630	630	550	550	540	-	-	-
200	1,6	100	2850	2810	2070	1710	1700	1410	1170	1150	750
		200	1230	1230	1230	1060	1060	940	890	880	700
		300	640	640	640	540	540	530	-	-	-
	1,8	100	3200	3160	2330	1920	1910	1590	1310	1300	850
		200	1300	1300	1300	1120	1120	1010	940	940	750
		300	680	680	680	580	580	560	-	-	-
	2,0	100	3560	3510	2590	2140	2120	1770	1460	1440	940
		200	1360	1360	1360	1170	1170	1070	990	980	790
		300	700	700	700	600	600	590	510	510	-
	2,2	100	3910	3860	2850	2350	2330	1940	1610	1580	1030
		200	1400	1400	1400	1200	1200	1120	1010	1010	810
		300	720	720	720	620	620	600	520	520	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС 2МКЭ (КРЕПЬ 2МКЭ КОМБАЙН 2ГШ-68 ,КОНВЕЙЕР СУ-2МКМ)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1,6	100	1600	1600	1600	1100	1100	970	800	790	580
		200	1580	1580	1580	1090	1090	970	800	790	580
		300	1490	1490	1490	1070	1060	940	800	790	580
	1,8	100	1800	1800	1800	1240	1230	1090	900	890	650
		200	1770	1770	1770	1230	1220	1080	900	890	650
		300	1650	1650	1650	1190	1190	1060	900	890	650
	2,0	100	2000	2000	2000	1380	1370	1210	990	980	720
		200	1950	1950	1950	1360	1350	1200	990	980	720
		300	1800	1800	1800	1310	1310	1160	990	980	720
	2,2	100	2200	2200	2200	1510	1510	1330	1090	1080	790
		200	2130	2130	2130	1490	1490	1320	1090	1080	790
		300	1950	1950	1950	1430	1430	1270	1090	1080	790
170	1,6	100	2850	2810	2070	1640	1620	1360	1060	1040	700
		200	2850	2810	2070	1620	1610	1350	1060	1040	700
		300	2690	2690	2070	1570	1550	1310	1060	1040	700
	1,8	100	3200	3160	2330	1840	1830	1530	1190	1170	790
		200	3200	3160	2330	1820	1810	1520	1190	1170	790
		300	2930	2930	2330	1740	1730	1460	1190	1170	790
	2,0	100	3560	3510	2590	2050	2030	1700	1320	1300	880
		200	3560	3510	2590	2010	2000	1680	1320	1300	880
		300	3150	3150	2590	1910	1900	1610	1320	1300	880
	2,2	100	3910	3860	2850	2250	2230	1870	1430	1430	970
		200	3910	3860	2850	2210	2190	1840	1450	1430	970
		300	3370	3370	2850	2050	2070	1750	1450	1430	970

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА,М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС 2МКЭ (КРЕПЬ 2МКЭ, КОМБАЙН 2ГШ-68, КОНВЕЙЕР СУ-2МКМ)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1.6	100	1600	1600	1600	1100	1100	970	800	790	580
		200	1580	1580	1580	1090	1090	970	800	790	580
		300	1490	1490	1490	1070	1060	940	800	790	580
	1.8	100	1800	1800	1800	1240	1230	1090	900	890	650
		200	1770	1770	1770	1230	1220	1080	900	890	650
		300	1650	1650	1650	1190	1190	1060	900	890	650
	2.0	100	2000	2000	2000	1380	1370	1210	990	980	720
		200	1950	1950	1950	1360	1350	1200	990	980	720
		300	1800	1800	1800	1310	1310	1160	990	980	720
	2.2	100	2200	2200	2200	1510	1510	1330	1090	1080	790
		200	2130	2130	2130	1490	1490	1320	1090	1080	790
		300	1950	1950	1950	1430	1430	1270	1090	1080	790
170	1.6	100	2850	2810	2070	1640	1620	1360	1060	1040	700
		200	2850	2810	2070	1620	1610	1350	1060	1040	700
		300	2690	2690	2070	1570	1550	1310	1060	1040	700
	1.8	100	3200	3160	2330	1840	1830	1530	1190	1170	790
		200	3200	3160	2330	1820	1810	1520	1190	1170	790
		300	2930	2930	2330	1740	1730	1460	1190	1170	790
	2.0	100	3560	3510	2590	2050	2030	1700	1320	1300	880
		200	3560	3510	2590	2010	2000	1680	1320	1300	880
		300	3150	3150	2590	1910	1900	1610	1320	1300	880
	2.2	100	3910	3860	2850	2250	2230	1870	1450	1430	970
		200	3910	3860	2850	2210	2190	1840	1450	1430	970
		300	3370	3370	2850	2080	2070	1750	1450	1430	970

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС ОМКТ (КРЕПЬ ОМКТ, КОМБАЙН КШ-1КГ, КОНВЕЙЕР СУ-ОКП)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1,9	100	2030	2030	2030	1480	1480	1320	1140	1130	860
		200	1040	1040	1040	920	920	880	790	790	700
		300	610	610	610	520	520	520	-	-	-
	2,2	100	2350	2350	2350	1720	1710	1530	1320	1310	1000
		200	1120	1120	1120	980	980	950	840	840	740
		300	640	640	640	550	550	550	-	-	-
	2,5	100	2670	2670	2670	1950	1940	1740	1510	1490	1130
		200	1160	1160	1160	1010	1010	990	870	870	770
		300	660	660	660	570	570	560	-	-	-
	3,0	100	3200	3200	3200	2340	2330	2090	1810	1790	1360
		200	1140	1140	1140	990	990	980	840	840	760
		300	640	640	640	550	550	550	-	-	-
140	1,9	100	3060	3060	2780	1970	1960	1700	1430	1410	1010
		200	1260	1260	1260	1090	1090	1040	930	920	790
		300	680	680	680	580	580	570	-	-	-
	2,2	100	3540	3540	3220	2280	2270	1960	1650	1640	1170
		200	1330	1330	1330	1150	1150	1110	970	970	840
		300	710	710	710	610	610	600	510	510	-
	2,5	100	4020	4020	3660	2590	2570	2230	1880	1860	1330
		200	1360	1360	1360	1170	1170	1140	990	990	860
		300	720	720	720	620	620	610	520	520	-
	3,0	100	4830	4830	4390	3110	3090	2680	2250	2230	1600
		200	1300	1300	1300	1120	1120	1100	940	940	830
		300	690	690	690	590	590	590	-	-	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС ОМКТ (КРЕПЬ ОМКТ, КОМБАЙН К Ш-1КГ, КОНВЕЙЕР СУ-ОКП) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1,9	100	2030	2030	2030	1480	1480	1320	1140	1130	860
		200	1040	1040	1040	920	920	880	790	790	700
		300	610	610	610	520	520	520	-	-	-
	2,2	100	2350	2350	2350	1720	1710	1530	1320	1310	1000
		200	1120	1120	1120	980	980	950	840	840	740
		300	640	640	640	550	550	550	-	-	-
	2,5	100	2670	2670	2670	1950	1940	1740	1510	1490	1130
		200	1160	1160	1160	1010	1010	990	870	870	770
		300	660	660	660	570	570	560	-	-	-
	3,0	100	3200	3200	3200	2340	2330	2090	1810	1790	1360
		200	1140	1140	1140	990	990	980	840	840	760
		300	640	640	640	550	550	550	-	-	-
140	1,9	100	3060	3060	2780	1970	1960	1700	1430	1410	1010
		200	1260	1260	1260	1090	1090	1040	930	920	790
		300	680	680	680	580	580	570	-	-	-
	2,2	100	3540	3540	3220	2280	2270	1960	1650	1640	1170
		200	1330	1330	1330	1150	1150	1110	970	970	840
		300	710	710	710	610	610	600	510	510	-
	2,5	100	4020	4020	3660	2590	2570	2230	1880	1860	1330
		200	1360	1360	1360	1170	1170	1140	990	990	860
		300	720	720	720	620	620	610	520	520	-
	3,0	100	4830	4830	4390	3110	3090	2680	2250	2230	1600
		200	1300	1300	1300	1120	1120	1100	940	940	830
		300	690	690	690	590	590	590	-	-	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

Длина очистного забоя, м	Мощность пласта, м	Сопротивляемость пласта резанию, кгс/см	Комплекс ОМКТ (крепь ОМКТ, комбайн КШ-3М, конвейер СУ-ОМ)								
			Кровля								
			Устойчивая			Средней устойчивости			Неустойчивая		
			Почва			Почва			Почва		
			Прочная	Средняя	Слабая	Прочная	Средняя	Слабая	Прочная	Средняя	Слабая
		100	1960	1960	1960	1460	1450	1300	1140	1130	860
	1,9	200	1650	1650	1650	1340	1340	1210	1140	1130	860
		300	1220	1220	1220	1080	1080	1010	940	930	810
		100	2270	2270	2270	1690	1680	1510	1320	1300	990
	2,2	200	1910	1910	1910	1560	1550	1400	1320	1300	990
		300	1410	1410	1410	1250	1250	1170	1090	1080	940
		100	2580	2580	2580	1920	1910	1710	1500	1480	1130
70	2,5	200	2170	2170	2170	1770	1760	1590	1500	1480	1130
		300	1600	1600	1600	1420	1420	1330	1230	1230	1070
		100	3090	3090	3090	2300	2290	2060	1790	1780	1350
	3,0	200	2610	2610	2610	2120	2110	1910	1790	1780	1350
		300	1920	1920	1920	1710	1710	1590	1480	1480	1280
		100	2900	2900	2780	1920	1910	1660	1420	1400	1010
	1,9	200	2280	2280	2280	1740	1730	1520	1420	1400	1010
		300	1530	1530	1530	1330	1330	1220	1130	1120	950
		100	3360	3360	3220	2230	2210	1920	1640	1620	1160
	2,2	200	2640	2640	2640	2010	2000	1760	1640	1620	1160
		300	1770	1770	1770	1540	1540	1410	1310	1300	1100
		100	3820	3820	3660	2530	2520	2190	1860	1840	1320
140	2,5	200	3000	3000	3000	2290	2270	2000	1860	1840	1320
		300	2010	2010	2010	1750	1750	1600	1480	1480	1250
		100	4580	4580	4390	3040	3020	2620	2230	2210	1590
	3,0	200	3600	3600	3600	2740	2730	2400	2230	2210	1590
		300	2410	2410	2410	2100	2100	1920	1780	1780	1490

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТ-ОГО ЗАБОЯ, М	МОЩ-НОСТЬ ПЛАС-ТА,М	СОПРО-ТИВЛЯ-ЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗА-НИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС ОМКТ (КРЕПЬ ОМКТ, КОМБАЙН КШ-3М, КОНВЕЙЕР СУ-ОКП)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧ-НАЯ	СРЕД-НЯЯ	СЛА-БАЯ	ПРОЧ-НАЯ	СРЕД-НЯЯ	СЛА-БАЯ	ПРОЧ-НАЯ	СРЕД-НЯЯ	СЛА-БАЯ
70	1,9	100	1960	1960	1960	1460	1450	1300	1140	1130	860
		200	1650	1650	1650	1340	1340	1210	1140	1130	860
		300	1220	1220	1220	1080	1080	1010	940	930	810
	2,2	100	2270	2270	2270	1690	1680	1510	1320	1300	990
		200	1910	1910	1910	1560	1550	1400	1320	1300	990
		300	1410	1410	1410	1250	1250	1170	1090	1080	940
	2,5	100	2580	2580	2580	1920	1910	1710	1500	1480	1130
		200	2170	2170	2170	1770	1760	1590	1500	1480	1130
		300	1600	1600	1600	1420	1420	1330	1230	1230	1070
	3,0	100	3090	3090	3090	2300	2290	2060	1790	1780	1350
		200	2610	2610	2610	2120	2110	1910	1790	1780	1350
		300	1920	1920	1920	1710	1710	1590	1480	1480	1280
140	1,9	100	2900	2900	2780	1920	1910	1660	1420	1400	1010
		200	2280	2280	2280	1740	1730	1520	1420	1400	1010
		300	1530	1530	1530	1330	1330	1220	1130	1120	950
	2,2	100	3360	3360	3220	2230	2210	1920	1640	1620	1160
		200	2640	2640	2640	2010	2000	1760	1640	1620	1160
		300	1770	1770	1770	1540	1540	1410	1310	1300	1100
	2,5	100	3820	3820	3660	2530	2520	2190	1860	1840	1320
		200	3000	3000	3000	2290	2270	2000	1860	1840	1320
		300	2010	2010	2010	1750	1750	1600	1480	1480	1250
	3,0	100	4580	4580	4390	3040	3020	2620	2230	2210	1590
		200	3600	3600	3600	2740	2730	2400	2230	2210	1590
		300	2410	2410	2410	2100	2100	1920	1780	1780	1490

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС ОКП (КРЕПЬ ОКП, КОМБАЙН К Ш-1К Г, КОНВЕЙЕР СУ-ОКП) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1,9	100	2050	2050	2050	1520	1520	1360	1200	1190	910
		200	1060	1060	1060	930	930	910	800	800	720
		300	620	620	620	540	540	530	-	-	-
	2,2	100	2370	2370	2370	1760	1760	1580	1390	1380	1060
		200	1140	1140	1140	1000	1000	980	860	860	770
		300	660	660	660	570	570	560	-	-	-
	2,5	100	2700	2700	2700	2010	2000	1790	1580	1560	1200
		200	1190	1190	1190	1030	1030	1020	880	880	790
		300	680	680	680	580	580	580	-	-	-
	3,0	100	3240	3240	3240	2410	2400	2150	1890	1880	1440
		200	1170	1170	1170	1010	1010	1000	860	860	780
		300	660	660	660	570	570	570	-	-	-
150	1,9	100	3220	3220	3090	2090	2080	1800	1540	1530	1100
		200	1320	1320	1320	1130	1130	1090	960	960	830
		300	700	700	700	600	600	600	500	500	-
	2,2	100	3730	3730	3580	2420	2410	2080	1790	1770	1270
		200	1390	1390	1390	1190	1190	1160	1010	1010	880
		300	740	740	740	630	630	630	530	530	-
	2,5	100	4240	4240	4070	2750	2730	2370	2030	2010	1450
		200	1420	1420	1420	1220	1220	1190	1030	1030	900
		300	750	750	750	640	640	640	540	540	-
	3,0	100	5090	5090	4880	3300	3280	2840	2430	2410	1740
		200	1360	1360	1360	1160	1160	1150	980	980	870
		300	720	720	720	610	610	610	510	510	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА,М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС ОКП (КРЕПЬ ОКП „КОМБАЙН КШ-1КГ „КОНВЕЙЕР СУ-ОКП)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1,9	100	2050	2050	2050	1520	1520	1360	1200	1190	910
		200	1060	1060	1060	930	930	910	800	800	720
		300	620	620	620	540	540	530	-	-	-
	2,2	100	2370	2370	2370	1760	1760	1580	1390	1380	1060
		200	1140	1140	1140	1000	1000	980	860	860	770
		300	660	660	660	570	570	560	-	-	-
	2,5	100	2700	2700	2700	2010	2000	1790	1580	1560	1200
		200	1190	1190	1190	1030	1030	1020	880	880	790
		300	680	680	680	580	580	580	-	-	-
	3,0	100	3240	3240	3240	2410	2400	2150	1890	1880	1440
		200	1170	1170	1170	1010	1010	1000	860	860	780
		300	660	660	660	570	570	570	-	-	-
150	1,9	100	3220	3220	3090	2090	2080	1800	1540	1530	1100
		200	1320	1320	1320	1130	1130	1090	960	960	830
		300	700	700	700	600	600	600	500	500	-
	2,2	100	3730	3730	3580	2420	2410	2080	1790	1770	1270
		200	1390	1390	1390	1190	1190	1160	1010	1010	880
		300	740	740	740	630	630	630	530	530	-
	2,5	100	4240	4240	4070	2750	2730	2370	2030	2010	1450
		200	1420	1420	1420	1220	1220	1190	1030	1030	900
		300	750	750	750	640	640	640	540	540	-
	3,0	100	5090	5090	4880	3300	3280	2840	2430	2410	1740
		200	1360	1360	1360	1160	1160	1150	980	980	870
		300	720	720	720	610	610	610	510	510	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС ОКП (КРЕПЬ ОКП „КОМБАЙН КШ-3М „КОНВЕЙЕР СУ-ОКП) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1.9	100	1980	1980	1980	1500	1490	1340	1190	1180	910
		200	1680	1680	1680	1390	1380	1250	1190	1180	910
		300	1240	1240	1240	1100	1100	1040	960	950	840
	2.2	100	2290	2290	2290	1730	1730	1560	1380	1370	1050
		200	1940	1940	1940	1610	1600	1450	1380	1370	1050
		300	1440	1440	1440	1270	1270	1200	1110	1100	970
	2.5	100	2610	2610	2610	1970	1960	1770	1570	1550	1190
		200	2210	2210	2210	1820	1820	1650	1570	1550	1190
		300	1630	1630	1630	1450	1450	1370	1260	1250	1100
	3.0	100	3130	3130	3130	2370	2360	2120	1880	1860	1430
		200	2650	2650	2650	2190	2180	1980	1880	1860	1430
		300	1960	1960	1960	1740	1740	1640	1510	1500	1320
150	1.9	100	3050	3050	3050	2040	2030	1760	1530	1510	1090
		200	2390	2390	2390	1850	1840	1610	1530	1510	1090
		300	1600	1600	1600	1380	1380	1280	1170	1170	990
	2.2	100	3530	3530	3530	2360	2350	2040	1770	1750	1260
		200	2770	2770	2770	2140	2130	1870	1770	1750	1260
		300	1850	1850	1850	1600	1600	1490	1360	1350	1150
	2.5	100	4020	4020	4020	2690	2670	2320	2010	1990	1440
		200	3150	3150	3150	2430	2420	2120	2010	1990	1440
		300	2100	2100	2100	1820	1820	1690	1540	1540	1300
	3.0	100	4820	4820	4820	3220	3210	2780	2410	2390	1720
		200	3780	3780	3780	2910	2900	2540	2410	2390	1720
		300	2520	2520	2520	2180	2180	2030	1850	1850	1560

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС ОКП (КРЕПЬ ОКП, КОМБАЙН К Ш-3М, КОНВЕЙЕР СУ-ОКП) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
70	1,9	100	1980	1980	1980	1500	1490	1340	1190	1180	910
		200	1680	1680	1680	1390	1380	1250	1190	1180	910
		300	1240	1240	1240	1100	1100	1040	960	950	840
	2,2	100	2290	2290	2290	1730	1730	1560	1380	1370	1050
		200	1940	1940	1940	1610	1600	1450	1380	1370	1050
		300	1440	1440	1440	1270	1270	1200	1110	1100	970
	2,5	100	2610	2610	2610	1970	1960	1770	1570	1550	1190
		200	2210	2210	2210	1820	1820	1650	1570	1550	1190
		300	1630	1630	1630	1450	1450	1370	1260	1250	1100
	3,0	100	3130	3130	3130	2370	2360	2120	1880	1860	1430
		200	2650	2650	2650	2190	2180	1980	1880	1860	1430
		300	1960	1960	1960	1740	1740	1640	1510	1500	1320
150	1,9	100	3050	3050	3050	2040	2030	1760	1530	1510	1090
		200	2390	2390	2390	1850	1840	1610	1530	1510	1090
		300	1600	1600	1600	1380	1380	1280	1170	1170	990
	2,2	100	3530	3530	3530	2360	2350	2040	1770	1750	1260
		200	2770	2770	2770	2140	2130	1870	1770	1750	1260
		300	1850	1850	1850	1600	1600	1490	1360	1350	1150
	2,5	100	4020	4020	4020	2690	2670	2320	2010	1990	1440
		200	3150	3150	3150	2430	2420	2120	2010	1990	1440
		300	2100	2100	2100	1820	1820	1690	1540	1540	1300
	3,0	100	4820	4820	4820	3220	3210	2780	2410	2390	1720
		200	3780	3780	3780	2910	2900	2540	2410	2390	1720
		300	2520	2520	2520	2180	2180	2030	1850	1850	1560

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС ОКП-70 (КРЕПЬ ОКП-70, КОМБАЙН КШ-3М, КОНВЕЙЕР СУ-ОКП)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
100	2,0	100	2560	2560	510	1640	1590	-	1170	1090	-
		200	2080	2080	510	1510	1460	-	1170	1090	-
		300	1460	1460	510	1270	1230	-	1070	1030	-
	2,6	100	3330	3330	660	2140	2060	-	1530	1410	-
		200	2710	2710	660	1960	1900	-	1530	1410	-
		300	1900	1900	660	1650	1600	-	1390	1330	-
	3,0	100	3840	3840	760	2460	2380	550	1760	1630	-
		200	3130	3130	760	2260	2190	-	1760	1630	-
		300	2190	2190	760	1900	1840	-	1610	1540	-
	3,5	100	4480	4480	890	2880	2780	650	2060	1900	-
		200	3650	3650	890	2640	2560	520	2060	1900	-
		300	2550	2550	890	2210	2150	-	1870	1790	-
180	2,0	100	3200	2970	510	1960	1880	-	1340	1230	-
		200	2620	2620	510	1780	1710	-	1340	1230	-
		300	1710	1710	510	1460	1410	-	1210	1150	-
	2,6	100	4160	3870	660	2550	2440	-	1740	1600	-
		200	3410	3410	660	2310	2220	-	1740	1600	-
		300	2220	2220	660	1890	1830	-	1570	1500	-
	3,0	100	4800	4460	760	2940	2820	570	2010	1840	-
		200	3940	3940	760	2660	2560	-	2010	1840	-
		300	2560	2560	760	2180	2110	-	1820	1730	-
	3,5	100	5600	5200	890	3430	3290	670	2350	2150	-
		200	4590	4590	890	3110	2990	930	2350	2150	-
		300	2990	2990	890	2550	2450	-	2120	2010	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА,М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС ОКП-70 (КРЕПЬ ОКП-70 ,КОМБАЙН КШ-3М ,КОНВЕЙЕР СУ-ОКП) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
100	2,0	100	2560	2560	510	1640	1590	-	1170	1090	-
		200	2080	2080	510	1510	1460	-	1170	1090	-
		300	1460	1460	510	1270	1230	-	1070	1030	-
	2,6	100	3330	3330	660	2140	2060	-	1530	1410	-
		200	2710	2710	660	1960	1900	-	1530	1410	-
		300	1900	1900	660	1650	1600	-	1390	1330	-
	3,0	100	3840	3840	760	2460	2380	550	1760	1630	-
		200	3130	3130	760	2260	2190	-	1760	1630	-
		300	2190	2190	760	1900	1840	-	1610	1540	-
	3,5	100	4480	4480	890	2880	2780	650	2060	1900	-
		200	3650	3650	890	2640	2560	520	2060	1900	-
		300	2550	2550	890	2210	2150	-	1870	1790	-
180	2,0	100	3200	2970	510	1960	1880	-	1340	1230	-
		200	2620	2620	510	1780	1710	-	1340	1230	-
		300	1710	1710	510	1460	1410	-	1210	1150	-
	2,6	100	4160	3870	660	2550	2440	-	1740	1600	-
		200	3410	3410	660	2310	2220	-	1740	1600	-
		300	2220	2220	660	1890	1830	-	1570	1500	-
	3,0	100	4800	4460	760	2940	2820	570	2010	1840	-
		200	3940	3940	760	2660	2560	-	2010	1840	-
		300	2560	2560	760	2180	2110	-	1820	1730	-
	3,5	100	5600	5200	890	3430	3290	670	2350	2150	-
		200	4590	4590	890	3110	2990	530	2350	2150	-
		300	2990	2990	890	2550	2460	-	2120	2010	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС 30КП (КРЕПЬ 30КП, КОМБАЙН КШ-3М, КОНВЕЙЕР СУ-0КП) КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
100	2,5	100	3190	3190	3190	2290	2280	2020	1750	1740	1290
		200	2590	2590	2590	2080	2070	1850	1750	1740	1290
		300	1810	1810	1810	1590	1590	1490	1370	1360	1180
	2,8	100	3570	3570	3570	2560	2550	2260	1960	1940	1450
		200	2900	2900	2900	2330	2320	2070	1960	1940	1450
		300	2030	2030	2030	1780	1780	1670	1530	1530	1320
	3,0	100	3820	3820	3820	2740	2730	2420	2100	2080	1550
		200	3110	3110	3110	2500	2490	2220	2100	2080	1550
		300	2170	2170	2170	1910	1910	1790	1640	1640	1420
	3,5	100	4460	4460	4460	3200	3190	2820	2450	2430	1810
		200	3630	3630	3630	2910	2900	2590	2450	2430	1810
		300	2530	2530	2530	2230	2230	2090	1910	1910	1650
180	2,5	100	4250	4250	3810	2790	2770	2400	2050	2030	1450
		200	3260	3260	3260	2490	2480	2170	2050	2030	1450
		300	2120	2120	2120	1830	1830	1700	1550	1550	1310
	2,8	100	4760	4760	4270	3130	3110	2690	2300	2270	1620
		200	3650	3650	3650	2790	2780	2430	2300	2270	1620
		300	2370	2370	2370	2050	2050	1900	1740	1730	1470
	3,0	100	5100	5100	4570	3350	3330	2880	2460	2430	1740
		200	3910	3910	3910	2990	2980	2600	2460	2430	1740
		300	2540	2540	2540	2200	2200	2040	1860	1860	1570
	3,5	100	5950	5950	5330	3910	3880	3360	2870	2840	2030
		200	4560	4560	4560	3490	3470	3040	2870	2840	2030
		300	2960	2960	2960	2560	2560	2380	2170	2170	1830

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА,М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС ЗОКП (КРЕПЬ ЗОКП, КОМБАЙН КШ-3М, КОНВЕЙЕР СУ-ОКП)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
100	2,5	100	3190	3190	3190	2290	2280	2020	1750	1740	1290
		200	2590	2590	2590	2080	2070	1850	1750	1740	1290
		300	1810	1810	1810	1590	1590	1490	1370	1360	1180
	2,8	100	3570	3570	3570	2560	2550	2260	1960	1940	1450
		200	2900	2900	2900	2330	2320	2070	1960	1940	1450
		300	2030	2030	2030	1780	1780	1670	1530	1530	1320
	3,0	100	3820	3820	3820	2740	2730	2420	2100	2080	1550
		200	3110	3110	3110	2500	2490	2220	2100	2080	1550
		300	2170	2170	2170	1910	1910	1790	1640	1640	1420
	3,5	100	4460	4460	4460	3200	3190	2820	2450	2430	1810
		200	3630	3630	3630	2910	2900	2590	2450	2430	1810
		300	2530	2530	2530	2230	2230	2090	1910	1910	1650
180	2,5	100	4250	4250	3810	2790	2770	2400	2050	2030	1450
		200	3260	3260	3260	2490	2480	2170	2050	2030	1450
		300	2120	2120	2120	1830	1830	1700	1550	1550	1310
	2,8	100	4760	4760	4270	3130	3110	2690	2300	2270	1620
		200	3650	3650	3650	2790	2780	2430	2300	2270	1620
		300	2370	2370	2370	2050	2050	1900	1740	1730	1470
	3,0	100	5100	5100	4570	3350	3330	2880	2460	2430	1740
		200	3910	3910	3910	2990	2980	2600	2460	2430	1740
		300	2540	2540	2540	2200	2200	2040	1860	1860	1570
	3,5	100	5950	5950	5330	3910	3880	3360	2870	2840	2030
		200	4560	4560	4560	3490	3470	3040	2870	2840	2030
		300	2960	2960	2960	2560	2560	2380	2170	2170	1830

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА - 0

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-130 (КРЕПЬ М-130, КОМБАЙН КШ-3М, КОНВЕЙЕР СПМ-130)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
130	2,5	100	3770	2350	-	2360	1590	-	1700	580	-
		200	3000	2350	-	2460	1470	-	1700	580	-
		300	2040	2040	-	1770	1190	-	1480	580	-
	2,8	100	4220	2630	-	2640	1780	-	1900	650	-
		200	3360	2630	-	2420	1650	-	1900	650	-
		300	2290	2290	-	1980	1330	-	1660	650	-
	3,0	100	4520	2820	-	2830	1910	-	2040	700	-
		200	3600	2820	-	2590	1770	-	2040	700	-
		300	2450	2450	-	2420	1420	-	1780	700	-
	3,5	100	5270	3280	-	3300	2230	-	2380	810	-
		200	4200	3280	-	3020	2060	-	2380	810	-
		300	2860	2860	-	2470	1660	-	2070	810	-
210	2,5	100	4610	2350	-	2690	1730	-	1880	600	-
		200	3560	2350	-	2430	1590	-	1880	600	-
		300	2290	2290	-	1960	1270	-	1630	600	-
	2,8	100	5166	2630	-	3010	1960	-	2100	670	-
		200	3990	2630	-	2930	1780	-	2100	670	-
		300	2560	2560	-	2200	1420	-	1820	670	-
	3,0	100	5530	2820	-	3230	2080	-	2260	720	-
		200	4270	2820	-	2920	1910	-	2260	720	-
		300	2750	2750	-	2350	1520	-	1950	720	-
	3,5	100	6450	3280	-	3760	2430	-	2630	840	-
		200	4980	3280	-	3410	2230	-	2630	840	-
		300	3210	3210	-	2740	1770	-	2280	840	-

УГОЛ ПАДЕНИЯ ПЛАСТА 15

ДЛИНА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ, М	МОЩНОСТЬ ПЛАСТА, М	СОПРОТИВЛЯЕМОСТЬ ПЛАСТА РЕЗАНИЮ, КГС/СМ	КОМПЛЕКС КМ-130 (КРЕПЬ М-130, КОМБАЙН КШ-3М, КОНВЕЙЕР СПМ-130)								
			КРОВЛЯ								
			УСТОЙЧИВАЯ			СРЕДНЕЙ УСТОЙЧИВОСТИ			НЕУСТОЙЧИВАЯ		
			ПОЧВА			ПОЧВА			ПОЧВА		
			ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ	ПРОЧНАЯ	СРЕДНЯЯ	СЛАБАЯ
130	2,5	100	3770	2350	-	2360	1590	-	1700	580	-
		200	3000	2350	-	2460	1470	-	1700	580	-
		300	2040	2040	-	1870	1190	-	1480	580	-
	2,8	100	4220	2630	-	2640	1780	-	1900	650	-
		200	3360	2630	-	2420	1650	-	1900	650	-
		300	2290	2290	-	1880	1330	-	1660	650	-
	3,0	100	4520	2820	-	2830	1910	-	2040	700	-
		200	3600	2820	-	2590	1770	-	2040	700	-
		300	2450	2450	-	2420	1420	-	1780	700	-
	3,5	100	5270	3280	-	3300	2230	-	2380	810	-
		200	4200	3280	-	3020	2060	-	2380	810	-
		300	2860	2860	-	2470	1660	-	2070	810	-
210	2,5	100	4610	2350	-	2690	1730	-	1880	600	-
		200	3580	2350	-	2430	1590	-	1880	600	-
		300	2290	2290	-	1960	1270	-	1630	600	-
	2,8	100	5160	2630	-	3010	1940	-	2100	670	-
		200	3990	2630	-	2730	1780	-	2100	670	-
		300	2560	2560	-	2200	1420	-	1820	670	-
	3,0	100	5530	2820	-	3230	2080	-	2260	720	-
		200	4270	2820	-	2920	1910	-	2260	720	-
		300	2750	2750	-	2350	1520	-	1950	720	-
	3,5	100	6450	3280	-	3760	2430	-	2630	840	-
		200	4980	3280	-	3410	2230	-	2630	840	-
		300	3210	3210	-	2940	1770	-	2280	840	-

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