

Министерство образования и науки Российской Федерации

**Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования
"Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева"**

К. А. Филимонов Р. Р. Зайнулин Д. В. Зорков

УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Практикум

*Допущено Учебно-методическим объединением вузов
Российской Федерации по образованию в области горного дела
в качестве учебного пособия для студентов вузов, обучающихся
по направлениям подготовки (специальностям) 130400 "Горное дело"
и 131201 "Физические процессы горного и нефтегазового производства"*

Кемерово 2014

УДК 622.83 (075.8)

Рецензенты:

Доктор технических наук, профессор, заведующий лабораторией Института угля СО РАН В. А. Федорин

Кафедра подземной разработки месторождений Института горного дела, геологии и геотехнологии Сибирского федерального университета (заведующий кафедрой доктор технических наук, профессор А. Н. Анушенков)

Филимонов, К. А. Управление состоянием массива горных пород. Практикум / К. А. Филимонов, Р. Р. Зайнулин, Д. В. Зорков; Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева. – Кемерово, 2014. – 239 с.

ISBN 978-5-89070-957-8

Представлены методики выполнения расчетов по управлению состоянием массива горных пород. Рассмотрены: управление кровлей, определение размеров целиков в выемочном поле, прогноз и предотвращение газодинамических явлений, дегазация. Изложены основные принципы ведения очистных работ в условиях пожароопасности. Приведены технологические схемы химического упрочнения неустойчивых горных пород.

Предназначено для студентов горных направлений подготовки, может быть использовано студентами других направлений, аспирантами, научными сотрудниками и инженерно-техническим персоналом.

УДК 622.83 (075.8)

© Филимонов К. А., Зайнулин Р. Р.,
Зорков Д. В., 2014

© Кузбасский государственный
технический университет имени
Т. Ф. Горбачева, 2014

ISBN 978-5-89070-957-8

ПРЕДИСЛОВИЕ

Целью данного учебного пособия является формирование у студентов навыков выполнения важнейших инженерно-технических расчетов по управлению состоянием массива горных пород на основе требований действующих нормативных документов. Кроме того, владение такими навыками необходимо для формирования ряда компетенций, представленных в ФГОС специальности 130400.65 "Горное дело".

Добыча угля подземным способом является совокупностью очень сложных технологических процессов, связанных с повышенной опасностью. Традиционно главной опасностью считается газ метан. Однако существуют другие факторы, осложняющие ведение горных работ, а временами делающие это невозможным без специальных мероприятий. Все эти осложняющие факторы связаны с состоянием угольного массива и массива вмещающих горных пород в районе ведения горных работ. К ним относятся: пожароопасность, наличие труднообрушаемой или неустойчивой кровли, высокая обводненность, склонность к горным ударам и внезапным выбросам угля и газа, отжим, проблемы с поддержанием выработок и др. Можно с уверенностью сказать, что практически на каждой угольной шахте присутствует хотя бы один из этих факторов, а на многих шахтах их несколько. Для повышения безопасности и эффективности отработки пластов в таких условиях необходимо применять специальные мероприятия, изменяющие состояние массива. Причем применение таких мероприятий, как правило, является обязательным требованием и регламентируется специальными нормативными документами. Невыполнение требований этих документов часто является причиной аварий на шахтах. Поэтому подготовка горного инженера невозможна без изучения вопросов управления массивом.

Авторы постарались включить в данное пособие все наиболее характерные для современной угольной промышленности ситуации с осложняющими факторами, при которых требуется управление состоянием массива угля или вмещающих пород. Отдельно следует отметить, что внимание уделено не только вопросам непосредственно управления массива, но и прогнозированию опасных явлений, выявлению потенциально опасных зон. Это

крайне важно для безопасности горных работ. Горный инженер должен обладать навыками, позволяющими предвидеть опасные зоны (например, при отработке выемочного столба) и при необходимости отразить их в соответствующих горно-графических документах. Это позволит заранее спроектировать и вовремя выполнить все необходимые мероприятия.

Практикум выполнен в виде расчетно-графических работ (РГР). Все работы основаны на требованиях действующих нормативных документов. Авторы постарались адаптировать нормативные методики к учебным целям, сохранив при этом все их важнейшие принципы и требования. Учебное пособие предназначено для лабораторных занятий и самостоятельной работы студентов. Материал, представленный в практикуме, позволяет во время аудиторных занятий, при поддержке преподавателя, изучить ту или иную методику, а затем самостоятельно выполнить необходимые расчеты и чертежи по индивидуальному заданию.

Наибольшую практическую значимость представленный материал имеет при формировании компетенций студентов специализации "Подземная разработка пластовых месторождений". Для них освоение этих методик является фундаментом для дальнейшего выполнения дипломного проекта и, конечно, для успешной карьеры горного инженера. Для студентов других специализаций пособие также представляет значительный интерес, так как в нем рассматривается широкий спектр вопросов управления массивом, изучение которых способствует формированию профессиональных компетенций и других специализаций.

Согласно требованиям ФГОС третьего поколения образовательные программы должны предусматривать проведение занятий в интерактивной форме. Рабочая программа по дисциплине "Управление состоянием массива горных пород" предполагает реализацию этого подхода. Поэтому представленный в данном пособии материал рассчитан на часть аудиторных часов, отведенных на лабораторные занятия. В оставшееся время предполагается проведение занятий в интерактивной форме с использованием мультимедийных презентаций, которые целесообразно представлять в отдельном электронном учебном издании.

РГР № 1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ ПО ФАКТОРУ УПРАВЛЕНИЯ КРОВЛЕЙ

Цель работы: приобретение навыков в определении оптимальной суточной нагрузки на очистной забой по фактору управления кровлей.

Теоретические положения

В этой работе рассматривается интересная инженерная задача – определение шага обрушения кровли в зависимости от скорости подвигания очистного забоя. С одной стороны, выполнение такого расчета не является обязательным, как например расчета нагрузки по газовому фактору. С другой стороны, наличие зависимости шага обрушения кровли от скорости подвигания очистного забоя уже давно подтверждено опытом отработки угольных пластов механизированными комплексами. А важность информации о предполагаемом шаге обрушения кровли для успешного ведения очистных работ тоже давно подтверждена.

Можно сказать, что эта задача в целом представляет собой определенный научный интерес. Исследованию этого вопроса было посвящено несколько научных работ, в которых представлены различные зависимости между этими параметрами. Общим моментом большинства исследований является вывод о том, что шаг обрушения увеличивается при возрастании скорости подвигания забоя. Следует отметить, что такая тенденция многократно зафиксирована на шахтах Кузбасса. При высоких скоростях подвигания размер блоков обрушения кровли может превышать критические значения, т. е. нагрузка на крепь может превышать сопротивление крепи. Особенно это актуально для труднообрушаемых кровель, которые итак являются проблемными с точки зрения управления. Для того чтобы избежать таких ситуаций, необходимо либо уменьшать скорость отработки, либо проводить мероприятия по разупрочнению кровли (рассматривается в РГР № 2). Тенденция к

повышению суточной нагрузки, а следовательно, скорости подвигания забоя делает задачу оценки суточной нагрузки по фактору управления кровлей все более актуальной. Необходимо производить оценку предполагаемой нагрузки на крепь со стороны обрушаемых блоков кровли и делать вывод о максимально допустимом размере блоков для используемого типа крепи. В конечном итоге это позволит установить предельную скорость подвигания и суточную добычу забоя.

Конечно, установление достоверной зависимости между шагом обрушения кровли и скоростью подвигания забоя с учетом горно-геологических условий отработки является сложнейшей научной проблемой, которая до сих пор находится в стадии исследования. Некоторые научные исследования в этой области получили относительно широкое признание и легли в основу нормативных документов. Авторы сочли необходимым использовать требования одного из таких документов [1]. Эта методика позволяет определить шаги первичной посадки непосредственной и основной кровли, а также шаги их периодического (установившегося) обрушения в зависимости от скорости подвигания забоя с учетом некоторых характеристик кровли.

Ход работы

В работе рассматривается методика определения оптимальной суточной нагрузки и скорости подвигания по фактору управления кровлей на пласте пологого или наклонного падения при отработке выемочного столба длинными столбами по простиранию. Ход выполнения работы поэтапно выглядит следующим образом:

1. Расчет шагов обрушения кровли.
2. Определение ожидаемой нагрузки на крепь.
3. Определение оптимальной нагрузки на очистной забой по фактору управления кровлей.
4. Построение графиков управления кровлей.

1. Расчет шагов обрушения кровли

Шаги первичной посадки и периодического обрушения непосредственной и основной кровли определяются по формулам:

$$R_{\text{III}}^{\text{H}} = 36(1 + \sin \alpha) \frac{f_{\text{H}} \sqrt{V_{\text{II}}}}{\sqrt{l_{\text{Л}}}} + 10,5(1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7 \frac{h_{\text{H}}}{f_{\text{H}}}}; \quad (1.1)$$

$$R_{\text{III}}^{\text{O}} = 36(1 + \sin \alpha) \frac{f_{\text{O}} \sqrt{V_{\text{II}}}}{\sqrt{l_{\text{Л}}}} + 10,5 \sqrt{V_{\text{II}}} (1 + \sin \alpha) \cdot e^{-0,7 \frac{h_{\text{O}}}{f_{\text{O}}}}; \quad (1.2)$$

$$R_{\text{ПО}}^{\text{H}} = 10,5(1 + \sin \alpha) e^{-0,7 \frac{h_{\text{H}}}{f_{\text{H}}}}; \quad (1.3)$$

$$R_{\text{ПО}}^{\text{O}} = 10,5 \sqrt{V_{\text{II}}} (1 + \sin \alpha) e^{-0,7 \frac{h_{\text{O}}}{f_{\text{O}}}}, \quad (1.4)$$

где $R_{\text{III}}^{\text{H}}$ и $R_{\text{III}}^{\text{O}}$ – первичный шаг обрушения непосредственной и основной кровли, м; $R_{\text{ПО}}^{\text{H}}$ и $R_{\text{ПО}}^{\text{O}}$ – шаг периодического обрушения непосредственной и основной кровли, м; f_{H} и f_{O} – средневзвешенный коэффициент крепости пород непосредственной и основной кровли; h_{H} и h_{O} – размер зоны активного расслоения пород непосредственной и основной кровли, м; V_{II} – скорость продвижения очистного забоя при предполагаемой нагрузке на забой, м/сут; α – угол падения пласта, град; $l_{\text{Л}}$ – длина лавы, м.

Размеры зон активного расслоения рассчитываются по формулам:

$$h_{\text{H}} = 36 \cdot 10^{-3} L \sqrt{\frac{Z_{\text{H}} \cdot n}{f_{\text{y}} (1 + \eta) \cdot 2 \cdot (1 + \sin \alpha) \cdot V_{\text{II}}}}; \quad (1.5)$$

$$h_{\text{O}} = 36 \cdot 10^{-3} L \sqrt{\frac{Z_{\text{H}} \cdot n}{f_{\text{y}} (1 + \eta) \cdot 2 \cdot (1 + \sin \alpha)}}, \quad (1.6)$$

где h_{H} и h_{O} – размер зоны активного расслоения пород непосредственной и основной кровли, м; L – протяженности зоны опорного давления впереди лавы, м; Z_{H} – мощность пород непосредственной кровли, м; n – количество плоскостей расслоения пород кровли в 1 м ее мощности; α – угол падения пласта, град; f_{H} , f_{O} , и f_{y} – средневзвешенный коэффициент крепости пород непосредственной, основной кровли и угля; η – отношение начального распора крепи

к ее рабочему сопротивлению; V_{Π} – скорость подвигания очистного забоя при предполагаемой нагрузке на забой, м/сут.

Протяженности зоны опорного давления L определяем по номограмме, представленной в нормативном документе [2]. Номограмма представлена на рис. 1.1. Скорость подвигания очистного забоя определяем исходя из предполагаемого значения суточной нагрузки на забой:

$$V_{\Pi} = \frac{A_{\text{сп}}}{m \cdot l_{\text{л}} \cdot \gamma \cdot c}, \quad (1.7)$$

где V_{Π} – скорость подвигания очистного забоя при предполагаемой нагрузке на забой, м/сут; $A_{\text{сп}}$ – предполагаемая суточная нагрузка на забой, т; m – мощность пласта, м; $l_{\text{л}}$ – длина лавы, м; γ – объемная масса угля, т/м³ (во всех вариантах 1,3); c – коэффициент извлечения угля в очистном забое ($c = 0,98$).

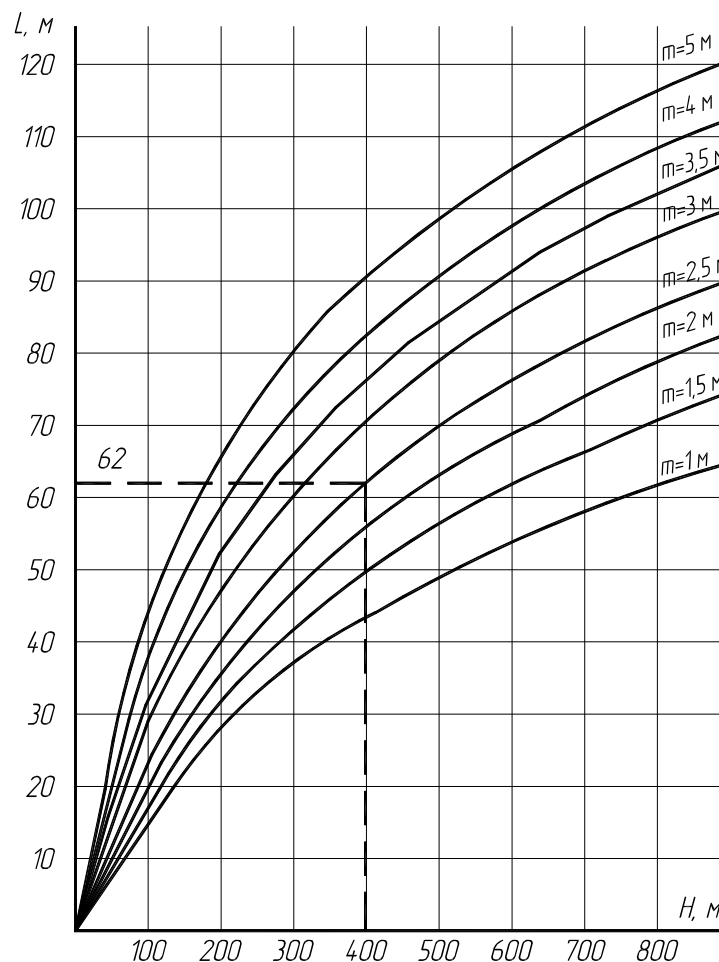


Рис. 1.1. Номограмма для определения размера зоны опорного давления

2. Определение ожидаемой нагрузки на крепь

Существуют различные методики расчета нагрузки на крепь. Они могут отражать влияние тех или иных факторов на нагрузку, в зависимости от поставленной задачи. В данной работе важно исследовать зависимость нагрузки на крепь от параметров обрушения кровли. Поэтому в контексте данной работы воспользуемся формулой, включающей в себя классические параметры обрушения кровли:

$$Q_p = \frac{\gamma_{\Pi}(Z_{\text{н}}R_{\text{по}}^{\text{н}} + 0,7Z_{\text{о}}R_{\text{по}}^{\text{о}})}{B} k, \quad (1.8)$$

где Q_p – ожидаемая нагрузка на очистную крепь, кН/м^2 ; γ_{Π} – объемный вес пород кровли, кН/м^3 (во всех вариантах $\gamma_{\Pi} = 23 \text{ кН/м}^3$); $Z_{\text{н}}$ и $Z_{\text{о}}$ – мощность непосредственной и основной кровли, м; $R_{\text{по}}^{\text{н}}$ и $R_{\text{по}}^{\text{о}}$ – шаг периодического обрушения непосредственной и основной кровли, м; B – длина элементов секции механизированной крепи, воспринимающих нагрузку обрушенных пород, м ($B = 4,5 \div 5,2$ м); k – коэффициент, учитывающий возможные изменения условий отработки выемочного столба (принимается 1,1).

3. Определение оптимальной нагрузки на очистной забой по фактору управления кровлей

В результате расчетов предыдущего раздела установлено, что ожидаемая нагрузка на очистную крепь Q_p будет больше (или меньше) сопротивления крепи $P_{\text{н}}$.

Если установлено, что Q_p больше $P_{\text{н}}$, то для обеспечения безопасной эксплуатации крепи необходимо предусмотреть технологические решения, позволяющие снизить нагрузку на крепь от обрушающихся пород кровли. Другими словами, необходимы решения по управлению кровлей, применение которых снизит ожидаемую нагрузку на крепь.

Если Q_p меньше $P_{\text{н}}$, то имеется возможность увеличить предполагаемую нагрузку на очистной забой $A_{\text{сп}}$ (например, можно предусмотреть дегазацию или выбрать более производительный комбайн). Очистная крепь позволяет это сделать.

В рамках этой работы необходимо определить максимальную скорость подвигания очистного забоя по фактору ожидаемой

нагрузки на крепь V_d и соответствующую ей суточную нагрузку на забой $A_{ск}$.

Вначале необходимо установить значение скорости V_d , при котором ожидаемая нагрузка на крепь Q_p будет удовлетворять условию (1.9) с минимальной разницей. Для этого необходимо произвести повторный расчет по формулам (1.1)–(1.8) с уменьшенным (если $Q_p > P_n$) или увеличенным (если $Q_p < P_n$) значением V_n .

$$Q_p \leq P_n. \quad (1.9)$$

Подбор значения V_d по формуле (1.7) выполняется за счет уменьшения или увеличения $A_{сп}$ с шагом в один цикл (0,8 м/сут).

Теперь определяем суточную нагрузку на очистной забой с учетом скорости V_d :

$$A_{ск} = m \cdot l_{л} \cdot r \cdot n_{цд} \cdot \gamma \cdot c, \quad (1.10)$$

где $A_{ск}$ – суточная нагрузка на очистной забой по фактору предельной нагрузки на крепь, т; m – мощность отрабатываемого пласта, м; $l_{л}$ – длина лавы, м; r – ширина захвата комбайна, м; $n_{цд}$ – допустимое значение количества циклов в сутки при оптимальной скорости подвигания, шт.; γ – объемная масса угля, т/м³ (во всех вариантах 1,3); c – коэффициент извлечения угля в очистном забое ($c = 0,98$).

Допустимое значение количества циклов в сутки составит:

$$n_{цд} = \frac{V_d}{r}, \quad (1.11)$$

где V_d – допустимая скорость подвигания очистного забоя, м/сут; r – ширина захвата комбайна, м

4. Построение графиков управления кровлей

В этом разделе работы необходимо построить графики управления кровлей (зависимость шагов обрушения от скорости подвигания и суточной нагрузки) при первичной посадке и периодических обрушениях. Графики строят для значений скорости от нуля до V_d .

Образец выполнения графической части представлен в примере выполнения работы.

Примеры выполнения работы

Пример № 1

Исходные данные		Значение
Пласт	угол падения α , град	10
	мощность m , м	2,5
	средневзвешенный коэффициент крепости f_y	0,9
Непосредственная кровля	мощность Z_n , м	4
	средневзвешенный коэффициент крепости f_n	2,5
Основная кровля	мощность Z_o , м	15
	средневзвешенный коэффициент крепости f_o	5,9
Сопротивление крепи P_n , кН/м ²		1100
Глубина ведения горных работ H , м		400
Длина лавы L_l , м		250
Отношение начального распора крепи к ее рабочему сопротивлению η		0,5
Количество плоскостей расслоения пород кровли в 1 м ее мощности n		3
Предполагаемая суточная нагрузка на забой $A_{сп}$, т		5733

1. Расчет шагов обрушения кровли

Определяем все составляющие, необходимые для расчета шагов обрушения по формулам (1.1)–(1.4). Протяженность зоны опорного давления L определяем по номограмме (рис. 1.1). Она составит 62 м. Скорость подвигания очистного забоя будет равна:

$$V_{\Pi} = \frac{5733}{2,5 \cdot 250 \cdot 1,3 \cdot 0,98} = 7,2 \text{ м/сут.}$$

Следовательно, размеры зон активного расслоения составят:

$$h_n = 36 \cdot 10^{-3} \cdot 62 \sqrt{\frac{4 \cdot 3}{0,9 \cdot (1 + 0,5) \cdot 2 \cdot (1 + \sin 10^\circ)} \cdot 7,2} = 1,66 \text{ м;}$$

$$h_o = 36 \cdot 10^{-3} \cdot 62 \sqrt{\frac{4 \cdot 3}{0,9 \cdot (1 + 0,5) \cdot 2 \cdot (1 + \sin 10^\circ)}} = 4,44 \text{ м.}$$

Теперь определяем шаг первичной посадки и периодически-го обрушения непосредственной и основной кровли:

$$R_{\text{III}}^{\text{H}} = 36 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \frac{2,5\sqrt{7,2}}{\sqrt{250}} + 10,5 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \cdot e^{-0,7 \cdot \frac{1,66}{2,5}} \approx 26 \text{ м};$$

$$R_{\text{III}}^{\text{O}} = 36 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \frac{5,9\sqrt{7,2}}{\sqrt{250}} + 10,5\sqrt{7,2}(1 + \sin 10^\circ) \cdot e^{-0,7 \cdot \frac{4,44}{5,9}} \approx 62 \text{ м};$$

$$R_{\text{HO}}^{\text{H}} = 10,5(1 + \sin 10^\circ) \cdot e^{-0,7 \cdot \frac{1,66}{2,5}} = 7,75 \approx 7,8 \text{ м};$$

$$R_{\text{HO}}^{\text{O}} = 10,5\sqrt{7,2}(1 + \sin 10^\circ) \cdot e^{-0,7 \cdot \frac{4,44}{5,9}} = 19,52 \approx 19,6 \text{ м}.$$

2. Определение ожидаемой нагрузки на крепь

Определим ожидаемую нагрузку на крепь:

$$Q_p = \frac{23 \cdot (4 \cdot 7,8 + 0,7 \cdot 15 \cdot 19,6)}{5} \cdot 1,1 = 1193,90 \approx 1194 \text{ кН/м}^2.$$

3. Определение оптимальной нагрузки на очистной забой по фактору управления кровлей

В результате расчетов установлено, что ожидаемая нагрузка на очистную крепь Q_p будет больше сопротивления крепи P_H ($1194 > 1100$). Теперь необходимо определить максимальную скорость подвигания очистного забоя по фактору ожидаемой нагрузки на крепь V_d и соответствующую ей суточную нагрузку на забой $A_{\text{СК}}$. При этом должно выполняться условие (1.9). Снижаем скорость подвигания и повторяем расчеты по формулам (1.1)–(1.5) и (1.8)

Условие выполняется при значении $V_d = 5,6$ м/сут:

$$h_{\text{H}} = 36 \cdot 10^{-3} \cdot 62 \sqrt{\frac{4 \cdot 3}{0,9 \cdot (1 + 0,5) \cdot 2 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \cdot 5,6}} = 1,88 \text{ м};$$

$$R_{\text{III}}^{\text{H}} = 36 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \frac{2,5\sqrt{5,6}}{\sqrt{250}} + 10,5 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \cdot e^{-0,7 \cdot \frac{1,88}{2,5}} \approx 23 \text{ м};$$

$$R_{\text{III}}^{\circ} = 36 \cdot (1 + \sin 10^{\circ}) \frac{5,9\sqrt{5,6}}{\sqrt{250}} + 10,5\sqrt{5,6}(1 + \sin 10^{\circ}) \cdot e^{-0,7 \frac{4,44}{5,9}} \approx 55 \text{ м};$$

$$R_{\text{II}}^{\text{H}} = 10,5(1 + \sin 10^{\circ}) \cdot e^{-0,7 \frac{1,88}{2,5}} = 7,28 \approx 7,3 \text{ м};$$

$$R_{\text{II}}^{\circ} = 10,5\sqrt{5,6}(1 + \sin 10^{\circ}) \cdot e^{-0,7 \frac{4,44}{5,9}} = 17,21 \approx 17,2 \text{ м}.$$

$$Q_{\text{p}} = \frac{23 \cdot (4 \cdot 7,3 + 0,7 \cdot 15 \cdot 17,2)}{5} \cdot 1,1 = 1062 \text{ кН/м}^2.$$

В заключение определяем суточную нагрузку на очистной забой по фактору предельной нагрузки на крепь $A_{\text{ск}}$ с учетом значения скорости $V_{\text{д}}$:

$$n_{\text{цд}} = \frac{5,6}{0,8} = 7;$$

$$A_{\text{ск}} = 2,5 \cdot 250 \cdot 0,8 \cdot 7 \cdot 1,3 \cdot 0,98 = 4459 \text{ т}.$$

Таким образом, установлено что в данных условиях разработки при использовании механизированной крепи с сопротивлением 1100 кН/м^2 максимально допустимая нагрузка по фактору управления кровлей составляет 4459 т в сутки. Значит, очистная крепь не позволяет достигать предполагаемой суточной нагрузки на забой 5733 т . Добычу необходимо снизить на 1274 т в сутки (на 2 цикла).

4. Построение графиков управления кровлей

Перед построением графиков выполняем расчеты по представленной методике с шагом скорости подвигания забоя $0,8 \text{ м}$ (в один цикл). Строим графики по полученным результатам.

Пример № 2

Для большей наглядности зависимости между сопротивлением крепи и суточной нагрузкой на забой пример расчета № 2

представлен с такими же исходными данными, как в № 1, кроме сопротивления крепи.

Исходные данные		Значение
Пласт	угол падения α , град	10
	мощность m , м	2,5
	средневзвешенный коэффициент крепости f_y	0,9
Непосредственная кровля	мощность Z_n , м	4
	средневзвешенный коэффициент крепости f_n	2,5
Основная кровля	мощность Z_o , м	15
	средневзвешенный коэффициент крепости f_o	5,9
Сопротивление крепи P_n , кН/м ²		1320
Глубина ведения горных работ H , м		400
Длина лавы L_l , м		250
Отношение начального распора крепи к ее рабочему сопротивлению η		0,5
Количество плоскостей расслоения пород кровли в 1 м ее мощности n		3
Предполагаемая суточная нагрузка на забой $A_{сп}$, т		5733

1. Расчет шагов обрушения кровли

Определяем все составляющие, необходимые для расчета шагов обрушения по формулам (1.1)–(1.4). Протяженность зоны опорного давления L определяем по номограмме (рис. 1.1). Она составит 62 м. Скорость подвигания очистного забоя будет равна:

$$V_{п} = \frac{5733}{2,5 \cdot 250 \cdot 1,3 \cdot 0,98} = 7,2 \text{ м/сут.}$$

Следовательно, размеры зон активного расслоения составят:

$$h_n = 36 \cdot 10^{-3} \cdot 62 \sqrt{\frac{4 \cdot 3}{0,9 \cdot (1 + 0,5) \cdot 2 \cdot (1 + \sin 10^\circ)}} \cdot 7,2 = 1,66 \text{ м;}$$

$$h_o = 36 \cdot 10^{-3} \cdot 62 \sqrt{\frac{4 \cdot 3}{0,9 \cdot (1 + 0,5) \cdot 2 \cdot (1 + \sin 10^\circ)}} = 4,44 \text{ м.}$$

Теперь определяем шаг первичной посадки и периодического обрушения непосредственной и основной кровли:

$$R_{\text{III}}^{\text{H}} = 36 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \frac{2,5\sqrt{7,2}}{\sqrt{250}} + 10,5 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \cdot e^{-0,7 \cdot \frac{1,66}{2,5}} \approx 26 \text{ м};$$

$$R_{\text{III}}^{\text{O}} = 36 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \frac{5,9\sqrt{7,2}}{\sqrt{250}} + 10,5\sqrt{7,2}(1 + \sin 10^\circ) \cdot e^{-0,7 \cdot \frac{4,44}{5,9}} \approx 62 \text{ м};$$

$$R_{\text{по}}^{\text{H}} = 10,5(1 + \sin 10^\circ) \cdot e^{-0,7 \cdot \frac{1,66}{2,5}} = 7,75 \approx 7,8 \text{ м};$$

$$R_{\text{по}}^{\text{O}} = 10,5\sqrt{7,2}(1 + \sin 10^\circ) \cdot e^{-0,7 \cdot \frac{4,44}{5,9}} = 19,52 \approx 19,6 \text{ м}.$$

2. Определение ожидаемой нагрузки на крепь

Определим ожидаемую нагрузку на крепь:

$$Q_p = \frac{23 \cdot (4 \cdot 7,8 + 0,7 \cdot 15 \cdot 19,6)}{5} \cdot 1,1 = 1193,90 \approx 1194 \text{ кН/м}^2.$$

3. Определение оптимальной нагрузки на очистной забой по фактору управления кровлей

В результате расчетов установлено, что ожидаемая нагрузка на очистную крепь Q_p будет меньше сопротивления крепи P_n ($1194 < 1320$). Теперь необходимо определить максимальную скорость подвигания очистного забоя по фактору ожидаемой нагрузки на крепь V_d и соответствующую ей суточную нагрузку на забой $A_{\text{ск}}$. При этом должно выполняться условие (1.9). Увеличиваем скорость подвигания и повторяем расчеты по формулам (1.1)–(1.5) и (1.8)

Условие выполняется при значении $V_d = 8,8$ м/сут:

$$h_n = 36 \cdot 10^{-3} \cdot 62 \sqrt{\frac{4 \cdot 3}{0,9 \cdot (1 + 0,5) \cdot 2 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \cdot 8,8}} = 1,5 \text{ м};$$

$$R_{\text{III}}^{\text{H}} = 36 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \frac{2,5\sqrt{8,8}}{\sqrt{250}} + 10,5 \cdot (1 + \sin 10^\circ) \cdot e^{-0,7 \cdot \frac{1,5}{2,5}} \approx 28 \text{ м};$$

$$R_{\text{пш}}^{\circ} = 36 \cdot (1 + \sin 10^{\circ}) \frac{6\sqrt{8,8}}{\sqrt{250}} + 10,5\sqrt{8,8}(1 + \sin 10^{\circ}) \cdot e^{-0,7 \frac{4,44}{5,9}} = 68 \text{ м};$$

$$R_{\text{по}}^{\text{H}} = 10,5(1 + \sin 10^{\circ}) \cdot e^{-0,7 \frac{1,5}{2,5}} = 8,1 \text{ м};$$

$$R_{\text{по}}^{\circ} = 10,5\sqrt{8,8}(1 + \sin 10^{\circ}) \cdot e^{-0,7 \frac{4,44}{5,9}} = 21,58 \approx 21,6 \text{ м};$$

$$Q_{\text{р}} = \frac{23 \cdot (4 \cdot 8,1 + 0,7 \cdot 15 \cdot 21,6)}{5} \cdot 1,1 = 1310,45 \approx 1310 \text{ кН/м}^2.$$

В заключение определяем суточную нагрузку на очистной забой по фактору предельной нагрузки на крепь $A_{\text{ск}}$ с учетом значения скорости $V_{\text{д}}$:

$$n_{\text{цд}} = \frac{8,8}{0,8} = 11;$$

$$A_{\text{ск}} = 2,5 \cdot 250 \cdot 0,8 \cdot 11 \cdot 1,3 \cdot 0,98 = 7007 \text{ т}.$$

Таким образом, установлено, что в данных условиях разработки при использовании механизированной крепи с сопротивлением 1320 кН/м^2 максимально допустимая нагрузка по фактору управления кровлей составляет 7007 т в сутки. Значит очистная крепь позволяет увеличить нагрузку на 1274 т в сутки (на 2 цикла).

Примеры контрольных вопросов

1. Назовите свойства кровли, от которых зависит величина шага периодического обрушения непосредственной и основной кровли $R_{\text{по}}$ согласно изученной методике.

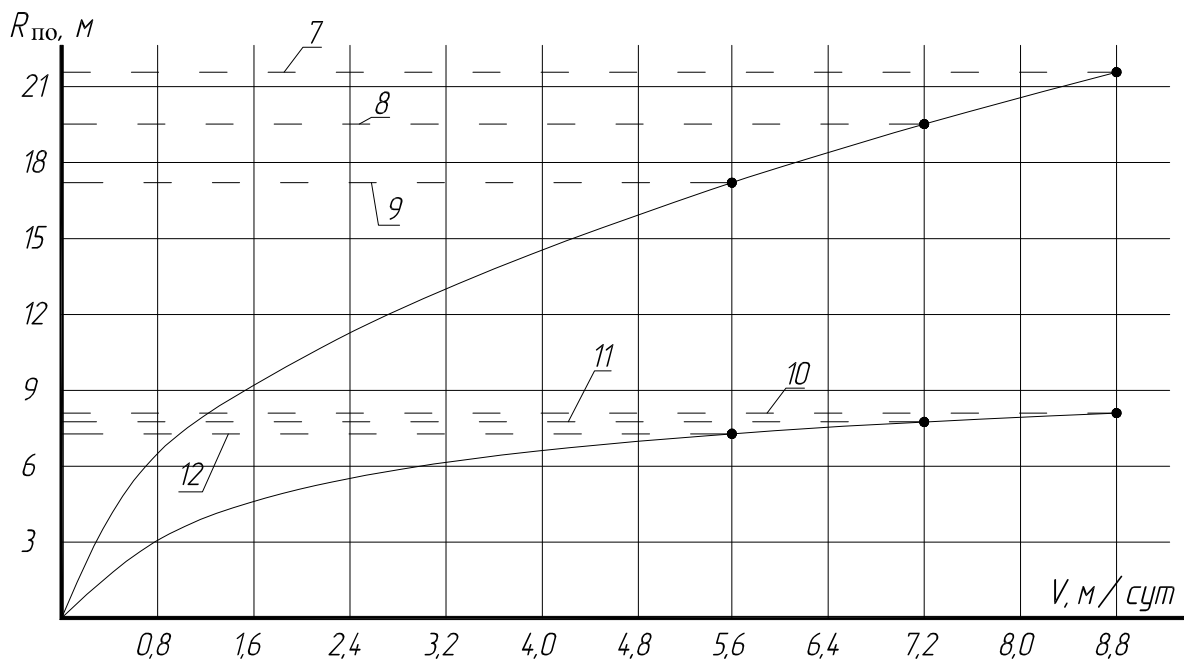
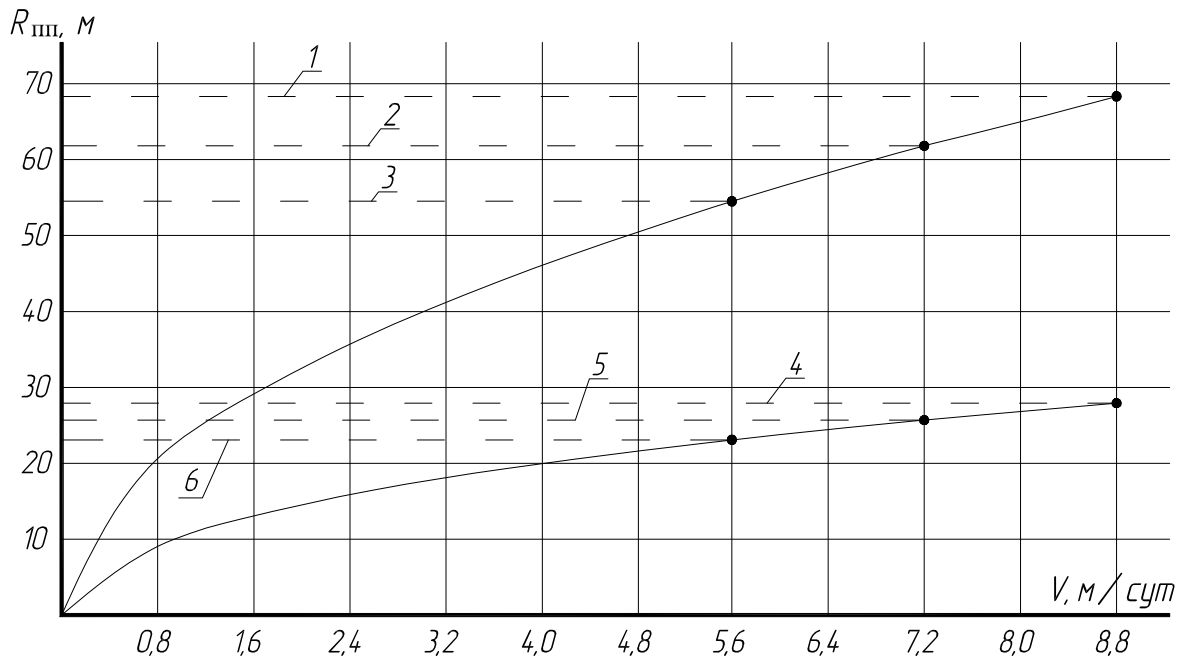
2. Что происходит с шагом обрушения $R_{\text{пш}}$ и $R_{\text{по}}$ кровли при увеличении скорости подвигания забоя?

3. Как изменение скорости подвигания забоя влияет на нагрузку на очистную крепь?

4. Какое значение первичного шага посадки основной кровли получается при предполагаемой суточной нагрузке на забой $A_{\text{сп}}$?

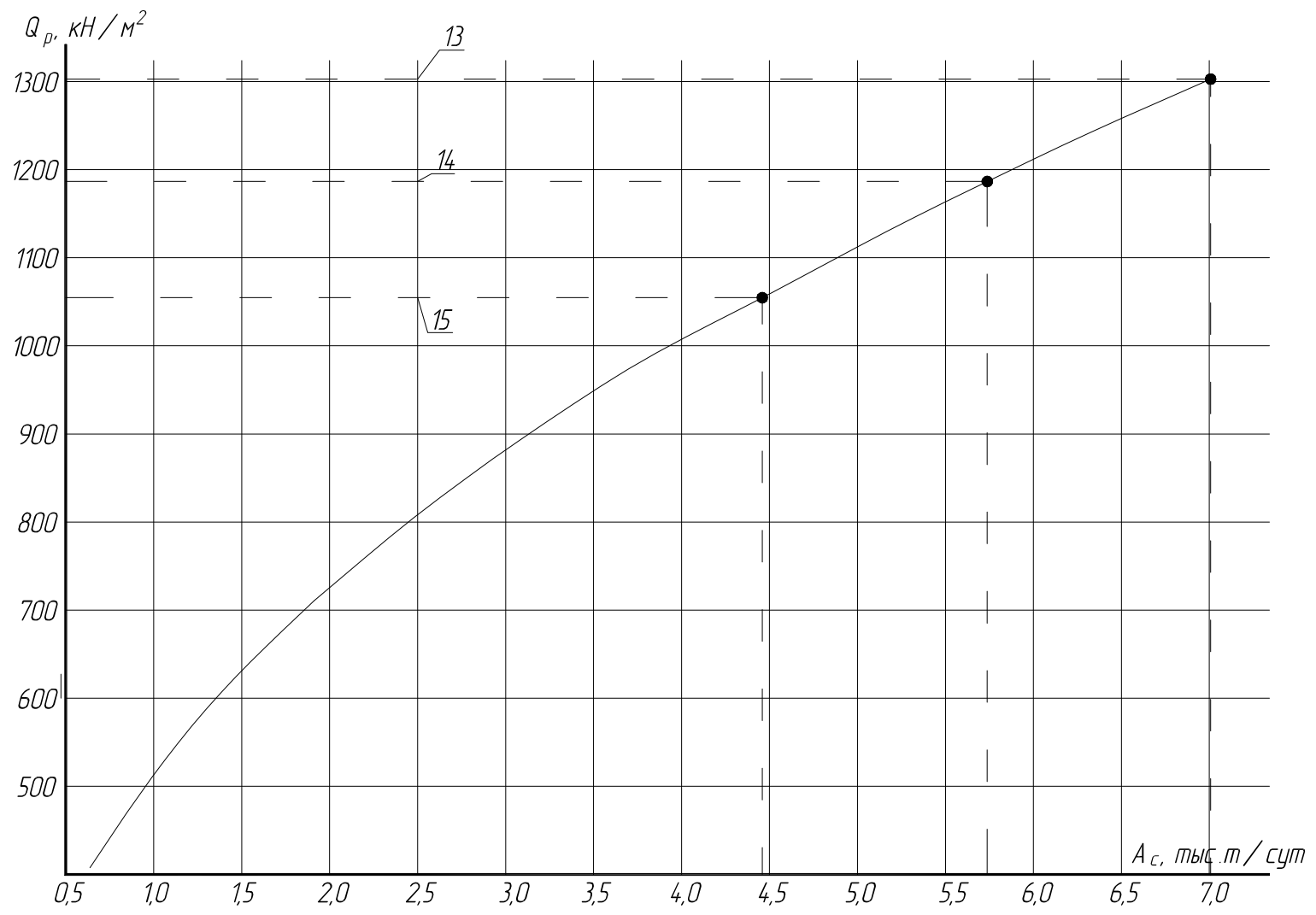
5. Какая максимально допустимая суточная нагрузка на забой $A_{\text{ск}}$ получается для ваших условий отработки пласта?

Зависимости первичного шага обрушения $R_{пн}$ и шага периодического обрушения $R_{по}$ от скорости продвижения забоя V



Пояснения к проекциям точек на оси $R_{пн}$ и $R_{по}$

№	Первичная посадка	№	Периодические обрушения	Пример
1	$R_{пн}^o = 68 \text{ м при } V_{д} = 8,8 \text{ м/сут}$	7	$R_{по}^o = 21,6 \text{ м при } V_{д} = 8,8 \text{ м/сут}$	№ 2
2	$R_{пн}^o = 62 \text{ м при } V_{п} = 7,2 \text{ м/сут}$	8	$R_{по}^o = 19,6 \text{ м при } V_{п} = 7,2 \text{ м/сут}$	№ 1, 2
3	$R_{пн}^o = 55 \text{ м при } V_{д} = 5,6 \text{ м/сут}$	9	$R_{по}^o = 17,2 \text{ м при } V_{д} = 5,6 \text{ м/сут}$	№ 1
4	$R_{пн}^u = 28 \text{ м при } V_{д} = 8,8 \text{ м/сут}$	10	$R_{по}^u = 8,1 \text{ м при } V_{д} = 8,8 \text{ м/сут}$	№ 2
5	$R_{пн}^u = 26 \text{ м при } V_{п} = 7,2 \text{ м/сут}$	11	$R_{по}^u = 7,8 \text{ м при } V_{п} = 7,2 \text{ м/сут}$	№ 1, 2
6	$R_{пн}^u = 23 \text{ м при } V_{д} = 5,6 \text{ м/сут}$	12	$R_{по}^u = 7,3 \text{ м при } V_{д} = 5,6 \text{ м/сут}$	№ 1



Пояснения к проекциям точек на оси Q_p и $A_{ск}$:

13 (пример № 2) – $Q_p=1310$ кН/м² при $A_{ск}=7007$ т/сут; 14 (примеры № 1, 2) – $Q_p=1194$ кН/м² при $A_n = 5733$ т/сут;
 15 (пример № 1) – $Q_p=1062$ кН/м² при $A_{ск} = 4459$ т/сут

Таблица 1.1

Исходные данные к РГР № 1

№ варианта	Пласт			Непосредственная кровля		Основная кровля		$l_{л}, \text{ м}$	$P_{н}, \text{ кН/м}^2$	$H, \text{ м}$	η	n	$A_{сп}, \text{ т/сут}$
	$m, \text{ м}$	f_y	$\alpha, \text{ град}$	f_n	$Z_{н}, \text{ м}$	f_o	$Z_o, \text{ м}$						
1	1,4	0,97	9	3	3,9	6,2	14	220	630	345	0,4	5	2825
2	1,7	0,95	14	3,3	3,8	6,5	15	235	900	456	0,5	4	3257
3	1,9	0,91	8	3,7	4,2	7,1	16	250	1050	567	0,6	3	3389
4	2,3	0,89	6	4,1	3,8	7,4	14	230	720	385	0,4	4	4313
5	2,6	0,81	10	3,7	4,1	7,5	15	250	1320	297	0,5	3	4637
6	2,9	1,06	12	3,5	3,7	5,8	23	230	924	508	0,6	4	6118
7	3,1	0,91	5	3,9	2,5	6,8	27	240	1200	376	0,4	3	6066
8	3,5	0,85	16	3,8	2,7	6,7	14	245	1500	441	0,5	4	7866
9	3,7	1,00	18	3,2	2,9	7,1	21	250	1300	621	0,6	3	6599
10	4,2	1,09	3	3,4	2,9	6,4	20	255	1320	543	0,4	4	9824
11	4,6	0,97	9	2,6	3,8	6,3	18	260	1300	423	0,5	4	9752
12	1,4	0,97	7	3,4	3,9	6,2	15	245	1050	345	0,4	3	2797
13	2,8	0,91	13	3,1	3,8	6,8	22	275	1160	477	0,4	5	7063
14	3,2	0,89	15	2,7	4,2	6,2	21	250	1160	345	0,5	4	8154
15	1,1	0,96	8	2,5	2,8	5,7	14	245	900	456	0,6	6	1648
16	1,9	1,06	9	2,9	4,1	5,9	16	235	885	567	0,4	5	3641
17	1,2	0,85	7	2,8	3,7	6,5	12	255	650	385	0,5	6	2183
18	2,2	0,85	10	3,2	2,5	5,8	26	260	1200	297	0,6	4	2915
19	3,8	1,15	14	2,4	2,2	5,8	13	280	900	108	0,4	3	6507
20	1,4	0,92	6	2,6	2,9	6,7	14	250	800	176	0,5	3	1784
21	1,5	0,97	5	2,7	2,9	6,1	13	274	720	241	0,6	5	2932
22	1,6	0,95	11	3,1	3,8	6,4	12	245	650	221	0,4	6	3596

РГР № 2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАЗУПРОЧНЕНИЯ КРОВЛИ ПРИ ОТРАБОТКЕ ВЫЕМОЧНОГО СТОЛБА

Цель работы: приобретение навыков в определении параметров разупрочнения кровли выемочного столба при его отработке механизированным комплексом.

Теоретические положения

Ведение очистных работ, кроме традиционного осложняющего фактора – метана, в некоторых горно-геологических условиях осложняется проблемами с управлением кровлей. В частности, эти проблемы возникают при зависании кровли на больших площадях над выработанным пространством. Такие кровли принято называть труднообрушаемыми. Более детально условия отнесения кровель к труднообрушаемым рассматриваются при изучении классификации [3]. Следует отметить, что на угольных шахтах РФ и Кузбасса, в частности, значительная часть высококачественных запасов угля залегает в пластах с труднообрушаемыми кровлями. Значительная часть таких запасов находится на юге Кузбасса. Практически всегда отработка таких пластов сопровождается трудностями. Поэтому в горной науке уделяется значительное внимание исследованию вопросов отработки пластов с труднообрушаемыми кровлями.

Особо следует отметить, чем опасны такие кровли. Зависание и последующее обрушение больших блоков кровли может привести к посадке "насухо" гидравлических стоек крепи. Это неоднократно наблюдалось на шахтах Кузбасса [4]. Были случаи, когда комплекс задавливало целиком, без возможности его демонтажа. Особенно актуальна эта проблема была в недалеком прошлом, когда угольная отрасль была недостаточно оснащена механизированными крепями с относительно высоким сопротивлением (более 1000 кН/м^2). Первичная посадка больших пролетов основной кровли (до 100 м) приводит к опасному явлению – мгновенному вытеснению больших объемов газа в призабойное пространство и формированию воздушных ударов. Кроме того,

именно наличие труднообрушаемой кровли способствует возникновению горных ударов, особенно на мощных пластах.

Тенденция к повышению суточной нагрузки, а следовательно, скорости подвигания забоя делает вопросы управления труднообрушаемой кровлей еще более актуальными. Это связано с тем, что увеличение скорости подвигания, как правило, приводит к увеличению шага обрушения кровли. При высоких скоростях подвигания размер блоков обрушения кровли может превышать критические значения, т. е. нагрузка на крепь может превышать сопротивление крепи. Для того чтобы избежать таких ситуаций, необходимо либо уменьшать скорость отработки (рассмотрено в РГР № 1), либо проводить мероприятия по разупрочнению кровли.

Разупрочнение является одним из наиболее эффективных методов управления труднообрушаемой кровлей. Мероприятия по разупрочнению кровли регламентируются инструкцией [5]. В этом документе представлен ряд методов предварительного разупрочнения кровли, а также разупрочнения уже образовавшихся консолей. В рамках данной работы рассматривается методика наиболее применяемого и универсального способа – передового торпедирования кровли.

Ход работы

Во всех вариантах предполагается отработка пласта пологого или наклонного падения длинными столбами по простиранию.

Ход выполнения работы поэтапно выглядит следующим образом:

1. Определение подтипа, структурного строения кровли и выбор схем разупрочнения.
2. Определение параметров выбранной схемы для разупрочнения кровли при первичной посадке.
3. Определение параметров выбранной схемы для разупрочнения кровли при периодических обрушениях.
4. Построение выбранных схем разупрочнения и составление сводной таблицы параметров разупрочнения кровли.

1. Определение подтипа, структурного строения кровли и выбор схем разупрочнения

Выбор схемы разупрочнения и расчет ее выполняются на основе сведений о строении непосредственной и основной кров-

ли. При этом мощность непосредственной кровли влияет на выбор схемы, а структурное строение основной кровли – на расчет параметров зарядов.

Труднообрушаемые кровли разделены согласно каталогу [6] на четыре подтипа в зависимости от отношения мощности непосредственной кровли $h_{\text{НК}}$ к вынимаемой мощности пласта $m_{\text{В}}$ и предела прочности на сжатие $\sigma_{\text{сжк}}$ основной кровли. Эта классификация легла в основу табл. 2.1.

Таблица 2.1

Определение подтипа кровли по нагрузочным свойствам

Диапазоны	Подтип	
	$\sigma_{\text{сжк}} \leq 80$ МПа	$\sigma_{\text{сжк}} > 80$ МПа
$0,50 \geq h_{\text{НК}}/m_{\text{В}}$	3А ₁	3Б ₁
$1 \geq h_{\text{НК}}/m_{\text{В}} > 0,50$	3А ₂	3Б ₂
$2 \geq h_{\text{НК}}/m_{\text{В}} > 1,0$	3А ₃	3Б ₃
$4 \geq h_{\text{НК}}/m_{\text{В}} > 2$	3А ₄	3Б ₄

Для более эффективного разупрочнения необходимо установить поверхности первоначального расслоения по одному из ослабленных контактов, выделяющему нижний слой основной кровли, от которого зависит нагружение крепи. Согласно инструкции [5] выделяют несколько структурных типов кровли по этому признаку. Классификация приведена в табл. 2.2, а графическое пояснение – на рис. 2.1.

Таблица 2.2

Определение структурного типа основной кровли

Основная кровля	Структурный тип
Нерасслаивающаяся, монолитная на всю мощность 12–15 м	C ₁
Разделена ослабленным контактом приблизительно на два одинаковых по мощности слоя	C ₂
Нижний слой, выделяемый ослабленным контактом, имеет большую мощность, чем верхний	C ₃
Нижний слой имеет меньшую мощность, чем верхний. Обрушение верхнего слоя происходит после обрушения нижнего	C ₄

Используя исходные данные, необходимо определить подтип по нагрузочным свойствам и структурный тип основной кровли.

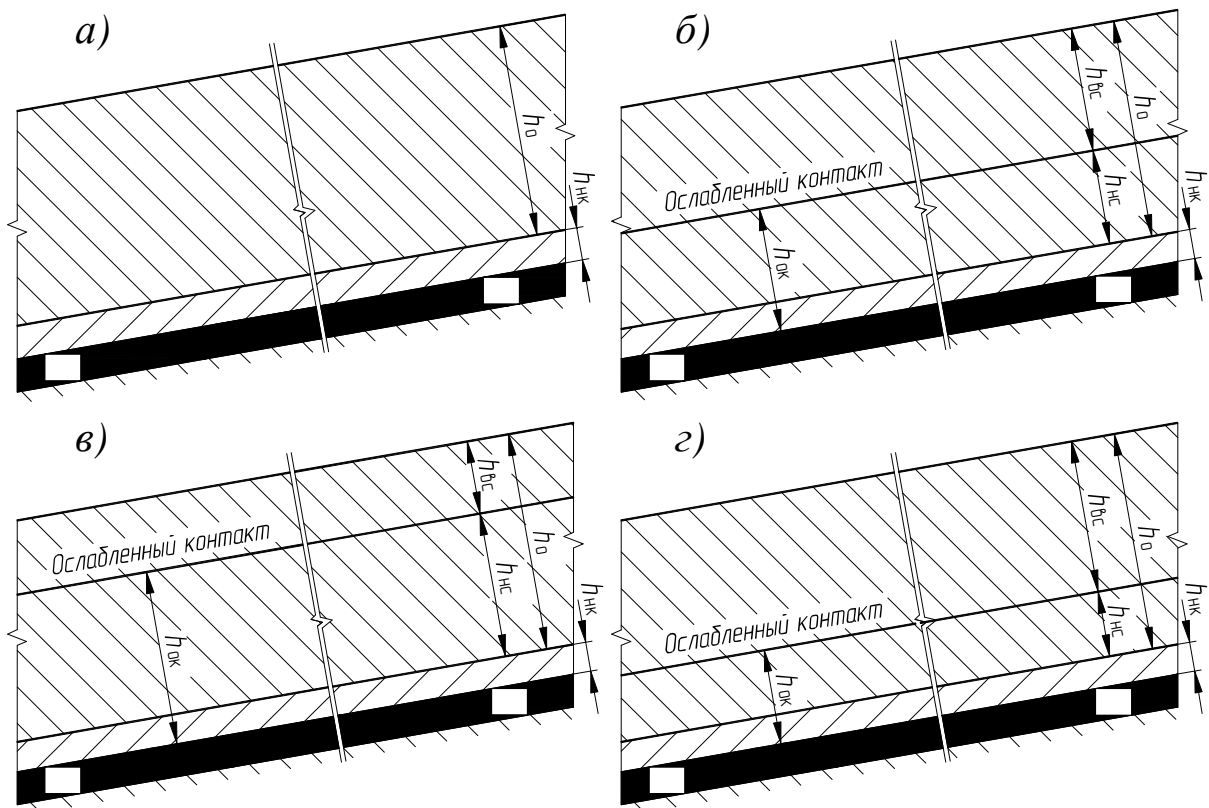


Рис. 2.1. Определение структурного типа основной кровли:
 а – структурный тип C_1 ; б – структурный тип C_2 ; в – структурный тип C_3 ; г – структурный тип C_4

Далее выбирают схемы разупрочнения при первичной посадке. Выбор схем производится по табл. 2.3. Схемы представлены на рис. 2.2. На всех рисунках показаны проекции скважин на пласт.

Таблица 2.3

Выбор схемы разупрочнения при первичной посадке

Вариант схемы	Область применения
Перпендикулярная 2.2, а	Любые подтипы кровли
Перпендикулярная 2.2, б	
Параллельные 2.2, в, г	$3A_2, 3A_3, 3B_2, 3B_3, P > 720 \text{ кН/м}^2$
Наклонные 2.2, д, е, ж	Любые подтипы кровли
Комбинированная 2.2, з	$3A_1, 3A_2, 3B_1, 3B_2, \sigma_{сжн} \geq 40 \text{ МПа}$

Примечание: $\sigma_{сжн}$ – предел прочности на сжатие непосредственной кровли; P – сопротивление крепи (см. исходные данные).

По назначению скважины подразделяются на:

- основные;
- оконтуривающие;

– отсечные (предотвращение зависания кровли у границ целиков, штреков и для инициирования разрушения при выходе комплекса из монтажной камеры).

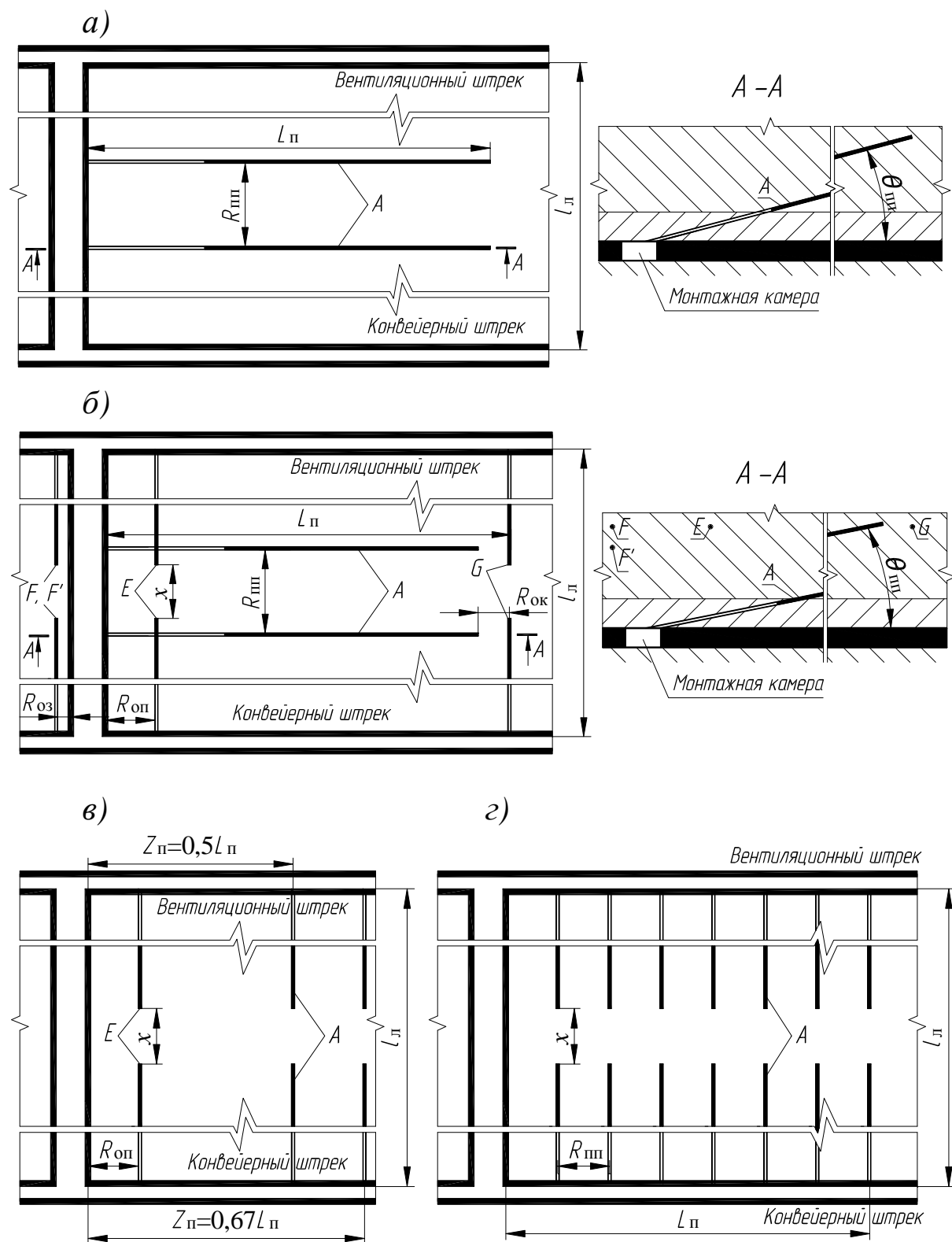
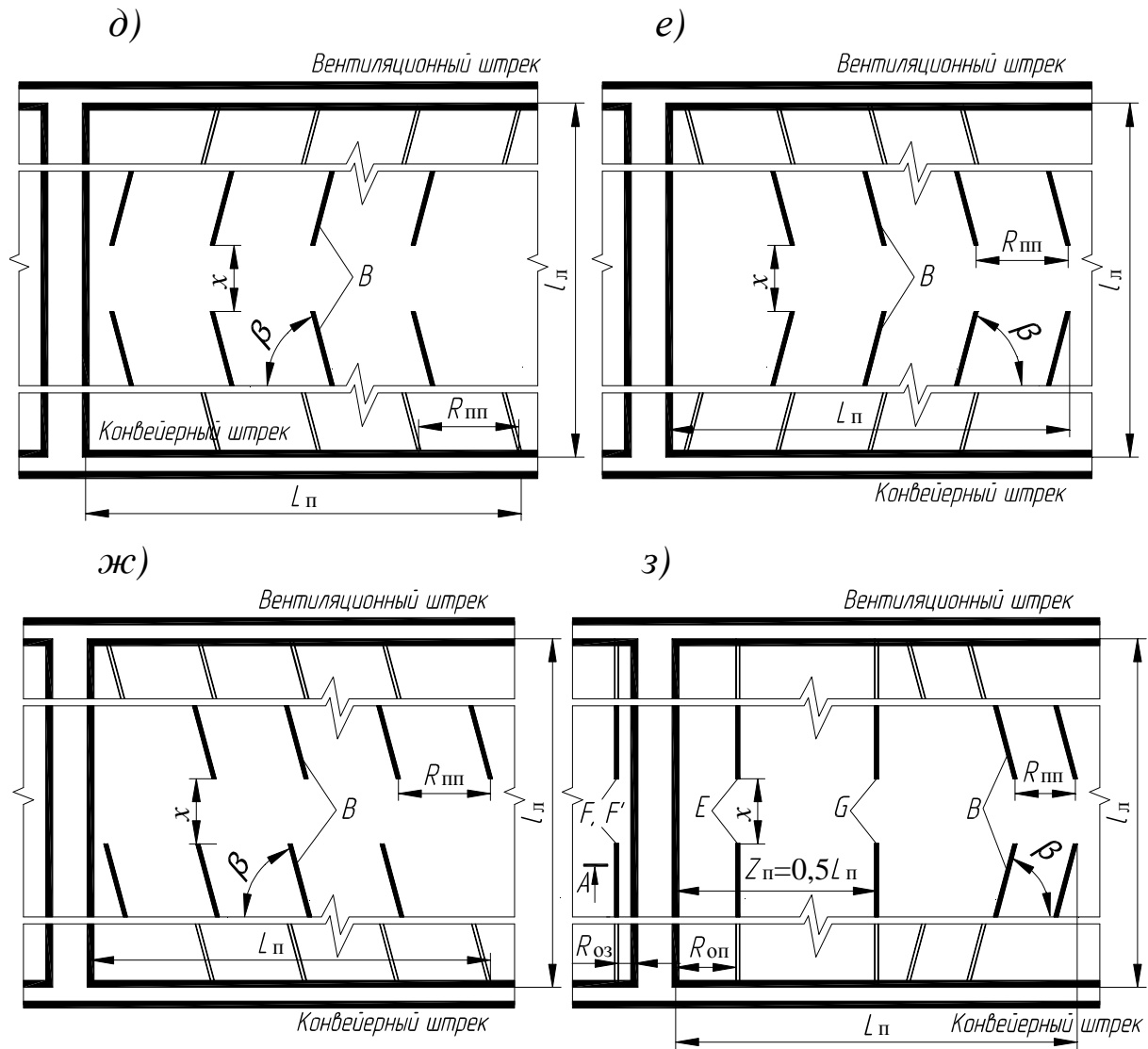


Рис. 2.2. Схемы разупрочнения основной кровли при первичной посадке



Продолжение рис. 2.2:

а – перпендикулярная схема; *б* – перпендикулярная схема с передними, задними отсечными и оконтуривающими скважинами; *в* – параллельная схема при подтипе кровли $3A_2, 3A_3$; *г* – параллельная схема при подтипе $3B_2, 3B_3$; *д* – наклонная схема с разворотом на забой; *е* – наклонная схема с разворотом на массив; *ж* – наклонная схема с параллельными встречными скважинами; *з* – комбинированная схема; *A* – основные параллельные (перпендикулярные) скважины; *B* – основные наклонные скважины; *E* – отсечные скважины в передней заделке; *F* – отсечные скважины в задней заделке; *G* – оконтуривающие скважины

Схемы расположения скважин подразделяются на виды по следующим признакам:

– по ориентировке скважин относительно линии очистного забоя (перпендикулярные, параллельные, наклонные);

– по количеству сторон выемочного столба или подготовительных выработок, из которых бурятся скважины (одно- и двухсторонние);

– по количеству скважин в плоскости разупрочнения (одно- и двухъярусные).

Двухсторонние схемы применяют при длине лавы более 120 м (предусмотрено во всех вариантах). Двухъярусные схемы – это две скважины, проведенные из одного места (рис. 2.4).

Наклонные схемы целесообразно применять, когда имеются данные о направлении основной системы естественной трещиноватости в кровле. В зависимости от этого направления выбирают конкретный вариант наклонной схемы. Угол разворота скважин выбирается из расчета эффективного воздействия энергии взрыва на раскрытие естественных трещин.

Наиболее универсальными схемами для разупрочнения кровли при периодических обрушениях являются параллельная и наклонная (рис. 2.3 и 2.4). Они могут применяться при любых подтипах кровли с любыми современными крепями. Поскольку данные о направлении основной системы естественной трещиноватости пород кровли в рамках данной работы не задаются, во всех вариантах принимается параллельная схема. Однако для полноты изучения этой темы параметры наклонной схемы тоже будут приведены в 3 разделе.

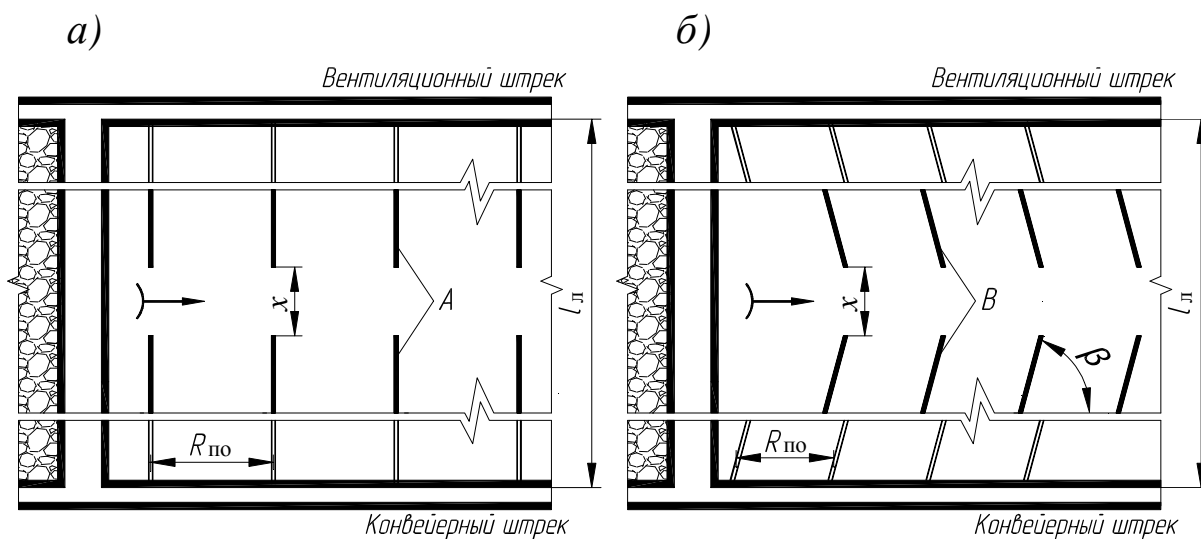


Рис. 2.3. Схемы разупрочнения основной кровли при периодических обрушениях:
а – параллельная схема; б – наклонная схема; А – основные параллельные скважины; В – основные наклонные скважины

2. Определение параметров выбранной схемы для разупрочнения кровли при первичной посадке

В зависимости от выбранной схемы разупрочнения необходимо определить следующие параметры:

- расстояние между основными скважинами (устьями скважин) $R_{\text{пп}}$, м;
- расстояние от монтажной камеры до основных или оконтуривающих скважин $Z_{\text{п}}$, м;
- расстояние, характеризующее расположение отсечных и оконтуривающих скважин $R_{\text{оп}}$, $R_{\text{оз}}$ и $R_{\text{ок}}$, м;
- угол между осями выработки и наклонных скважин β , град;
- длину скважин $l_{\text{пп}}$, $l_{\text{п}}$, $l_{\text{пп}}^{\text{H}}$, или $U_{\text{пп}}$ м;
- углы между осью скважины и плоскостью пласта $\theta_{\text{пп}}$ и $\theta'_{\text{пп}}$;
- число скважин разупрочнения $N_{\text{пп}}$;
- суммарную длину скважин $L_{\text{пп}}^{\text{с}}$, м;
- массу заряда в скважине $q_{\text{пп}}$, кг;
- суммарную массу заряда скважин $Q_{\text{пп}}$, кг.

Во всех схемах параметры определяются для участка кровли на расстоянии не менее предполагаемого шага первичной посадки основной кровли $L_{\text{п}}$ от монтажной камеры.

Расстояния $R_{\text{пп}}$ зависят от подтипа кровли, несущей способности крепи и значения $L_{\text{п}}$. Значения этих расстояний принимаются согласно требованиям табл. 2.4–2.6.

Таблица 2.4

Значения $R_{\text{пп}}$ для перпендикулярных схем, м

Сопротивление крепи, кН/м ²	Подтип кровли	
	3А	3Б
< 720	15÷20	10÷12 скважины двухъярусные
720÷1000	20÷25	
> 1000	25÷30	

Отсечные скважины E и F рекомендуется применять при $\alpha > 18^\circ$ и крепях с сопротивлением менее 720 кН/м². При этом скважины F (в задней заделке) при любых типах кровли следует закладывать двухъярусными, а отсечные скважины E (впереди монтажной камеры) – одноярусными. При подтипе 3Б₁ дополнительно закладываются оконтуривающие скважины G на расстоянии $R_{\text{ок}}$, равном 6÷10 м от проекции верхних концов скважин A .

Длина скважин E , F и G принимается из условия расстояния между концами (верхними торцами) встречных скважин x , равного $10 \div 15$ м (см. рис. 2.2, б).

При параллельной схеме, в зависимости от типа кровли, положение скважин определяют либо расстоянием от монтажной камеры $Z_{\text{п}}$, либо расстоянием между скважинами $R_{\text{пп}}$.

Таблица 2.5

Значения $Z_{\text{п}}$ и $R_{\text{пп}}$ для параллельных схем, м

Сопротивление крепи, кН/м ²		Подтип кровли	
		3А ₂ , 3А ₃	3Б ₂ , 3Б ₃
≥ 720	1 скважина	$Z_{\text{п}} = 0,5L_{\text{п}}$	$R_{\text{пп}} = 10 \div 12$
	2 скважина	$Z_{\text{п}} = 0,67L_{\text{п}}$	

При типе кровли 3А₂, 3А₃ бурят отсечные скважины в передней заделке E (рис. 2.2, в). В условиях пучения почвы рекомендуется применять отсечные скважины F .

Угол разворота скважин в наклонных схемах относительно прилегающих выработок принимают $\beta = 70 \div 80^\circ$.

Таблица 2.6

Значения $R_{\text{пп}}$ для наклонных схем, м

Сопротивление крепи, кН/м ²	Подтип кровли	
	3А	3Б
< 720	15 ÷ 20	10 ÷ 15
720 ÷ 1000	20 ÷ 25	
> 1000	25 ÷ 30	

При комбинированной схеме при любом сопротивлении крепи принимают следующие параметры. Расстояние $R_{\text{пп}}$ между устьями основных наклонных скважин B для подтипов 3А₁ и 3А₂ 15 м, для подтипов 3Б₁ и 3Б₂ 10 м. Угол наклона этих скважин $\beta = 70 \div 80^\circ$. Отсечные скважины E и F рекомендуется применять в любых условиях. Оконтуривающие скважины G проводят на расстоянии $0,5L_{\text{п}}$ от монтажной камеры.

Расстояние между отсечными скважинами E , F и монтажной камерой для всех схем принимают:

$$R_{\text{оп}} = 10 \div 15 \text{ м}, R_{\text{оз}} = 2 \div 3 \text{ м}.$$

Длина скважин, в зависимости от схемы, определяется по представленным далее формулам.

$$l_{\text{III}} = \sqrt{(0,5(L_{\text{Л}} - x))^2 + h_{\text{вIII}}^2}, \quad (2.1)$$

где l_{III} – длина скважин A (кроме перпендикулярной схемы), E , F , G , м; $L_{\text{Л}}$ – длина лавы, м; x – расстояние между концами встречных скважин (10 м); $h_{\text{вIII}}$ – высота заложения верхнего торца заряда (скважины) от пласта, м;

Для скважин A в перпендикулярной схеме:

$$l_{\text{II}} = \sqrt{L_{\text{II}}^2 + h_{\text{вIII}}^2}, \quad (2.2)$$

где l_{II} – длина скважин A перпендикулярной схемы при первичной посадке, м; L_{II} – предполагаемый (без разупрочнения) шаг первичной посадки основной кровли, м; $h_{\text{вIII}}$ – высота заложения верхнего торца заряда (скважины) от пласта, м.

Для скважин B в наклонной схеме:

$$l_{\text{III}}^{\text{H}} = \frac{l_{\text{III}}}{\cos(90 - \beta)}, \quad (2.3)$$

где β – угол разворота скважин относительно прилегающих выработок принимают, град ($\beta = 70 \div 80^\circ$).

Длина скважин второго яруса A' и F' принимается исходя из такой же высоты заложения верхнего торца, как у скважин первого яруса A и F :

$$U_{\text{III}} = \sqrt{(0,25(L_{\text{Л}} - x))^2 + h_{\text{вIII}}^2}, \quad (2.4)$$

где U_{III} – длина скважин второго яруса A' и F' , м; $L_{\text{Л}}$ – длина лавы, м; x – расстояние между концами встречных скважин (подставляется значение для скважин первого уровня $x = 10$ м); $h_{\text{вIII}}$ – высота заложения верхнего торца заряда от пласта, м.

Графическое пояснение к расчету по формулам (2.1) и (2.4) представлено на рис. 2.4. Как видно из рисунка, длина определяется по теореме Пифагора. Проекция на пласт скважин второго яруса в два раза меньше, чем проекция скважин первого яруса. Высота заложения верхнего торца $h_{\text{вIII}}$ определяется в зависимости от структурного типа основной кровли по формулам, представленным в табл. 2.7.

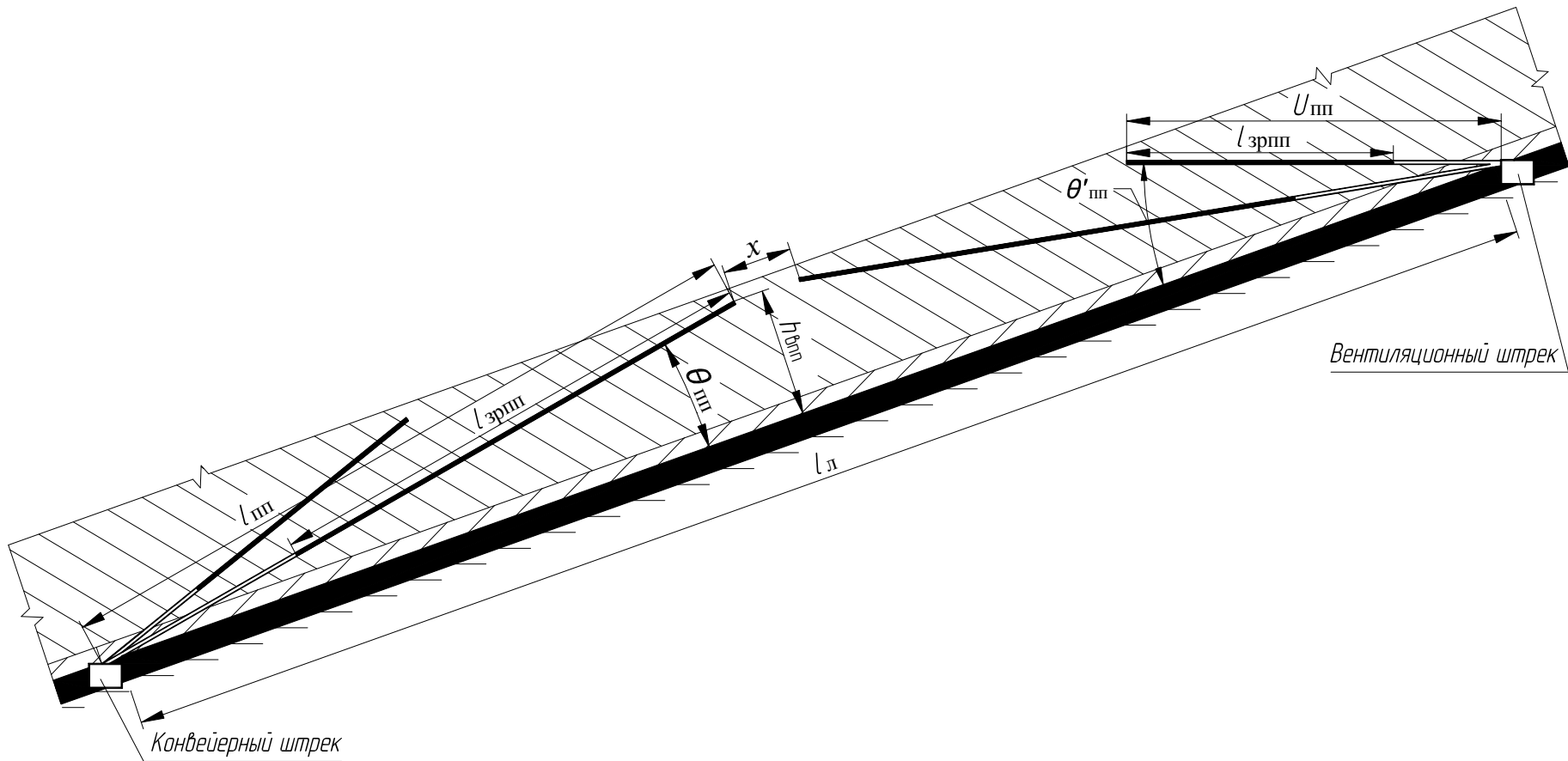


Рис. 2.4. Пояснение к расчету длины скважин

Примечание. В зависимости от расположения штрека относительно пласта, а также устья скважин относительно пласта и сечения штрека возможно некоторое отличие фактического значения длины от расчетного. Поскольку это отличие составляет не более 2 %, допускается его не учитывать.

Таблица 2.7

Определение высота заложения верхнего торца $h_{\text{ВПП}}$

Формула	Структурный тип
$h_{\text{ВПП}} = h_{\text{НК}} + (0,6 \div 0,8)h_0$	C_1
$h_{\text{ВПП}} = h_{\text{НК}} + h_{\text{НС}} + (0,2 \div 0,3)h_{\text{ВС}}$	C_2
$h_{\text{ВПП}} = h_{\text{НК}} + (0,6 \div 0,8)h_{\text{НС}}$	C_3
$h_{\text{ВПП}} = h_{\text{НК}} + h_{\text{НС}} + 0,5 h_{\text{ВС}}$	C_4

Угол $\theta_{\text{ПП}}$ ($\theta'_{\text{ПП}}$ для скважин второго яруса) составит:

$$\theta_{\text{ПП}} = \arcsin \frac{h_{\text{ВПП}}}{l_i} \text{ или } \theta'_{\text{ПП}} = \arcsin \frac{h_{\text{ВПП}}}{U_{\text{ПП}}}, \quad (2.5)$$

где $h_{\text{ВПП}}$ – высота заложения верхнего торца заряда, м; l_i – длина скважин ($l_{\text{ПП}}$, $l_{\text{П}}$, $l_{\text{ПП}}^{\text{H}}$), м; $U_{\text{ПП}}$ – длина скважин второго яруса, м.

Длина забойки (и сыпучей и водяной) принимается:

$$l_{\text{збПП}} = (0,3 \div 0,35)l_{\text{ПП}}, \text{ а заряда соответственно} \quad (2.6)$$

$$l_{\text{зрПП}} = (0,70 \div 0,65)l_i.$$

При определении значений по формулам (2.6) для скважин второго уровня вместо $l_{\text{ПП}}$ подставляется $U_{\text{ПП}}$. Число скважин $N_{\text{ПП}}$ определяется из конкретной схемы. Общая длина скважин конкретной группы находится как произведение числа этих скважин на длину одной скважины. Суммарная длина $L_{\text{ПП}}^{\text{с}}$ всех скважин реализуемой схемы находится как сумма общих длин всех типов скважин в схеме.

Масса заряда в одной скважине определяется по формуле

$$q_{\text{ПП}} = l_{\text{зрПП}} 0,025\pi d_{\text{зар}}^2 \Delta, \quad (2.7)$$

где $q_{\text{ПП}}$ – масса заряда в одной скважине, кг; $l_{\text{зрПП}}$ – длина заряда скважины, м; $d_{\text{зар}}$ – диаметр заряда, м; Δ – плотность ВВ в заряде, кг/м³ (у предохранительных ВВ 1000–1150 кг/м³).

Диаметр заряда $d_{\text{зар}}$ в породе с $\sigma_{\text{сжо}} \leq 80$ МПа принимается 60 мм, а в породах с $\sigma_{\text{сжо}} > 80$ МПа 70 мм.

Суммарная масса заряда всех скважин составит:

$$Q_{\text{пп}} = \sum N_{\text{пп}}^i q_{\text{пп}}^i, \quad (2.8)$$

где $N_{\text{пп}}^i$ и $q_{\text{пп}}^i$ – число и масса заряда конкретной группы скважин.

При расчетах для перпендикулярной схемы формулы (2.3)–(2.7) нужно посчитать отдельно для скважин A (у них другая длина) и остальных скважин, сложив затем результаты.

3. Определение параметров выбранной схемы для разупрочнения кровли при периодических обрушениях

Для выбранной схемы разупрочнения (параллельной) необходимо определить следующие параметры:

- расстояние между скважинами разупрочнения (шаг торпедирования) $R_{\text{по}}$, м;
- длину скважины $l_{\text{по}}$, м;
- угол между осью скважины и плоскостью пласта $\theta_{\text{по}}$, град;
- число скважин разупрочнения $N_{\text{по}}$;
- суммарную длину скважин $L_{\text{по}}^c$, м;
- массу заряда в скважине $q_{\text{по}}$, кг;
- суммарную массу заряда скважин $Q_{\text{по}}$, кг.

Расстояние $R_{\text{по}}$ зависит от несущей способности крепи и значения $L_{\text{п}}$ (табл. 2.8). Значения этих расстояний принимаются согласно требованиям табл. 2.4–2.6.

Таблица 2.8

Значения $R_{\text{по}}$ для параллельных схем, м

Сопротивление крепи, кН/м ²	Подтип кровли	
	3А	3Б
< 720	$R_{\text{по}} = 0,5 h_{\text{впо}}$	
≥ 720	$R_{\text{по}} = 0,67 h_{\text{впо}}$	

При кровлях типа 3Б применяется двухъярусное расположение скважин, а при кровлях типа 3А – одноярусное.

В целом остальные параметры определяются аналогично ранее представленной методике [формулы (2.1), (2.3)–(2.7)]. Однако есть два отличия. Высота заложения верхнего торца $h_{\text{впо}}$ при расчете формулы (2.1) определяется по формулам, представленным в табл. 2.9.

Число скважин $N_{\text{по}}$ определяется с учетом суммарной длины участков, на которых необходимо выполнять разупрочнение L_3 :

$$N_{\text{по}} = \frac{2L_3}{R_{\text{по}}}, \quad (2.9)$$

где L_3 – суммарной длины участков, на которых необходимо выполнять разупрочнение, м (указано в задании); $R_{\text{по}}$ – расстояние между скважинами разупрочнения, м.

Таблица 2.9

Определение высота заложения верхнего торца $h_{\text{впо}}$

Формула	Структурный тип
$h_{\text{впо}} = h_{\text{нк}} + (0,6 \div 0,8)h_0$	C_1
$h_{\text{впо}} = h_{\text{нс}} + h_{\text{нк}} + 0,5h_{\text{вс}}$	C_2
$h_{\text{впо}} = h_{\text{нс}} + h_{\text{нк}}$	C_3
$h_{\text{впо}} = h_{\text{нс}} + h_{\text{нк}} + (0,5 \div 0,7)h_{\text{вс}}$	C_4

Основные параметры наклонной схемы следующие. Расстояние между скважинами при кровлях типа 3Б и 3А для крепей с сопротивлением менее 720 кН/м^2 принимают $10 \div 15$ м, с сопротивлением более 720 кН/м^2 принимают $15 \div 20$ м. Угол разворота скважин принимают $50 \div 80^\circ$ в зависимости от направления основной системы естественной трещиноватости пород. При кровлях типа 3А применяют одноярусное расположение скважин, при кровлях типа 3Б – двухъярусное.

4. Построение выбранных схем разупрочнения и составление сводной таблицы параметров разупрочнения кровли

Выбранные схемы разупрочнения кровли изображаются в масштабе $M 1:500$ с детализацией элементов в соответствии с рис. 2.1–2.4. Выполняется масштабное изображение принятых схем разупрочнения при первичной посадке и периодическом обрушении с соответствующими сечениями по падению пласта. При этом на размерных линиях и выносках ставятся значения для конкретного варианта. Для большей наглядности рекомендуется разные группы скважин обозначать разными цветами. Структура сводной таблицы параметров разупрочнения кровли представлена в примере.

Пример выполнения работы

Исходные данные		Значение
Пласт	угол падения α , град	19
	вынимаемая мощность m_B , м	3,4
Непосредственная кровля	предел прочности на сжатие $\sigma_{сжн}$, МПа	42
	мощность $h_{нк}$, м	1,6
Основная кровля	предел прочности на сжатие $\sigma_{сжо}$, МПа	82
	мощность, h_o	23,6
	мощность нижнего слоя $h_{нс}$, м	23,6
	мощность верхнего слоя $h_{вс}$, м	–
Соппротивление крепи P , кН/м ²		810
Предполагаемый шаг первичной посадки основной кровли $L_{п}$, м		88
Суммарная длина участков, на которых необходимо выполнять разупрочнение L_3 , м		526
Длина лавы $L_{л}$, м		210

1. Определение подтипа, структурного строения кровли и выбор схем разупрочнения

Вначале определяем подтип кровли по нагрузочным свойствам (табл. 2.1). Поскольку $\sigma_{сжо} = 82$ МПа, кровля будет подтипа 3Б. С учетом $h_{нк} = 1,6$ м и $m_B = 3,4$ м получаем соотношение

$$\frac{h_{нк}}{m_B} = \frac{1,6}{3,4} = 0,47,$$

следовательно, подтип 3Б₁.

Структурный тип основной кровли определяем по табл. 2.2. В нашем случае основная кровля представлена монолитными породами без ослабленного контакта, т. е. соответствует типу С₁.

Далее по табл. 2.3 выбираем схему разупрочнения при первичной посадке. Для типа подтипа 3Б₁ при $\sigma_{сжн} = 42$ МПа целесообразно применить комбинированную схему (рис. 2.2, з).

В отсутствие данных о направлении трещиноватости для разупрочнения при периодических обрушениях выбираем параллельную схему разупрочнения.

2. Определение параметров выбранной схемы для разупрочнения кровли при первичной посадке

Для комбинированной схемы разупрочнения предусматривается бурение скважин B , G , E , F и F' (рис. 2.2, з) на участке $L_{\text{п}}$ протяженностью 88 м. Для этой схемы определяем следующие параметры:

- расстояние $R_{\text{пп}}$, м, между основными наклонными скважинами B ;
- расстояние $Z_{\text{п}}$, м, от монтажной камеры до оконтуривающих скважин G ;
- расстояния $R_{\text{оп}}$ и $R_{\text{оз}}$, м, характеризующие расположение отсечных скважин E и F ;
- угол β , град, между осями выработки и наклонных скважин B ;
- длину $l_{\text{пп}}$, $l_{\text{пп}}^{\text{H}}$ и $U_{\text{пп}}$, м, скважин G , E , F , B и F' ;
- углы $\theta_{\text{пп}}$ и $\theta'_{\text{пп}}$, град, между осью скважин G , E , F , B , F' и плоскостью пласта;
- число скважин разупрочнения $N_{\text{пп}}$;
- суммарную длину скважин $L_{\text{пп}}^{\text{с}}$, м;
- массу заряда $q_{\text{пп}}$, $q_{\text{пп}}^{\text{B}}$ и $q_{\text{пп}}^{\text{F}'}$, кг, в скважинах G , E , F , B и F' ;
- суммарную массу заряда скважин $Q_{\text{пп}}$, кг.

Расстояние $R_{\text{пп}}$ между устьями основных наклонных скважин B принимаем согласно рекомендациям 10 м. Расстояние $Z_{\text{п}}$ от монтажной камеры до оконтуривающих скважин G принимается $0,5L_{\text{п}} = 44$ м, а до отсечных скважин в передней E и задней F , F' заделке соответственно $R_{\text{оп}} = 15$ м и $R_{\text{оз}} = 3$ м.

Угол β между осями выработки и скважин B принимаем 80° .

Далее определяем длины всех видов скважин. Предварительно рассчитываем высоту заложения верхнего торца этих скважин от пласта (табл. 2.7) для структурного типа C_1 :

$$h_{\text{впп}} = 1,6 + 0,7 \cdot 23,6 = 18,12 \approx 18,1 \text{ м.}$$

Тогда с учетом длины лавы 210 м и расстояния $x = 10$ м длина $l_{\text{пп}}$ скважин G , E , F составит:

$$l_{\text{пп}} = \sqrt{(0,5(210 - 10))^2 + 18,1^2} = 101,62 \approx 101,6 \text{ м.}$$

Длина наклонных скважин B составит:

$$l_{\text{III}}^{\text{H}} = \frac{101,6}{\cos(90 - 80)^{\circ}} = 103,16 \approx 103,2 \text{ м.}$$

Длина отсечных скважин второго яруса F' будет равна:

$$U_{\text{III}} = \sqrt{(0,25 \cdot (210 - 10))^2 + 18,1^2} = 53,17 \approx 53,2 \text{ м.}$$

Углы θ_{III} и θ'_{III} будут иметь значения:

$$\theta_{\text{III}} = \arcsin \frac{18,1}{101,6} = 10,26^{\circ} \approx 10^{\circ}; \quad \theta'_{\text{III}} = \arcsin \frac{18,1}{53,2} = 19,89^{\circ} \approx 20^{\circ}.$$

Теперь определяем число скважин. Скважин G , E , F , и F' будет по 2 шт. каждой, т. е. 8 шт. Необходимо выяснить, сколько наклонных скважин B разместится во второй половине участка L_{II} . Для этого сначала узнаем длину проекции скважины B на плоскость пласта:

$$l_{\text{пр}} = \frac{L_{\text{II}} - x}{2 \cdot \sin \beta} = \frac{210 - 10}{2 \cdot \sin 80^{\circ}} = 101,54 \approx 101,5 \text{ м.}$$

Далее определяем длину проекции на штрек:

$$l_{\text{пр}}^{\text{штр}} = l_{\text{пр}} \cdot \cos \beta = 101,5 \cdot \cos 80^{\circ} = 17,62 \approx 17,6 \text{ м.}$$

Таким образом, с учетом $l_{\text{пр}}^{\text{штр}} = 17,6$ м и $R_{\text{III}} = 10$ м в пределах участка 44 м можно разместить 3 скважины: $17,6 + 10 + 10 = 37,6$. С учетом двухстороннего расположения получаем 6 наклонных скважин B .

Тогда число скважин разупрочнения N_{III} при первичной посадке составит 14 шт.

Суммарная длина всех скважин составит:

$$L_{\text{III}}^{\text{с}} = 101,6 \cdot 6 + 103,2 \cdot 6 + 53,2 \cdot 2 = 1335,2 \approx 1335 \text{ м.}$$

Далее определяем массу заряда в скважинах, предварительно определяем длину заряда. Для скважин G , E , F она составит:

$$l_{\text{зрпш}} = 0,7 \cdot 101,6 = 71,12 \approx 71,1 \text{ м.}$$

Для скважин B :

$$l_{\text{зрпш}}^B = 0,7 \cdot 103,2 = 72,24 \approx 72,2 \text{ м.}$$

Для скважин F' :

$$l_{\text{зрпш}}^{F'} = 0,7 \cdot 53,2 = 37,24 \approx 37,2 \text{ м.}$$

Масса заряда в одной скважине соответственно будет равна:

$$q_{\text{пш}} = 71,1 \cdot 0,025 \cdot \pi \cdot 0,07^2 \cdot 1000 = 27,48 \approx 27,5 \text{ кг;}$$

$$q_{\text{пш}}^B = 72,2 \cdot 0,025 \cdot \pi \cdot 0,07^2 \cdot 1000 = 27,77 \approx 27,8 \text{ кг;}$$

$$q_{\text{пш}}^{F'} = 37,2 \cdot 0,025 \cdot \pi \cdot 0,07^2 \cdot 1000 = 14,33 \approx 14,3 \text{ кг.}$$

Суммарная масса заряда всех скважин (2.6) составит:

$$Q_{\text{пш}} = 27,5 \cdot 6 + 27,8 \cdot 6 + 14,3 \cdot 2 = 360,4 \text{ кг.}$$

3. Определение параметров выбранной схемы для разупрочнения кровли при периодических обрушениях

Для параллельной схемы разупрочнения с учетом подтипа кровли $ЗБ_1$ предусматривается бурение двухъярусных скважин A и A' на участке L_3 протяженностью 526 м. Для этой схемы определяем следующие параметры:

- расстояние $R_{\text{по}}$, м, между кустами основных скважин A и A' ;
- длину $l_{\text{по}}$ и $U_{\text{по}}$, м, скважин A и A' ;
- углы $\theta_{\text{по}}$ и $\theta'_{\text{по}}$, град, между осью скважин A и A' и плоскостью пласта;
- число скважин разупрочнения $N_{\text{по}}$;
- суммарную длину скважин $L_{\text{по}}^c$, м;
- массу заряда $q_{\text{по}}$ и $q_{\text{по}}^{A'}$, кг, в скважинах A и A' ;
- суммарную массу заряда скважин $Q_{\text{по}}$, кг.

Высота заложения верхнего торца скважин для структурного типа C_1 такая же, как при первичной посадке:

$$h_{\text{впо}} = 1,6 + 0,7 \cdot 23,6 = 18,12 \approx 18,1 \text{ м.}$$

Тогда расстояние между кустами скважин с учетом сопротивления крепи 810 кН/м^2 составит:

$$R_{\text{по}} = 0,67 \cdot 18,1 = 12,12 \approx 12 \text{ м.}$$

Тогда с учетом длины лавы 210 м и расстояния $x = 10$ м длина $l_{\text{по}}$ скважин A , так же как при первичной посадке, составит:

$$l_{\text{по}} = \sqrt{(0,5(210-10))^2 + 18,1^2} = 101,62 \approx 101,6 \text{ м,}$$

а длина скважин второго яруса A' будет равна:

$$U_{\text{по}} = \sqrt{(0,25 \cdot (210-10))^2 + 18,1^2} = 53,17 \approx 53,2 \text{ м.}$$

Углы $\theta_{\text{по}}$ и $\theta'_{\text{по}}$ соответственно будут иметь значения:

$$\theta_{\text{по}} = \arcsin \frac{18,1}{101,6} = 10,26^\circ \approx 10^\circ; \quad \theta'_{\text{по}} = \arcsin \frac{18,1}{53,2} = 19,89^\circ \approx 20^\circ.$$

Число кустов скважин разупрочнения $N_{\text{кпо}}$ без учета двустороннего расположения определяем с учетом суммарной длины участков, на которых необходимо выполнять разупрочнение L_3 :

$$N_{\text{кпо}} = \frac{526}{12} = 43,88 \approx 44 \text{ шт.}$$

С учетом двустороннего расположения число кустов составит 88. Тогда общее число скважин $N_{\text{по}}$ будет 176.

Суммарная длина всех скважин составит:

$$L_{\text{по}}^c = 101,6 \cdot 88 + 53,2 \cdot 88 = 13622,2 \approx 13622 \text{ м.}$$

Далее определяем массу заряда в скважинах, предварительно определяем длину заряда. Для скважин A она составит:

$$l_{\text{зрпо}} = 0,7 \cdot 101,6 = 71,12 \approx 71,1 \text{ м.}$$

Для скважин A' :

$$l_{\text{зрпо}}^{A'} = 0,7 \cdot 53,2 = 37,24 \approx 37,2 \text{ м.}$$

Масса заряда в одной скважине соответственно будет равна:

$$q_{\text{по}} = 71,1 \cdot 0,025 \cdot \pi \cdot 0,07^2 \cdot 1000 = 27,48 \approx 27,5 \text{ кг};$$

$$q_{\text{по}}^{A'} = 37,2 \cdot 0,025 \cdot \pi \cdot 0,07^2 \cdot 1000 = 14,33 \approx 14,3 \text{ кг}.$$

Суммарная масса заряда всех скважин (2.6) составит:

$$Q_{\text{по}} = 27,5 \cdot 88 + 14,3 \cdot 88 = 3678,4 \text{ кг}.$$

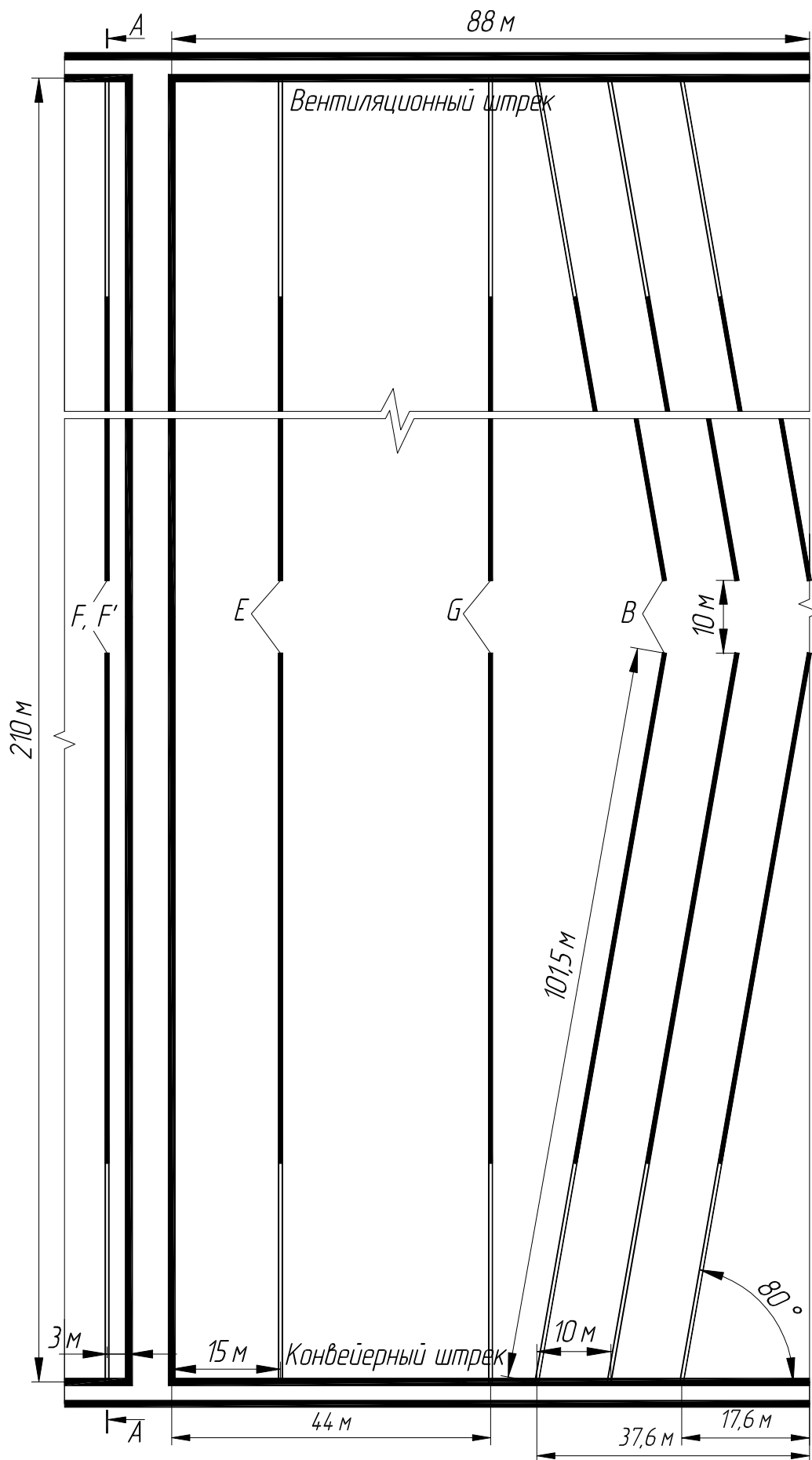
4. Построение выбранных схем разупрочнения и составление сводной таблицы параметров разупрочнения кровли

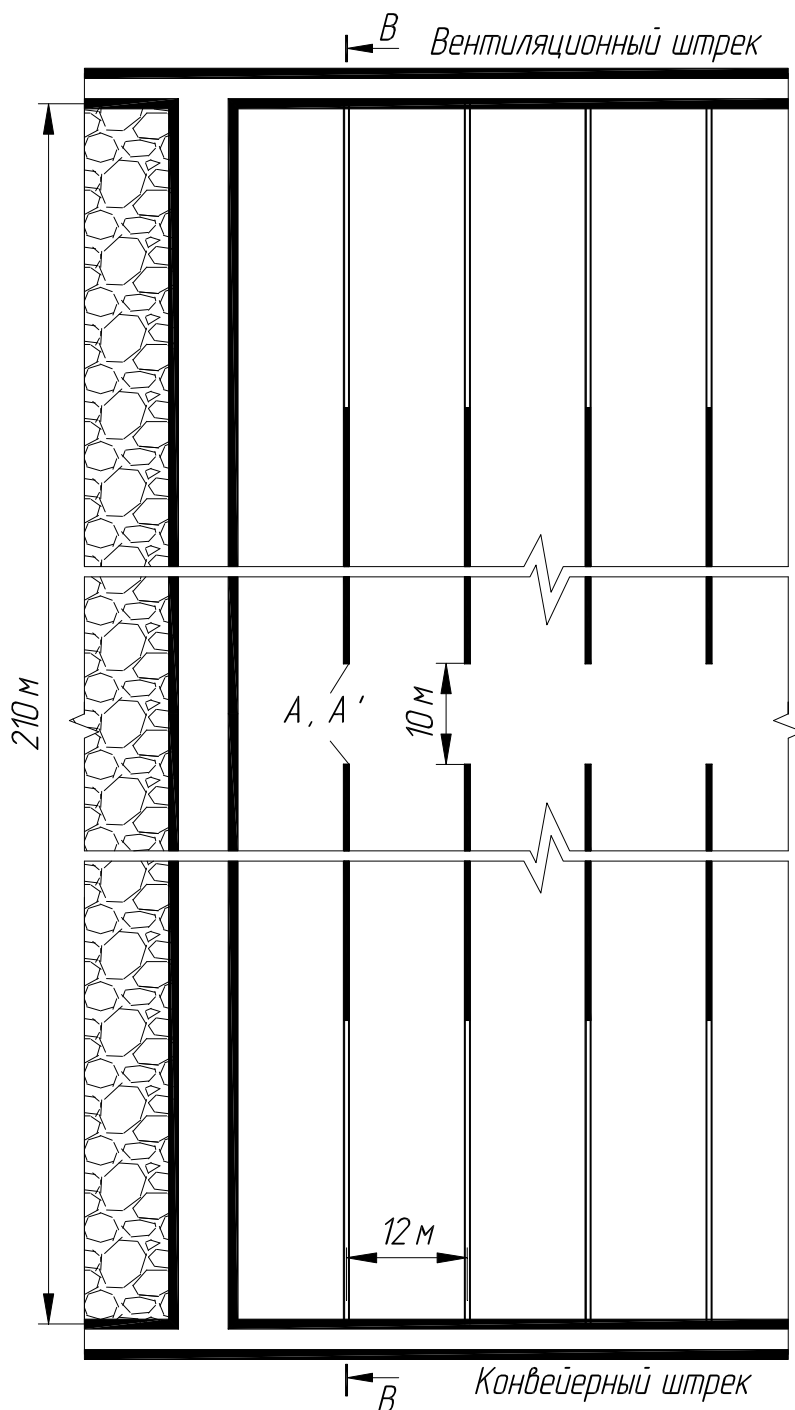
Составляем сводную таблицу параметров разупрочнения. Выполняем масштабное изображение принятых схем разупрочнения. Показываем вид в плоскости пласта с проекциями скважин. Сечение по падению показываем одно (по скважинам, параллельным забою), так как для структурного типа C_1 с учетом одинакового расстояния x и высоты заложения верхнего торца ($h_{\text{впп}} = h_{\text{впо}}$) изображения этого сечения для скважин первичной посадки и периодического обрушения отличаться не будут.

Сводная таблица параметров разупрочнения кровли

№	Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
Общие параметры			
1	Подтип непосредственной кровли	–	ЗБ ₁
2	Структурный тип основной кровли	–	C ₁
3	Схема разупрочнения при первичной посадке	комбинированная	
4	Схема для разупрочнения при периодических обрушениях	параллельная	
Параметры схемы разупрочнения при первичной посадке			
5	Расстояние $R_{\text{пп}}$ между устьями основных наклонных скважин B	м	10
6	Расстояние $Z_{\text{п}}$ между оконтуривающими скважинами G и монтажной камерой	м	44
7	Расстояние $R_{\text{оп}}$ между передними отсечными скважинами E и монтажной камерой	м	15
8	Расстояние $R_{\text{оз}}$ между задними отсечными скважинами F , F' и монтажной камерой	м	3

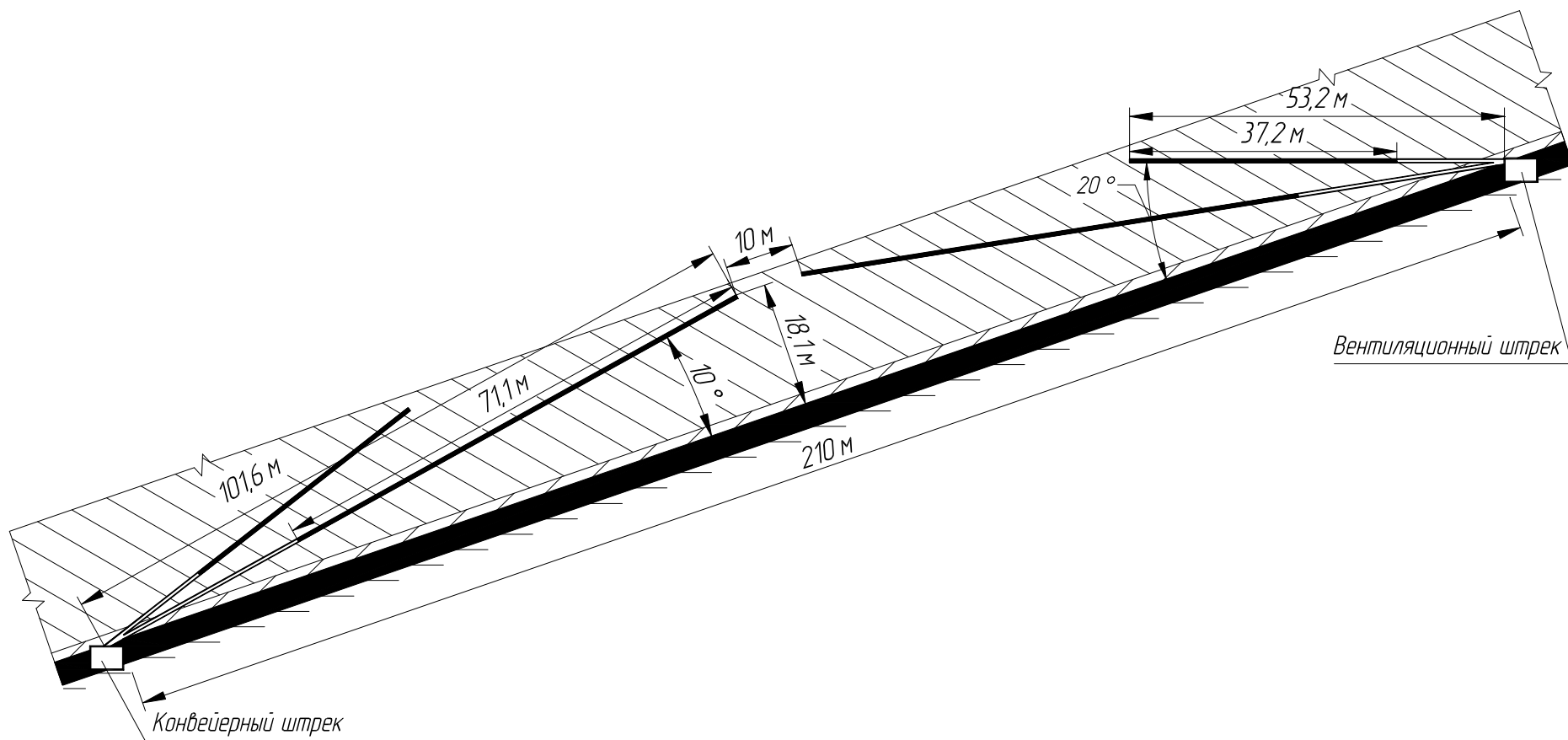
№	Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
9	Угол β между осями выработки и наклонных скважин B	град	80
10	Длина $l_{\text{пн}}$ отсечных скважин E, F и оконтуривающих G	м	101,6
11	Длина $l_{\text{пн}}^{\text{н}}$ основных наклонных скважин B	м	103,2
12	Длина $U_{\text{пн}}$ отсечных скважин F'	м	53,2
13	Угол $\theta_{\text{пн}}$ между осью скважин G, E, F, B и плоскостью пласта	град	10
14	Угол $\theta'_{\text{пн}}$ между осью скважин F' и плоскостью пласта	град	20
15	Число скважин разупрочнения $N_{\text{пн}}$	шт.	14
16	Суммарная длина скважин $L_{\text{пн}}^{\text{с}}$	м	1335
17	Масса заряда $q_{\text{пн}}$ в скважинах G, E, F	кг	27,5
18	Масса заряда $q_{\text{пн}}^B$ в скважинах B	кг	27,8
19	Масса заряда $q_{\text{пн}}^{F'}$ в скважинах F'	кг	14,3
20	Суммарная масса заряда скважин $Q_{\text{пн}}$	кг	360,4
Параметры схемы разупрочнения при периодических обрушениях			
21	Расстояние между скважинами разупрочнения $R_{\text{по}}$	м	12
22	Длина $l_{\text{по}}$ скважин A	м	101,6
23	Длина $U_{\text{по}}$ скважин A'	м	53,2
24	Угол $\theta_{\text{по}}$ между осью скважин A и плоскостью пласта	град	10
25	Угол $\theta'_{\text{по}}$ между осью скважин A' и плоскостью пласта	град	20
26	Число скважин разупрочнения $N_{\text{по}}$	шт.	176
27	Суммарная длина скважин $L_{\text{по}}^{\text{с}}$	м	13622
28	Масса заряда $q_{\text{по}}$ в скважинах A	кг	27,5
29	Масса заряда $q_{\text{по}}^{A'}$ в скважинах A'	кг	14,3
30	Суммарная масса заряда скважин $Q_{\text{по}}$	кг	3678,4





Примеры контрольных вопросов

1. Дайте определение труднообрушаемой кровле.
2. Чем опасно наличие труднообрушаемой кровли над отработываемым пластом?
3. Какой способ разупрочнения кровли рассматривается в работе?
4. Какая схема разупрочнения применена для первичной посадки кровли?
5. Назовите параметры схемы разупрочнения.



Примечание: Сечение (A – A) по скважинам F и F' для комбинированной схемы и сечение (B – B) по скважинам A и A' для параллельной схемы

Таблица 2.10

Исходные данные к РГР № 2

№ варианта	Пласт		Непосредственная кровля		Основная кровля				P , кН/м ²	$L_{п}$, м	$L_{з}$, м	$L_{д}$, м
	α , град	$m_{в}$, м	$\sigma_{сжн}$, МПа	$h_{нк}$, м	$\sigma_{сжо}$, МПа	$h_{о}$, м	$h_{нс}$, м	$h_{вс}$, м				
1	8	2	44	2,6	84		7	20,3	690	72	210	230
2	23	1,7	33	0,8	56	26,6	–		630	75	155	210
3	19	3,1	44	1,5	83	18,2	–		685	70	347	185
4	15	2,5	38	1,9	67	–	6,3	18,2	1100	76	260	225
5	14	2,9	46	3,8	82	–	5,6	28	1100	80	181	212
6	19	3,7	46	2,8	58	25,2	–		785	77	210	240
7	12	2,3	46	2,9	81	–	8,4	23,1	630	66	320	180
8	22	2,7	31	2,0	69	–	7,7	21	1060	70	185	220
9	19	2,8	38	2,1	84	–	23,8	7,7	785	83	211	245
10	10	4,1	31	2,0	76	22,4	–		690	81	320	180
11	19	4,3	37	2,1	83	–	7,7	22,4	785	68	160	235
12	22	2,6	37	2,9	42	–	20,3	6,3	810	66	270	255
13	20	2,5	44	1,9	84	21	–		810	83	160	225
14	20	2	37	0,9	74	–	28	9,1	895	75	187	235
15	14	2,8	43	2,1	81	–	11,9	17,5	895	83	321	240
16	13	2,2	43	2,9	46	–	16,8	16,1	785	76	193	250
17	8	1,8	43	2,4	82	19,6	–		750	85	185	220
18	23	3,5	33	4,6	58	–	6,3	16,8	685	78	175	265
19	9	4,2	38	2,1	83	–	16,1	15,4	1060	78	199	260
20	11	2,4	44	3,1	77	–	25,9	8,4	840	79	199	260
21	16	3,2	46	1,5	69	–	21,7	7	690	87	219	218
22	14	2,9	38	1,3	81	18,2	–		685	87	210	230

РГР № 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ШИРИНЫ ЦЕЛИКОВ ПРИ ПАНЕЛЬНОЙ ПОДГОТОВКЕ

Цель работы: Изучение методики определения размеров целиков в выемочной ступени для охраны горных выработок.

Теоретические положения

Целики угля широко используются в шахтах для различных целей. Несмотря на то, что в целиках остаются значительные потери угля, применение целиков и сегодня остается практически безальтернативной технологией при решении некоторых технологических задач. Большая часть целиков оставляется в пределах панелей. Целики служат для охраны подготовительных выработок, для более надежной изоляции отработанного пространства от участков с действующими горными работами (например, на весьма склонных к самовозгоранию пластах) и т. д. Во всех случаях важно правильно рассчитать ширину целика. С одной стороны, чем шире целик, тем больше вероятность, что он не разрушится под действием горного давления и выполнит свою функцию. С другой стороны, чем больше целик, тем больше потери. Кроме того, ранее оставленные целики большого размера могут оказывать негативное влияние на горнотехнические условия отработки сближенных пластов.

Вопросам расчета целиков всегда уделялось большое внимание в горной науке. Первые расчеты появились много лет назад. Исследования продолжаются и в настоящее время. Сейчас существует несколько широко известных методик определения размера целиков. У каждой из них есть модификации. Выбор конкретного варианта, как правило, предопределяется доступностью исходных данных для расчета, факторами, которые необходимо учесть при расчете целика в конкретном случае и т. д.

Для расчета большинства целиков в данной работе принята методика, сутью которой является принятие такой ширины целика угля, при которой расстояния от края выработок до максимумов зоны опорного давления не пересекутся. Определение параметров опорного давления рекомендуется выполнить по извест-

ной методике [7], которая рассматривалась при изучении дисциплины "Геомеханика". Эта методика относительно широко применяется при расчете в реальных проектных документах действующих шахт. Поэтому авторы остановили свой выбор именно на ней.

Следует отметить, что в некоторых случаях существуют отдельные, независимые от геомеханических расчетов требования по минимально допустимому размеру целиков. Например, на пластах, склонных к самовозгоранию, минимальный размер целиков в зависимости от типа должен составлять 20, 30 или 40 м. Это необходимо для исключения фильтрации воздуха через целик.

Ход работы

Во всех вариантах рассматривается уклонная панель при системе разработки длинными столбами по простиранию с оставлением межлавных целиков. Ход выполнения работы поэтапно выглядит следующим образом:

1. Определение типа и количества целиков в панели.
2. Расчет параметров опорного давления.
3. Определение ширины целиков.
4. Построение схем напряжений в целиках.

1. Определение типа и количества целиков в панели

Для рассматриваемых в работе вариантов систем разработки целики угля можно разделить на три типа (рис. 3.1):

- межлавные целики;
- целики для охраны панельных выработок;
- целики для охраны выработок общепластового значения.

Межлавные целики служат для охраны подготовительных выработок, оконтуривающих выемочные столбы (A), для изоляции отработанных пространств от отработываемых столбов и для изоляции отработанных пространств соседних столбов друг от друга (A'). В некоторых случаях в межлавных целиках проводят дополнительные горные выработки (например, газодренажные штреки для дегазации выработанного пространства). Обозначим эти целики A'' . Расчетные схемы для целиков A , A' , A'' отличаются друг от друга.

Целики для охраны панельных выработок – это целик между наклонными панельными выработками ($B.1$) и целики, охра-

няющие панельные выработки со стороны выработанного пространства (Б.2.1, Б.2.2, Б.2.3, Б.2.4). Размер целиков Б.2.1– Б.2.4 определяет место заложения монтажной камеры на флангах панели и место остановки забоя (заложения демонтажной камеры). Наличие фланговых выработок в уклонных панелях регламентируется п. 111 [8].

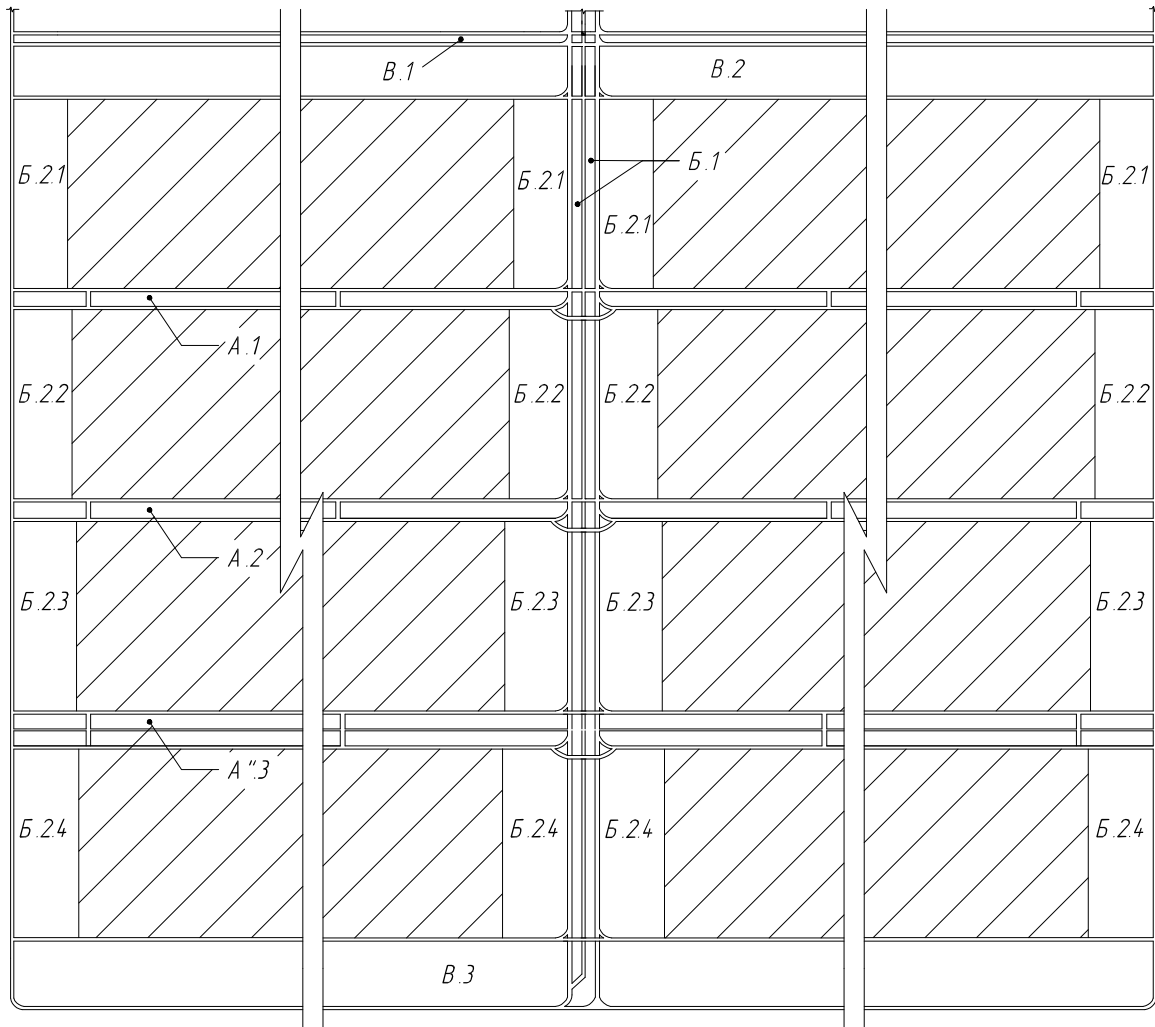


Рис. 3.1. Схема расположения целиков угля

Целики для охраны выработок общепластового значения — это целик между пластовым конвейерным и воздухоподающим штреками на транспорте горизонте (В.1) и целики, охраняющие пластовые выработки со стороны выработанного пространства (В.2 и В.3).

В разделе необходимо указать типы и число целиков для конкретного варианта. Во всех вариантах принимается 4 яруса. При обозначении для всех целиков с одинаковой шириной следует использовать одинаковые обозначения, указывая при этом их чис-

ло. Ширина целиков зависит от глубины их расположения. Поэтому целики, расположенные на одной глубине, будут иметь одинаковую ширину. Все данные рекомендуется представить в виде схемы расположения целиков (рис. 3.1) и сводной таблицы 3.1, руководствуясь при этом принципами, представленными в этом примере. Последний столбец таблицы ($L_{ц}$) заполняется после выполнения последнего раздела работы.

Таблица 3.1

Сводная таблица целиков в панели

Тип		Индексы	Количество	$L_{ц}$, м
Межлавные		<i>A.1</i>	2	
		<i>A.2</i>	2	
		<i>A''.3</i>	2	
Для охраны панельных выработок	между выработками	<i>B.1</i>	2	
	охрана со стороны выработочного пространства	<i>B.2.1</i>	4	
		<i>B.2.2</i>	4	
		<i>B.2.3</i>	4	
Для охраны выработок общепластового значе-ния	между выработками	<i>B.2.4</i>	4	
	охрана со стороны выработочного пространства	<i>B.1</i>	1	
		<i>B.2</i>	1	
		<i>B.3</i>	1	

2. Расчет параметров опорного давления

В данном разделе необходимо определить следующие параметры зоны опорного давления для дальнейшего расчета ширины целиков:

– расстояние до максимума опорного давления x_{mi} (для целиков типа *A*, *A'*, *A''*, *B.1* и *B.1*);

– протяженности зоны опорного давления L , м (для целиков типа *B.2*, *B.2* и *B.3*).

Это связано с различием в подходах к определению ширины целиков разного типа. В частности, следует учитывать, что целики типа *B.2*, *B.2* и *B.3* служат для охраны выработок с большим сроком службы, которые используются весь срок отработки панели и могут использоваться при отработке соседних панелей.

Срок службы межлавных целиков (типы *A*, *A'*, *A''*) значительно меньше, поэтому расчет их ширины основан на определении другого параметра опорного давления – расстоянии x_m .

Целики между параллельными выработками (тип *Б.1* и *В.1*) не испытывают непосредственного влияния опорного давления со стороны выработанного пространства. Поэтому, несмотря на то, что они поддерживают выработки с большим сроком службы, их ширина определяется также на основе параметра x_m .

При определении параметров зоны опорного давления рекомендуется использовать расчетные схемы, поясняющие методику расчета. Рассмотрим вначале расчетные схемы для межлавных целиков. Как отмечалось выше, рассматриваются следующие варианты (типы *A*, *A'* и *A''*):

- целик не требуется сохранять в выработанном пространстве, он служит только для охраны вентиляционного штрека (тип *A*);
- целик требуется сохранять в выработанном пространстве, он служит для изоляции выработанного пространства действующей лавы от выработанного пространства ранее отработанной лавы (тип *A'*);
- целик требуется сохранять в выработанном пространстве, он служит для охраны газодренажного штрека, которым стал сохраненный конвейерный штрек ранее отработанной лавы (тип *A'*);
- целик требуется сохранять в выработанном пространстве, в нем проводится газодренажный штрек для дегазации выработанного пространства действующей лавы (тип *A''*).

Схема для типа *A* представлена на рис. 3.2.

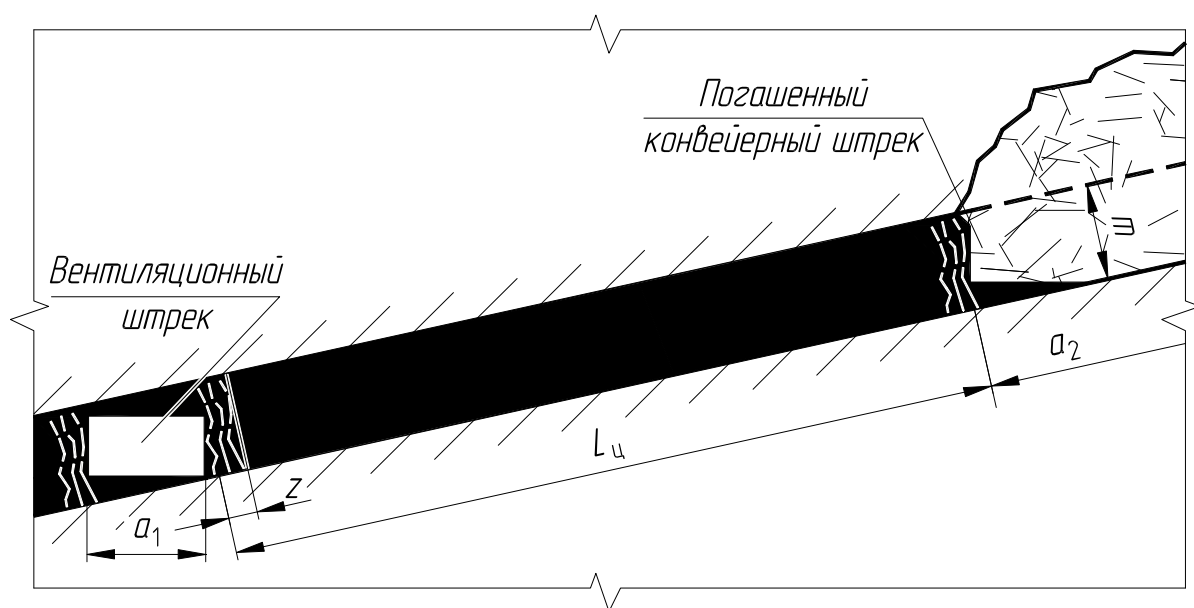


Рис. 3.2. Расчетная схема для целиков типа *A*

Варианты систем разработки, предполагающие оставление целиков типа A' и A'' (рис. 3.3 и 3.4), регламентируются нормативными документами [11, 13, 19] и другими. Особенностью этих вариантов является необходимость сохранения целика в отработанном пространстве. Поэтому расчетные схемы представлены на наиболее напряженный период в жизненном цикле целика – нахождение в выработанном пространстве позади очистного забоя.

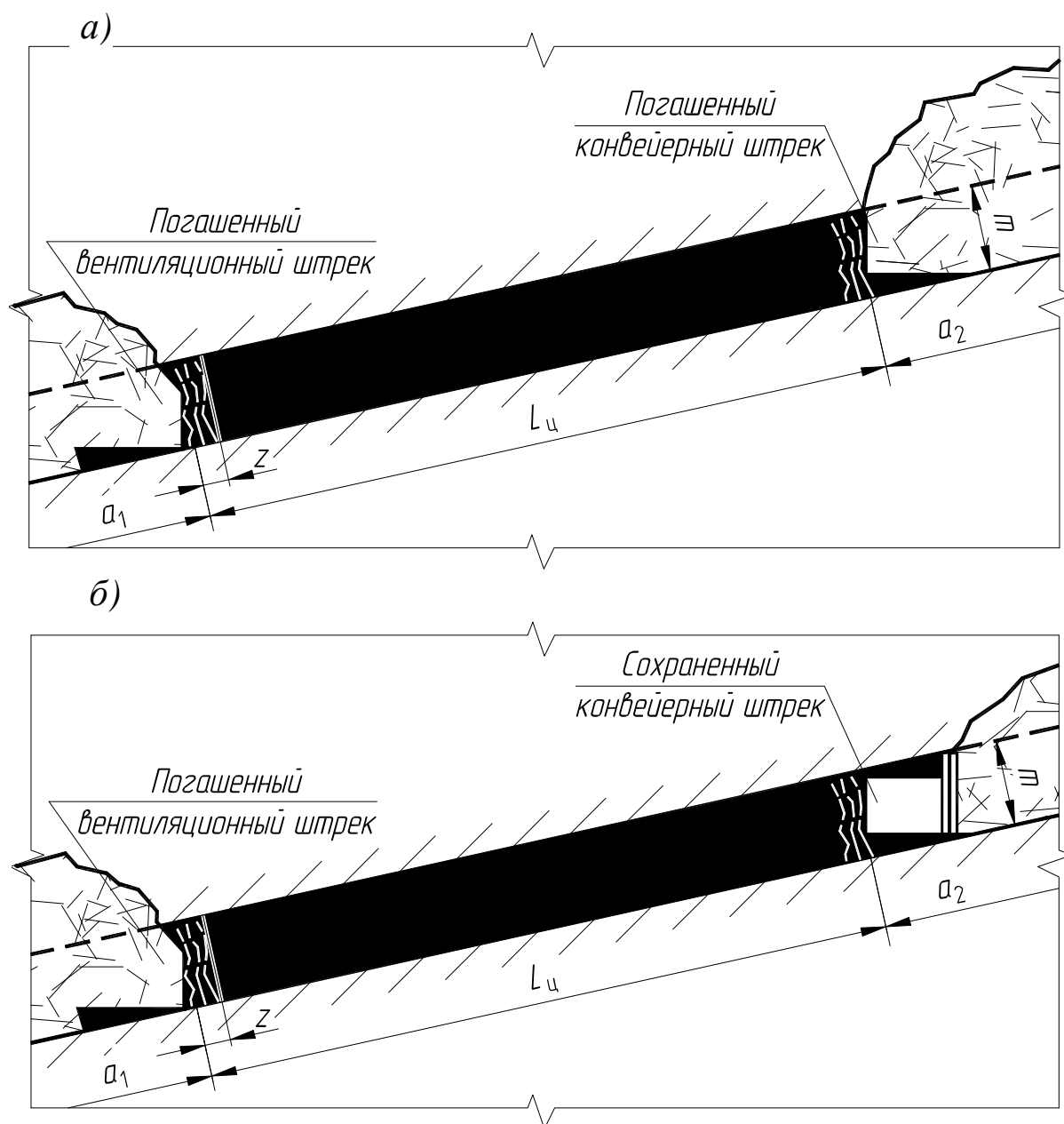


Рис. 3.3. Расчетная схема для целиков типа A' :

a – целик служит для изоляции выработанного пространства действующей лавы от выработанного пространства ранее отработанной лавы;
 b – целик служит для охраны газодренажного штрека, которым стал сохраненный конвейерный штрек ранее отработанной лавы

Для типа A' представлено два варианта, которые мало отличаются с точки зрения геомеханики и могут быть рассчитаны одинаково.

Расчетная схема для целика типа A'' представлена на рис. 3.4. Далее, в РГР № 6, рассматриваются варианты дегазации выработанного пространства, при которых необходимо наличие таких целиков и газодренажных штреков (рис. 6.1 $a, в$).

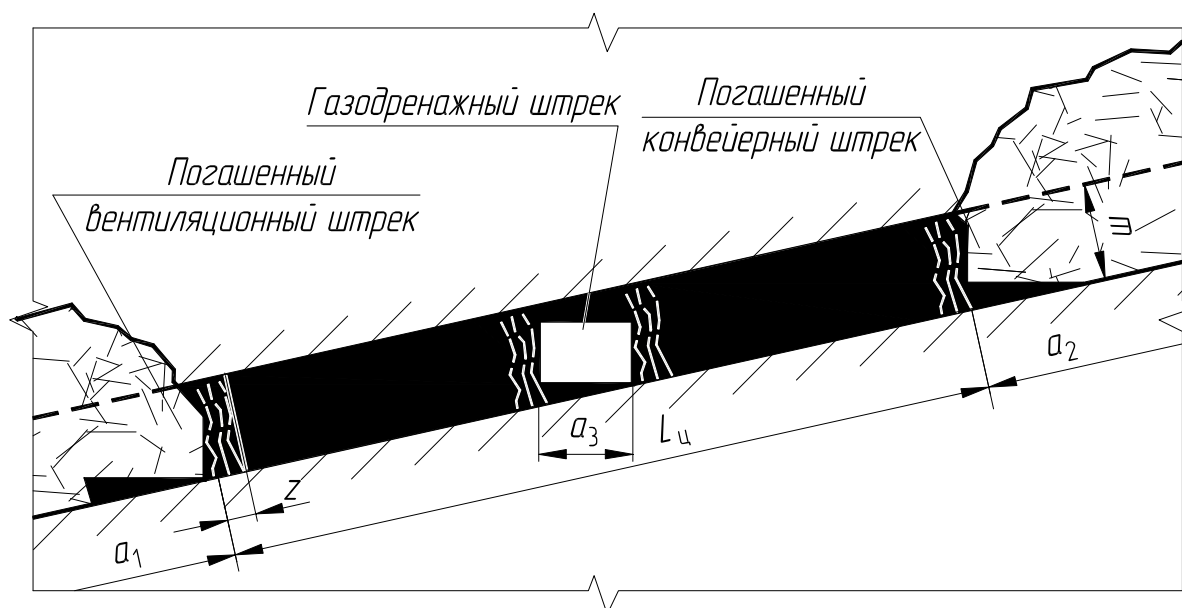


Рис. 3.4. Расчетная схема для целиков типа A''

Расчетная схема для целиков между наклонными панельными выработками представлена на рис. 3.5.

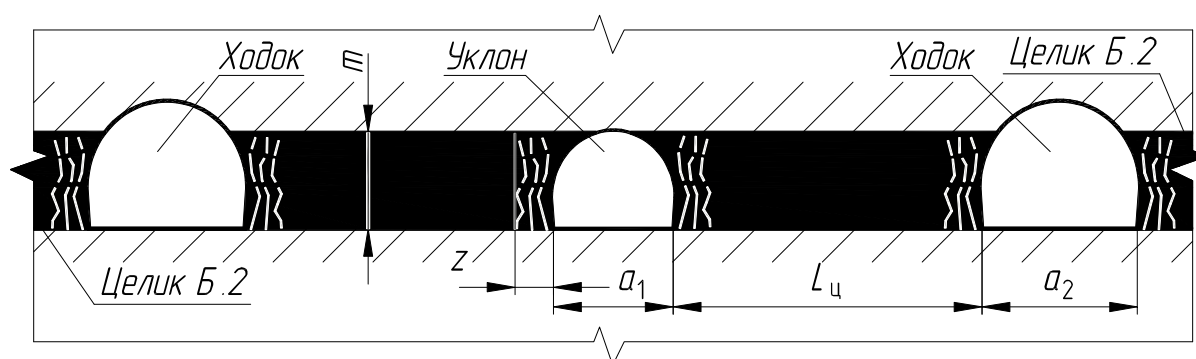


Рис. 3.5. Расчетная схема для целиков типа $B.1$

Расчетная схема для целика между выработками общепластового значения представлена на рис. 3.6. Во всех вариантах допускается принять ширину панельных и общепластовых выработок одинаковой. Численное значение ширины указано в задании.

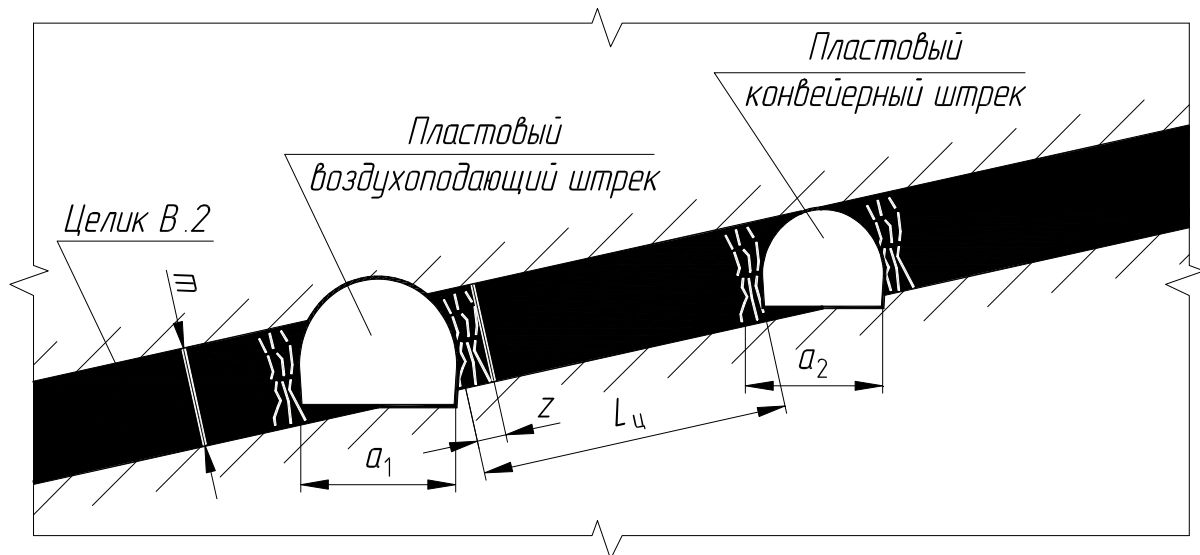


Рис. 3.6. Расчетная схема для целиков типа В.1

Из представленных расчетных схем необходимо уяснить, какие значения подставляются в качестве a_i в формуле (3.2) в конкретном случае. Для всех целиков определяются два значения x_{mi} , соответствующие двум значениям a_i . Расстояние до максимума опорного давления можно определить по формуле

$$x_{mi} = z + 0,96 \cdot \left(\frac{m}{2\sigma_{\text{куб}}} \cdot |K_i| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot f(\rho_i), \quad (3.1)$$

где x_{mi} – расстояние от обнажения до максимума опорного давления, м; z – ширина зоны трещиноватости угля в бортах выработок, м (принимается $0,3m$); m – мощность пласта, м; $\sigma_{\text{куб}}$ – предел прочности куба угля на сжатие, МПа; K_i – коэффициент интенсивности напряжений, МПа·м^{1/2}; $f(\rho_i)$ – значение функции, зависящее функционально от значения параметра ρ_i .

Коэффициент K_i определяется по формуле

$$K_i = -\gamma \cdot H \cdot \sqrt{\frac{\pi a_i}{2}}, \quad (3.2)$$

где γ – средний объемный вес вышележащих пород, Н/м³ (принимается 25000); H – глубина ведения горных работ, м (более подробно см. в примере); a_i (a_1 или a_2) – ширина выработки или выработанного пространства (в зависимости от расчетной схемы), м.

Параметр ρ_i определяется по формуле

$$\rho_i = 0,57 \cdot \frac{\sigma_{\text{куб}}^2}{K_i^2} \cdot \frac{m}{2}, \quad (3.3)$$

где $\sigma_{\text{куб}}$ – предел прочности куба угля на сжатие, МПа; K_i – коэффициент интенсивности напряжений, МПа·м^{1/2}; m – мощность пласта, м.

Значение функции $f(\rho_i)$ находится как

$$f(\rho_i) = 0,47 - 0,13 \log \rho_i. \quad (3.4)$$

Напряжение в точке максимума опорного давления:

$$\sigma_{mi} = \sigma_{\text{куб}} + \sigma_{\text{куб}} \frac{2x_{mi}}{m}, \quad (3.5)$$

где σ_{mi} – напряжение в точке максимума опорного давления, МПа; $\sigma_{\text{куб}}$ – предел прочности куба угля на сжатие, МПа; x_{mi} – расстояние до максимума опорного давления, м; m – мощность пласта, м.

Установленные значения x_m и σ_m записываются в таблицу, структура которой представлена далее.

Таблица 3.2

Параметры опорного давления

Тип целика		Индексы	x_{m1} , м	x_{m2} , м	σ_{m1} , МПа	σ_{m2} , МПа
Межлавные		<i>A.1</i>				
		<i>A.2</i>				
		<i>A".3</i>				
Для охраны панельных выработок	между выработками	<i>B.1</i>				
Для охраны выработок общепластового значения	между выработками	<i>B.1</i>				

Функция убывания напряжения за точкой максимума опорного давления [7] может условно быть представлена двумя аппроксимирующими прямыми (рис. 3.7). Первая прямая *AB* показывает, что интенсивность спада вначале приблизительно равна интенсивности нарастания, так как проекция прямой *AB* на ось x приблизительно равна x_{mi} . Напряжение в точке *B* равно:

$$\sigma_B = 10^{-6} \gamma H + 0,2(\sigma_{mi} - 10^{-6} \gamma H), \quad (3.6)$$

где σ_B – напряжение в точке B , МПа; γ – средний объемный вес вышележащих пород, Н/м³; H – глубина ведения горных работ, м; σ_{mi} – напряжение в точке максимума опорного давления, МПа.

Напряжение в точке C равно γH .

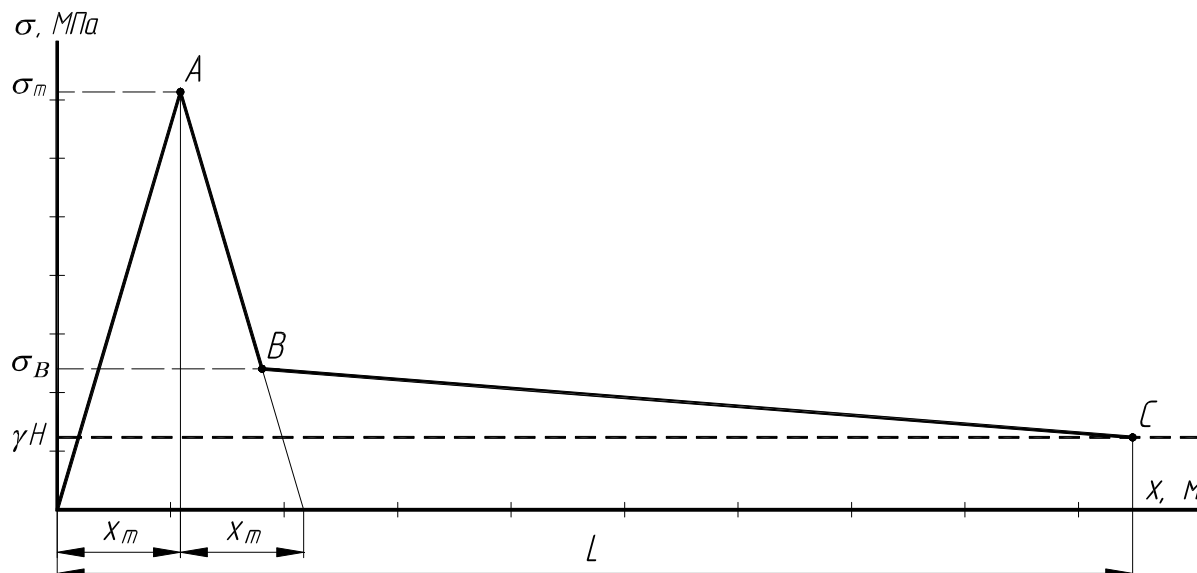


Рис. 3.7. Кривая опорного давления

Для остальных типов целиков ($B.2$, $B.2$ и $B.3$) необходимо определить протяженности зоны опорного давления L , м. Строить расчетные схемы для этих типов целиков нет необходимости, так как значение L , как и в РГР № 1, определяем по номограмме (рис. 1.1) из инструкции [2]. Установленные значения записываются в таблицу, структура которой представлена далее. Алгоритм определения глубины H можно посмотреть в примере.

Таблица 3.3

Протяженность зон опорного давления

Тип целика		Индексы	L , м
Для охраны панельных выработок	охрана со стороны выработочного пространства	$B.2.1$	
		$B.2.2$	
		$B.2.3$	
		$B.2.4$	
Для охраны выработок общепластового значения	охрана со стороны выработочного пространства	$B.2$	
		$B.3$	

3. Определение размера целиков

Для определения ширины целиков, представленных в табл. 3.2 (для которых определялся параметр x_{mi}), воспользуемся следующим подходом. Минимальная ширина целика, об устойчивости которого можно вести речь в принципе (с учетом ширины зон трещиноватости z), должна быть более суммы x_{m1} и x_{m2} . В случае если ширина целика $x_{m1}+x_{m2}$, в нем будет формироваться область взаимного наложения максимумов опорного давления (рис. 3.8).

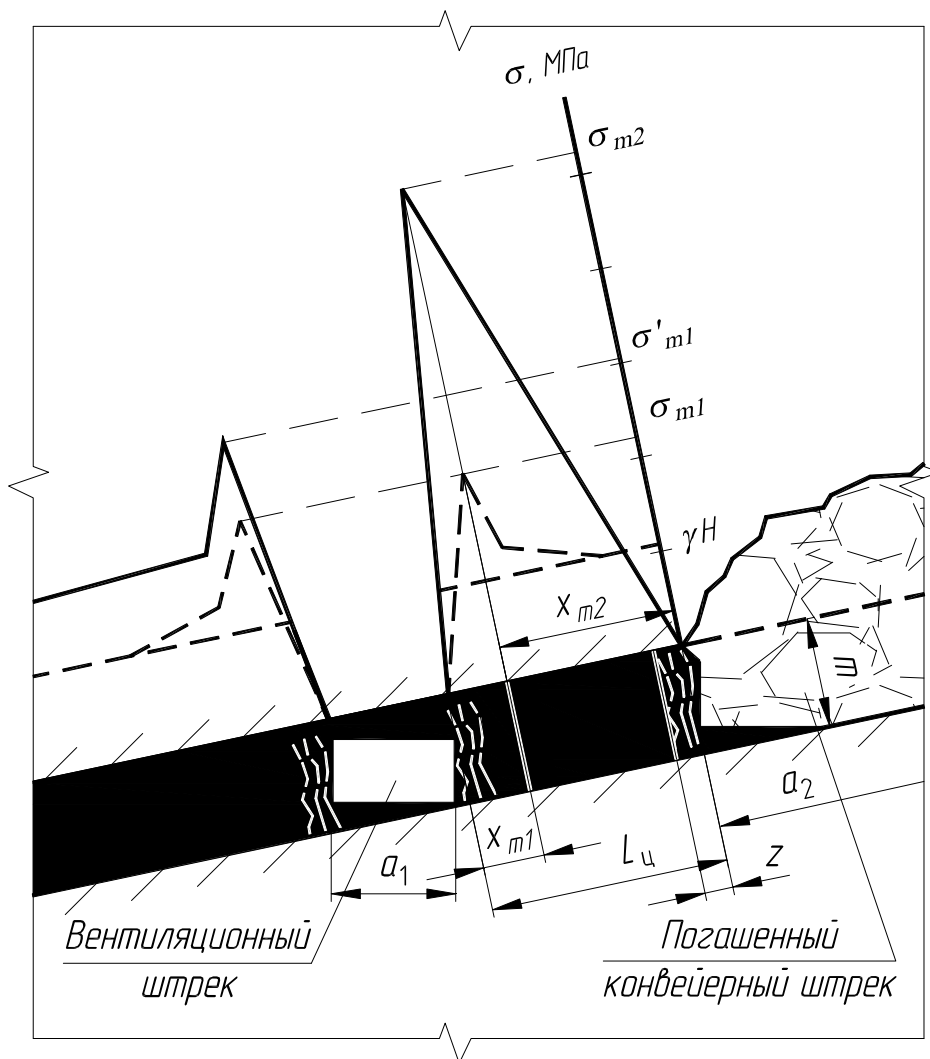


Рис. 3.8. Опорное давление в целике типа А шириной $x_{m1}+x_{m2}$

Можно говорить о том, что весь целик в случае, рассмотренном на рис. 3.8, будет подвержен значительным напряжениям. Это резко повышает вероятность его разрушения, в т. ч. в виде горного удара. Поэтому необходимо принимать такую ширину, чтобы в зоне высоких напряжений находилась только часть цели-

ка, а между максимумами имелась область с относительно небольшим опорным давлением. Также известно, что процесс разрушения хрупких тел под действием напряжений зависит от времени. Поэтому даже допредельные напряжения с течением времени могут приводить к разрушению [9]. Учет этих и других нюансов в учебной работе представляется излишним, тем более что некоторые вопросы еще находятся в стадии научного обсуждения и не могут быть представлены как однозначные. Поэтому в данной работе вопрос увеличения ширины целика относительно "начального значения" $x_{m1}+x_{m2}$ решен с помощью коэффициента разгрузки n_p (рис. 3.9).

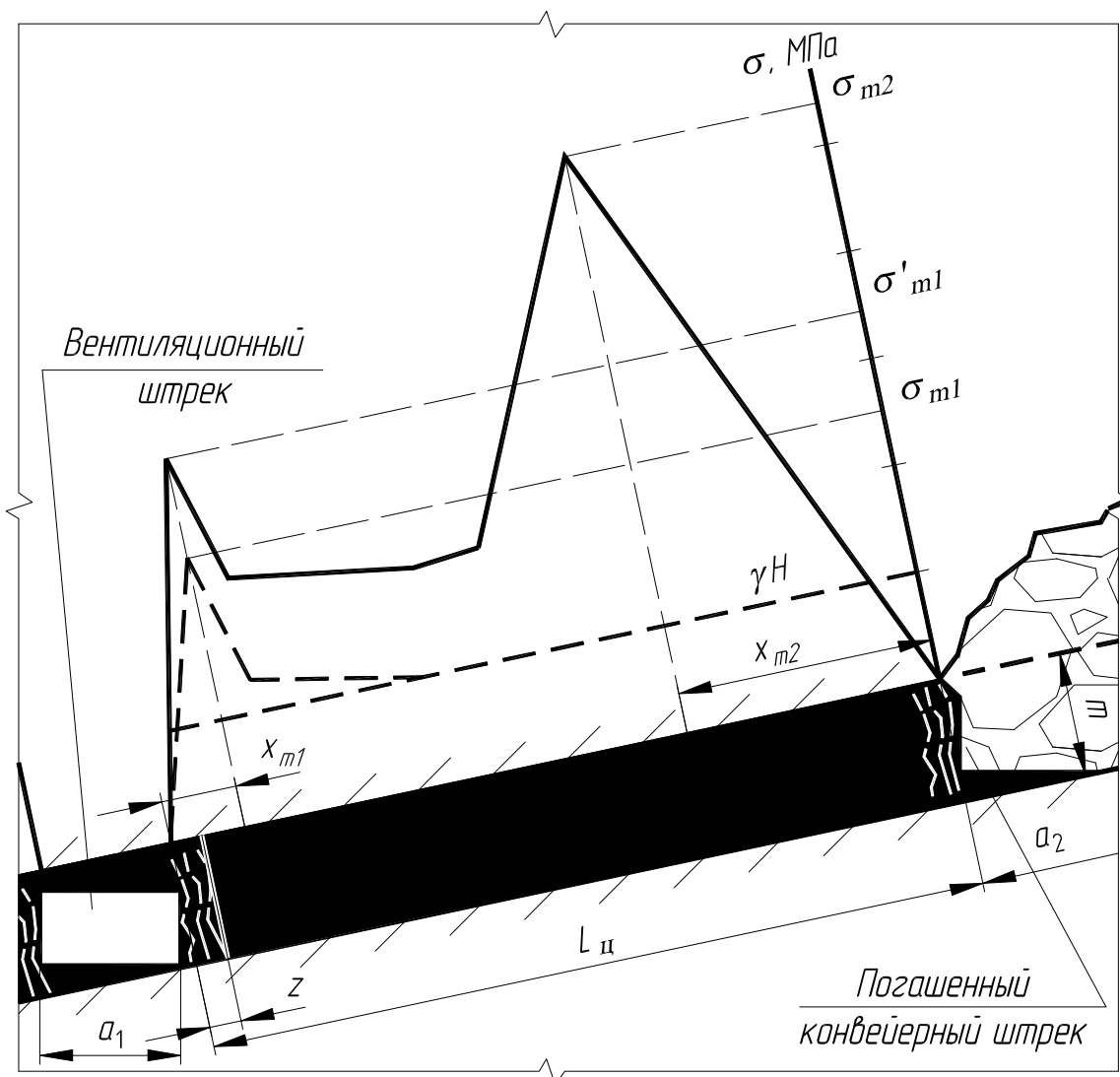


Рис. 3.9. Опорное давление в целике типа А, рассчитанное по формуле (3.7)

С учетом принятой в предыдущем разделе аппроксимации убывания опорного давления после максимума значение этого

коэффициента для межлавных целиков всех типов принимаем 1,7. Для целиков между параллельными выработками (Б.1 и В.1) $n_p = 2$. Это позволяет в некоторой степени учесть, что такие целики будут находиться под действием опорного давления в несколько раз дольше межлавных. Следовательно, с учетом фактора времени, и размер зоны взаимного наложения, и сами значения напряжений в этой зоне должны быть меньше, чем в межлавных целиках. Формула для расчета ширины целиков будет иметь вид:

$$L_{ц} = (x_{m1} + x_{m2}) \cdot n_p \cdot n_3, \quad (3.7)$$

где $L_{ц}$ – ширина целика (кроме типа А''), м; x_{m1} и x_{m2} – расстояния от обнажения до максимума опорного давления, м; n_p – коэффициент разгрузки; n_3 – коэффициент запаса, учитывающий возможные изменения горно-геологических условий, свойств угля, отклонение фактической ширины целика от проектного значения и др. (принимается 1,2).

Ширину целика типа А'' рекомендуется определять с учетом размещения в нем газодренажного штрека (рис. 3.4). Этот штрек можно провести с меньшей площадью поперечного сечения, чем вентиляционный и конвейерный штрек. Поэтому его ширину a_3 можно принять равной $(0,5 \div 0,7)a_1$ (a_1 – указанная в задании ширина вентиляционного и конвейерного штрека). Тогда, с учетом зон трещиноватости в бортах, формула для определения ширины будет иметь вид:

$$L_{ц} = 2 \cdot a_3 + (x_{m1} + x_{m2}) \cdot n_p \cdot n_3. \quad (3.8)$$

Для целиков типа Б.2, В.2 и В.3 принимается ширина, равная протяженности зоны опорного давления ($L_{ц} = L$). Этот размер довольно значительный. Однако, как отмечалось выше, следует учесть, что эти целики имеют большой срок службы и охраняют выработки общепластового значения. Они долгое время будут подвержены влиянию опорного давления со стороны выработанного пространства. Поэтому их ширина должна быть такой, чтобы большая часть целика не подвергалась воздействию повышенных напряжений. Кроме того, во всех вариантах предусмотрена отработка уклонной панели (т. е. глубина более 150 м). На таких глубинах пласты являются потенциально удароопасными.

А значительный размер целика снижает вероятность его разрушения в виде горного удара.

Рассчитанные значения ширины целиков заносим в сводную таблицу целиков в панели (табл. 3.1).

4. Построение схем напряжений в целиках

В графической части работы необходимо построить схему расположения целиков угля (рис. 3.1) и масштабные схемы целиков всех типов.

Поскольку на этапе построения схемы целиков в панели размеры целиков не известны, целесообразно вначале все целики показать одинакового размера, чтобы принципиально учесть их наличие в панели. Затем, по мере расчета, можно будет строить точную масштабную схему. Размер панели по простиранию не задается. Рекомендуется показать разрывы по простиранию в каждом крыле панели (см. рис. 3.1).

Схемы целиков выполняются в масштабе 1:100 в виде вертикальных сечений для наибольшего целика каждого типа. На схемах межлавных целиков всех типов, а также целиков *Б.1* и *В.1* необходимо построить эпюры напряжений зоны опорного давления по ранее полученным численным значениям x_{mi} , σ_{mi} и σ_B с учетом взаимного наложения (суперпозиций). Образец выполнения графической части представлен в примере выполнения работы.

Пример выполнения работы

Исходные данные		Значение
Пласт	угол падения α , град	12
	мощность m , м	3,5
	предел прочности куба угля на сжатие $\sigma_{\text{куб}}$, МПа	10
Ширина a_i , м	ярусных штреков, пластового конвейерного штрека и уклона	4,3
	ходков, пластовых воздухоподающих штреков	5,6
	выработанного пространства (длина лавы)	250
Число ярусов		4
Типы межлавных целиков		<i>A, A, A''</i>
Отметка глубины пластового конвейерного штрека H , м		272

Требуется определить ширину целиков в уклонной панели, разделенной по падению на 4 яруса. В нижнем ярусе требуется выполнять дегазацию выработанного пространства с использованием газодренажного штрека. Поэтому целик между 3 и 4 ярусом будет типа A'' , а два вышележащих межярусных целика будут типа A . Для указанных исходных данных строим схему расположения целиков угля (схема для данного примера соответствует рис. 3.1).

Последовательность определения ширины целиков следующая: $B.1, B.2, A.1, A.2, A.''3, B.1, B.2.1, B.2.2, B.2.3, B.2.4, B.3$.

Вначале определяем ширину целика $B.1$ с учетом глубины 272 м. Определяем параметры опорного давления со стороны пластового воздухоподающего штрека ([П.В.Ш.] $a_1 = 5,6$ м) и со стороны пластового конвейерного штрека ([П.К.Ш.] $a_2 = 4,3$ м) с учетом зоны трещиноватости $z = 0,3 \cdot 3,5 \approx 1$ м.

$$K_1 = -25000 \cdot 272 \cdot \sqrt{\frac{3,14 \cdot 5,6}{2}} \approx -20,2 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2};$$

$$K_2 = -25000 \cdot 272 \cdot \sqrt{\frac{3,14 \cdot 4,3}{2}} \approx -17,7 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2};$$

$$\rho_1 = 0,57 \cdot \frac{10^2}{-20,2^2} \cdot \frac{3,5}{2} \approx 0,25;$$

$$\rho_2 = 0,57 \cdot \frac{10^2}{-17,7^2} \cdot \frac{3,5}{2} \approx 0,32;$$

$$f(\rho_1) = 0,47 - 0,13 \log 0,25 \approx 0,55;$$

$$f(\rho_2) = 0,47 - 0,13 \log 0,32 \approx 0,53;$$

$$x_{m1} = 1 + 0,96 \cdot \left(\frac{3,5}{2 \cdot 10} \cdot |-20,2| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot 0,55 \approx 2,3 \text{ м};$$

$$x_{m2} = 1 + 0,96 \cdot \left(\frac{3,5}{2 \cdot 10} \cdot |-17,7| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot 0,53 \approx 2,1 \text{ м}.$$

Теперь определяем ширину целика:

$$L_{ц} = (2,3 + 2,1) \cdot 2 \cdot 1,2 = 10,6 \text{ м.}$$

Принимаем ширину целика 11 м.

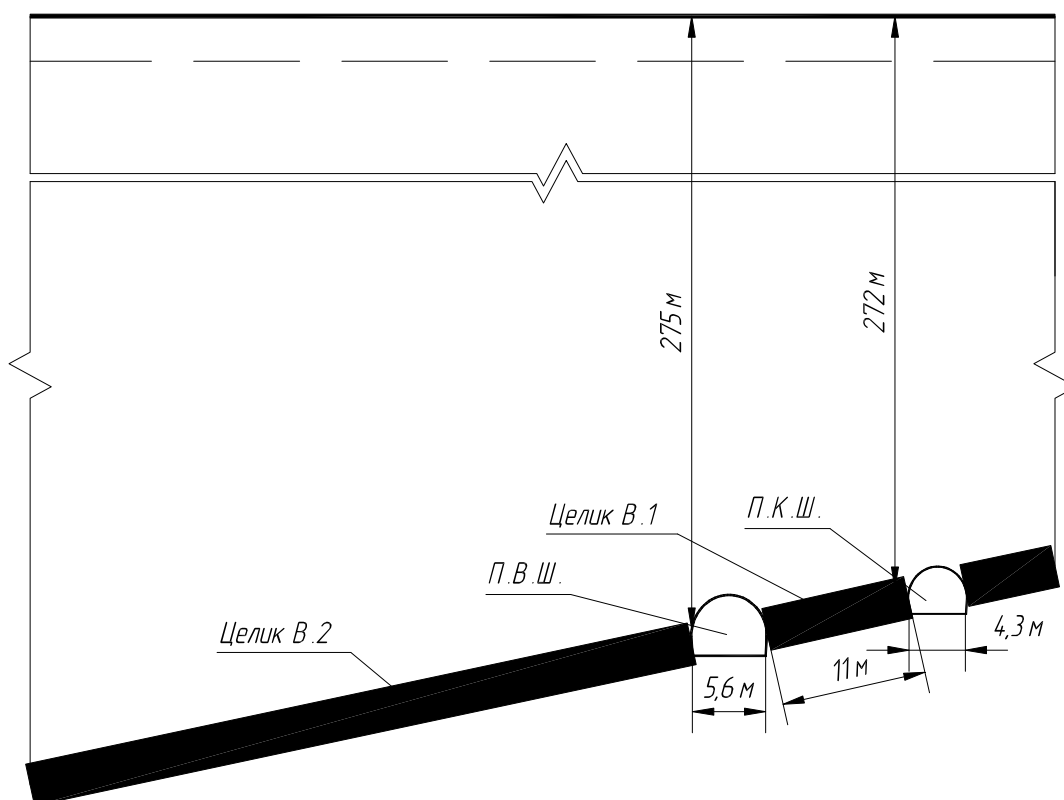
Максимальные напряжения зоны опорного давления:

$$\sigma_{m1} = 10 + 10 \cdot \frac{2 \cdot 2,3}{3,5} \approx 23,1 \text{ МПа;}$$

$$\sigma_{m2} = 10 + 10 \cdot \frac{2 \cdot 2,1}{3,5} \approx 22 \text{ МПа.}$$

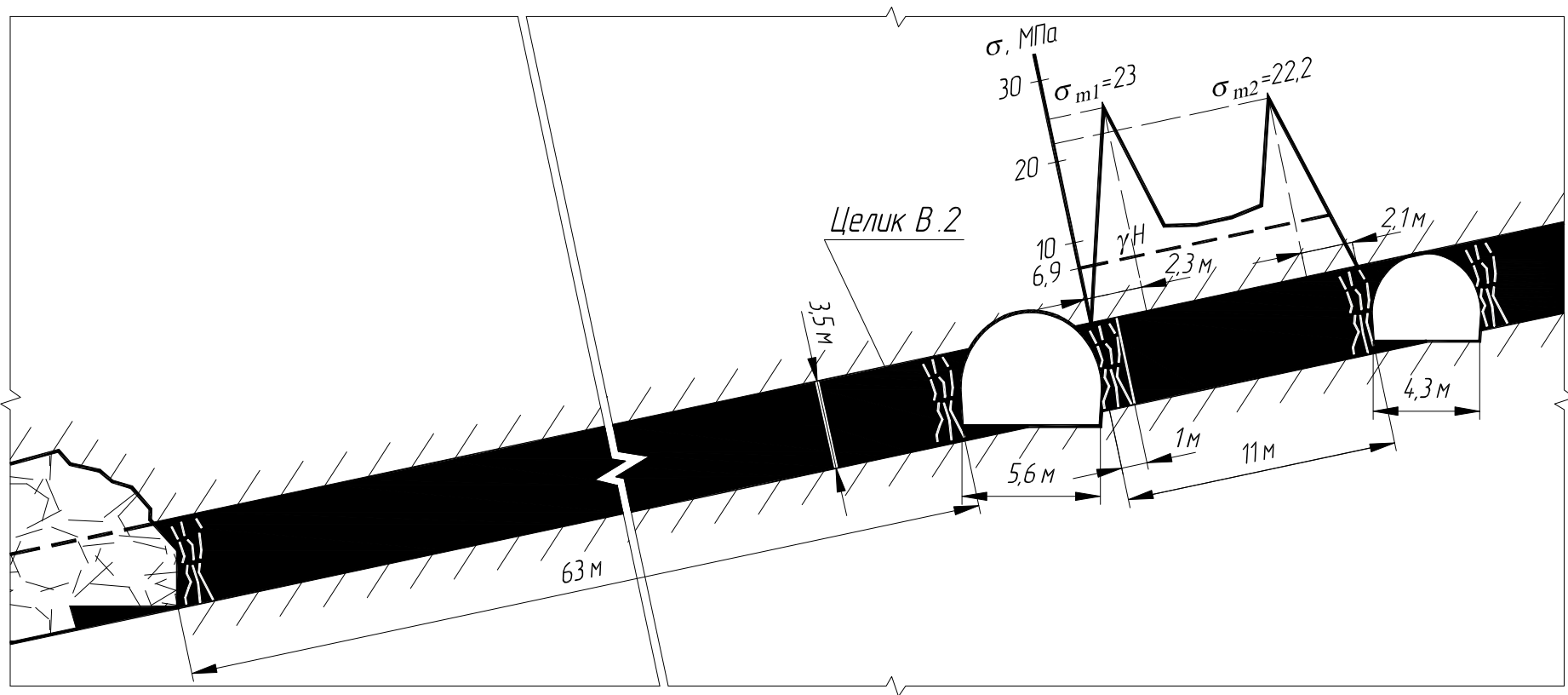
Заносим полученные значения для целика *B.1* в таблицу параметров опорного давления и сводную таблицу.

Теперь определяем исходную глубину целика *B.2* и находим его размер по номограмме:

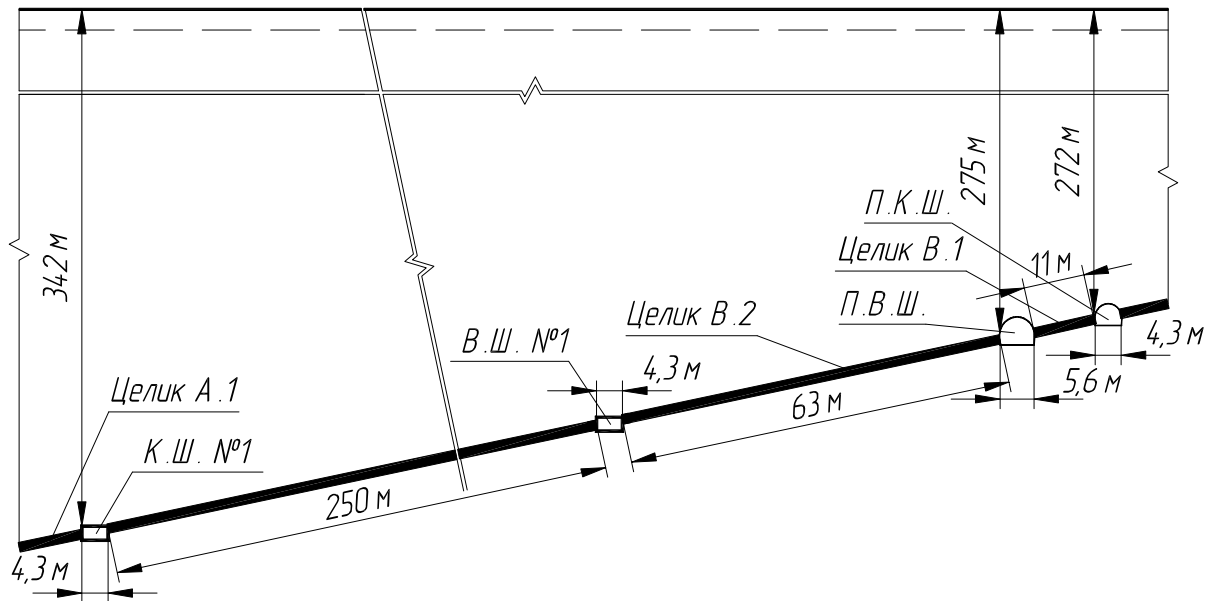


$$H = 272 + (11 + 5,6) \cdot \sin 12^\circ \approx 275 \text{ м.}$$

Ширина целика при такой глубине составит 63 м. Строим совместную схему целиков *B.1* и *B.2*.



Далее рассчитываем ширину первого межлавного целика *A.1* по расчетной схеме рис. 3.2. Предварительно определяем отметку – глубину конвейерного штрека № 1.



$$H = 275 + (63 + 4,3 + 250 + 4,3) \cdot \sin 12^\circ \approx 342 \text{ м.}$$

Теперь определяем параметры опорного давления со стороны выработанного пространства первой лавы ($a_2 = 250$ м) и со стороны вентиляционного штрека № 2 ($a_1 = 4,3$ м):

$$K_1 = -25000 \cdot 342 \cdot \sqrt{\frac{3,14 \cdot 4,3}{2}} \approx -22,2 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2};$$

$$K_2 = -25000 \cdot 342 \cdot \sqrt{\frac{3,14 \cdot 250}{2}} \approx -169,4 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2};$$

$$\rho_1 = 0,57 \cdot \frac{10^2}{-22,2^2} \cdot \frac{3,5}{2} \approx 0,2; \quad \rho_2 = 0,57 \cdot \frac{10^2}{-169,4^2} \cdot \frac{3,5}{2} \approx 0,003;$$

$$f(\rho_1) = 0,47 - 0,13 \log 0,2 \approx 0,56;$$

$$f(\rho_2) = 0,47 - 0,13 \log 0,003 \approx 0,79;$$

$$x_{m1} = 1 + 0,96 \cdot \left(\frac{3,5}{2 \cdot 10} \cdot |-22,2| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot 0,56 \approx 2,4 \text{ м};$$

$$x_{m2} = 1 + 0,96 \cdot \left(\frac{3,5}{2 \cdot 10} \cdot |-169,4| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot 0,79 \approx 8,3 \text{ м.}$$

Определяем ширину целика:

$$L_{ц} = (2,4 + 8,3) \cdot 1,7 \cdot 1,2 \approx 22 \text{ м.}$$

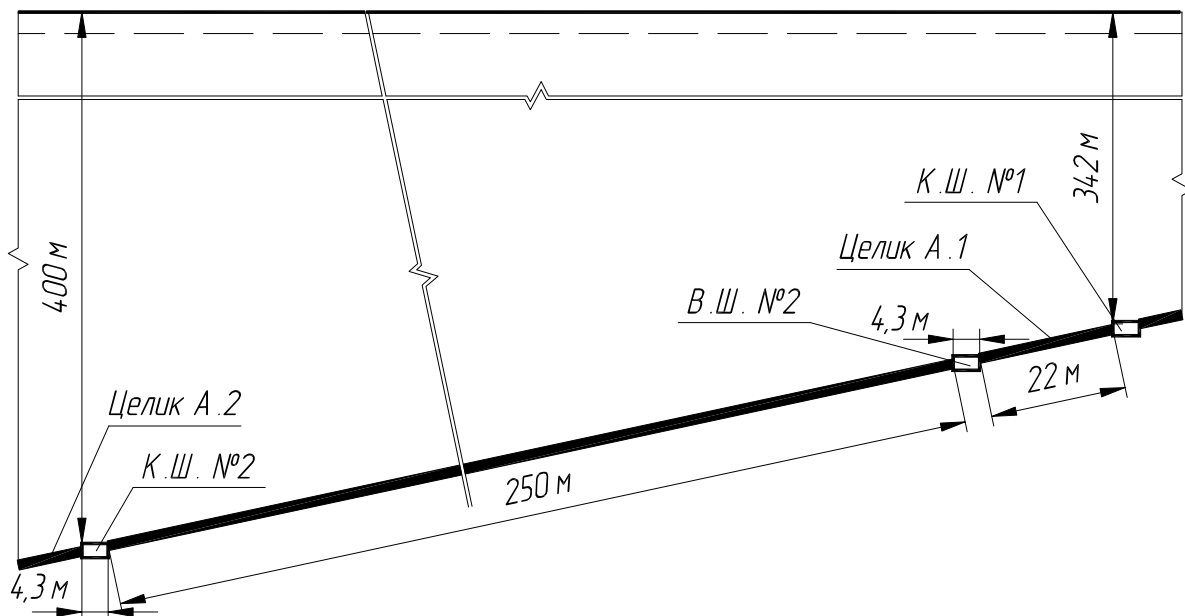
Максимальные напряжения зоны опорного давления:

$$\sigma_{m1} = 10 + 10 \cdot \frac{2 \cdot 2,4}{3,5} \approx 23,7 \text{ МПа;}$$

$$\sigma_{m2} = 10 + 10 \cdot \frac{2 \cdot 8,3}{3,5} \approx 57,4 \text{ МПа.}$$

Заносим полученные значения для целика *A.1* в таблицу параметров опорного давления и сводную таблицу. Схему этого целика строить не требуется.

Переходим к расчету ширины целика *A.2*. Вначале определим глубину конвейерного штрека № 2 с учетом полученного значения ширины целика *A.1*:



$$H = 342 + (22 + 4,3 + 250 + 4,3) \cdot \sin 12^\circ \approx 400 \text{ м.}$$

Теперь определяем параметры опорного давления аналогично предыдущему расчету, но с учетом глубины 400 м.

$$K_1 = -25000 \cdot 400 \cdot \sqrt{\frac{3,14 \cdot 4,3}{2}} \approx -26 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2};$$

$$K_2 = -25000 \cdot 400 \cdot \sqrt{\frac{3,14 \cdot 250}{2}} \approx -198,1 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2};$$

$$\rho_1 = 0,57 \cdot \frac{10^2}{-26^2} \cdot \frac{3,5}{2} \approx 0,15; \quad \rho_2 = 0,57 \cdot \frac{10^2}{-198,1^2} \cdot \frac{3,5}{2} \approx 0,0025;$$

$$f(\rho_1) = 0,47 - 0,13 \log 0,15 \approx 0,58;$$

$$f(\rho_2) = 0,47 - 0,13 \log 0,0025 \approx 0,81;$$

$$x_{m1} = 1 + 0,96 \cdot \left(\frac{3,5}{2 \cdot 10} \cdot |-26| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot 0,58 \approx 2,6 \text{ м};$$

$$x_{m2} = 1 + 0,96 \cdot \left(\frac{3,5}{2 \cdot 10} \cdot |-198,1| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot 0,81 \approx 9,3 \text{ м}.$$

Теперь определяем ширину целика:

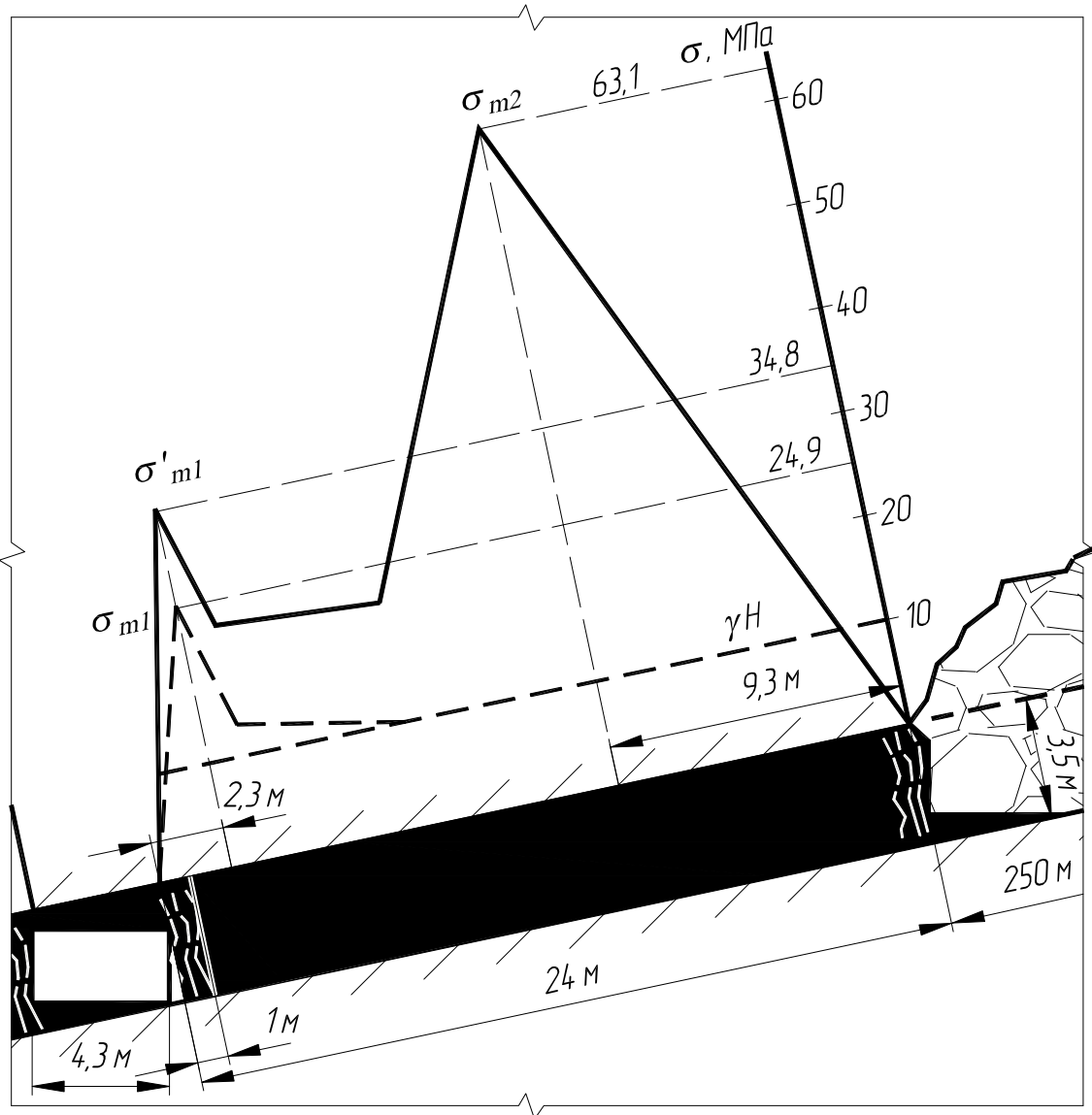
$$L_{\text{ц}} = (2,6 + 9,3) \cdot 1,7 \cdot 1,2 \approx 24 \text{ м}.$$

Максимальные напряжения зоны опорного давления:

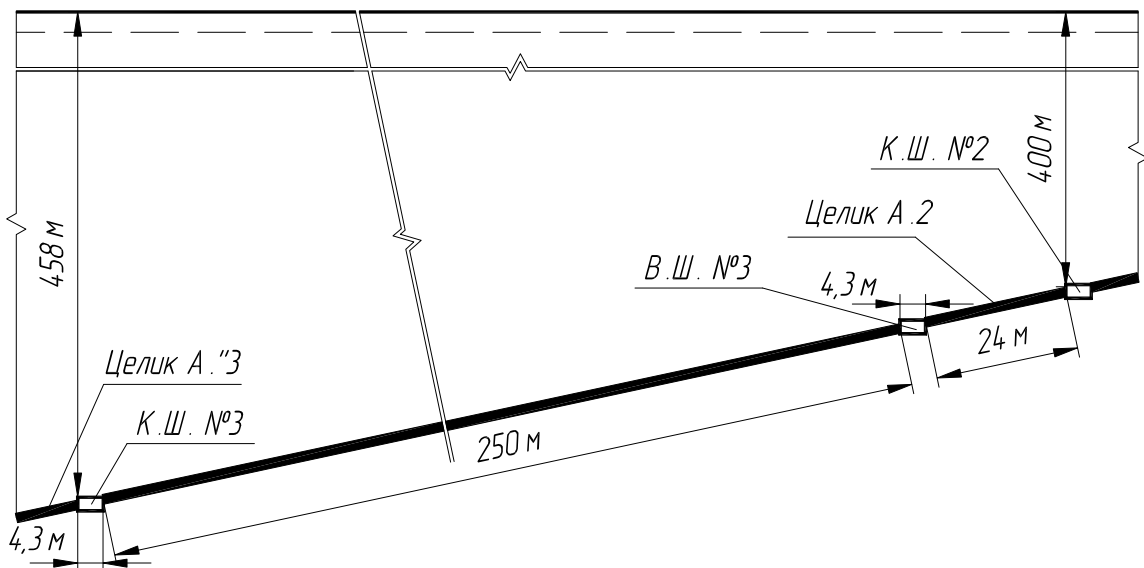
$$\sigma_{m1} = 10 + 10 \cdot \frac{2 \cdot 2,6}{3,5} \approx 24,9 \text{ МПа},$$

$$\sigma_{m2} = 10 + 10 \cdot \frac{2 \cdot 9,3}{3,5} \approx 63,1 \text{ МПа}.$$

Заносим полученные значения для целика $A.2$ в таблицу параметров опорного давления и сводную таблицу. Строим схему этого целика с учетом взаимного наложения ($\sigma'_{m1} = 34,8$ МПа). Протяженность зоны опорного давления от вентиляционного штрека принимаем $2a_1$, т. е. 8,6 м.



Переходим к расчету ширины целика А".3. Определяем глубину конвейерного штрека № 3 с учетом ширины целика А.2:



$$H = 400 + (24 + 4,3 + 250 + 4,3) \cdot \sin 12^\circ \approx 458 \text{ м.}$$

В этом целике будет газодренажный штрек. Определяем параметры опорного давления по расчетной схеме рис. 3.4 с учетом того, что $a_1 = a_2 = 250$ м. Ширины газодренажного штрека a_3 будет равна 2,6 м.

$$K_1 = K_2 = -25000 \cdot 458 \cdot \sqrt{\frac{3,14 \cdot 250}{2}} \approx -226,8 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2};$$

$$\rho_1 = \rho_2 = 0,57 \cdot \frac{10^2}{-226,8^2} \cdot \frac{3,5}{2} \approx 0,002;$$

$$f(\rho_1) = f(\rho_2) = 0,47 - 0,13 \log 0,002 \approx 0,82;$$

$$x_{m1} = x_{m2} = 1 + 0,96 \cdot \left(\frac{3,5}{2 \cdot 10} \cdot |-226,8| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot 0,82 \approx 10,2 \text{ м.}$$

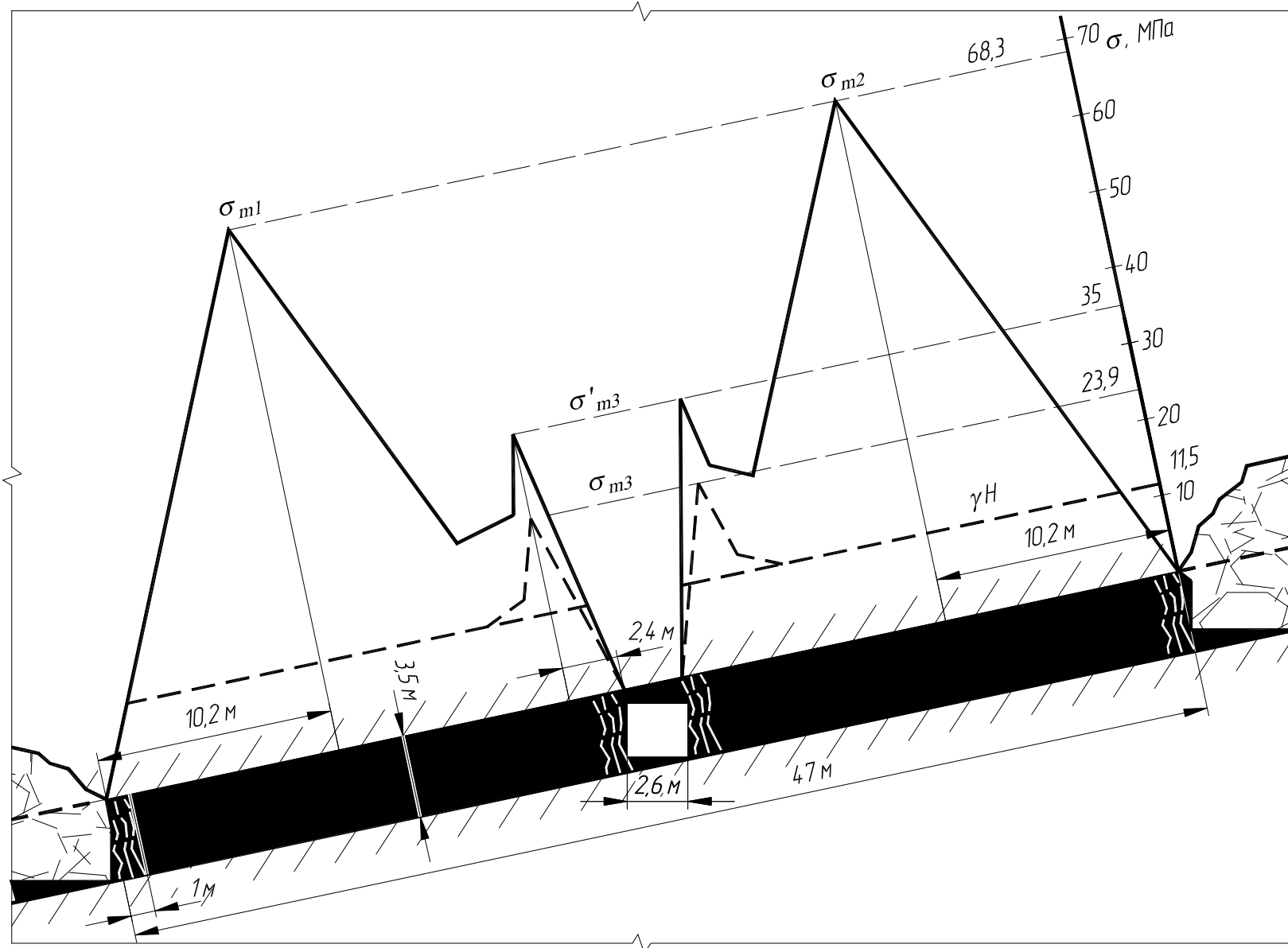
Теперь определяем ширину целика:

$$L_{ц} = 2 \cdot 2,6 + (10,2 + 10,2) \cdot 1,7 \cdot 1,2 \approx 46,8 \text{ м.}$$

Округляем до целого, т. е. до 47 м. Максимальные напряжения зоны опорного давления:

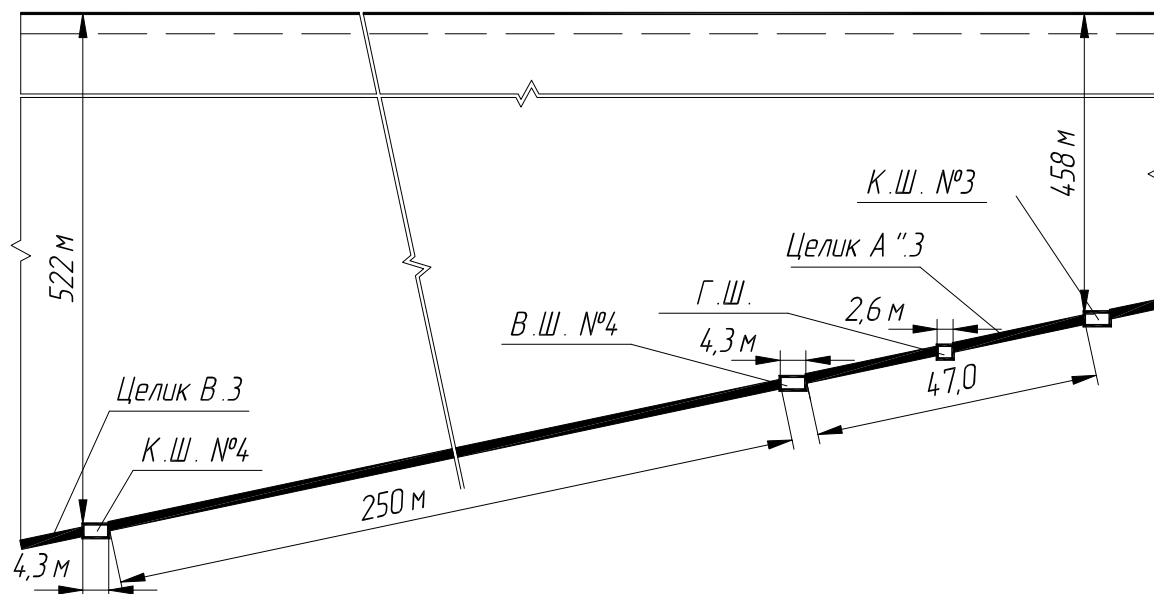
$$\sigma_{m1} = \sigma_{m2} = 10 + 10 \cdot \frac{2 \cdot 10,2}{3,5} \approx 68,3 \text{ МПа.}$$

Заносим полученные значения для целика А".3 в таблицу параметров опорного давления и сводную таблицу. Строим схему этого целика. Кривые опорного давления со стороны газодренажного штрека строим с учетом взаимного наложения напряжений от выработанных пространств и от самого штрека. Предварительно определяем, что $x_{m3} = 2,4$ м, а $\sigma_{m3} = 23,9$ МПа. Тогда с учетом наложения (суммируются значения без учета γH) получаем $\sigma'_{m3} = 35$ МПа.



РГР № 3. Определение ширины щелчков при панельной подготовке

Далее определяем размеры целиков типа *Б.1*. Определяем глубину конвейерного штрека № 4 с учетом ширины целика *А''3*:



$$H = 458 + (47 + 4,3 + 250 + 4,3) \cdot \sin 12^\circ \approx 522 \text{ м.}$$

Для соблюдения параллельности и прямолинейности ходков расчет выполним с учетом максимальной глубины – отметки конвейерного штрека № 4 (522 м). Используем расчетную схему рис. 3.5 с учетом того, что $a_1 = 4,3$ м, а $a_2 = 5,6$ м.

$$K_1 = -25000 \cdot 522 \cdot \sqrt{\frac{3,14 \cdot 4,3}{2}} \approx -33,9 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2};$$

$$K_2 = -25000 \cdot 522 \cdot \sqrt{\frac{3,14 \cdot 5,6}{2}} \approx -38,7 \text{ МПа} \cdot \text{м}^{1/2};$$

$$\rho_1 = 0,57 \cdot \frac{10^2}{-33,9^2} \cdot \frac{3,5}{2} \approx 0,087; \quad \rho_2 = 0,57 \cdot \frac{10^2}{-38,7^2} \cdot \frac{3,5}{2} \approx 0,067;$$

$$f(\rho_1) = 0,47 - 0,13 \log 0,087 \approx 0,61;$$

$$f(\rho_2) = 0,47 - 0,13 \log 0,067 \approx 0,62;$$

$$x_{m1} = 1 + 0,96 \cdot \left(\frac{3,5}{2 \cdot 10} \cdot |-33,9| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot 0,61 \approx 3 \text{ м};$$

$$x_{m2} = 1 + 0,96 \cdot \left(\frac{3,5}{2 \cdot 10} \cdot |-38,7| \right)^{\frac{2}{3}} \cdot 0,62 \approx 3,2 \text{ м.}$$

Теперь определяем ширину целика:

$$L_{ц} = (3 + 3,2) \cdot 2 \cdot 1,28 \approx 15 \text{ м.}$$

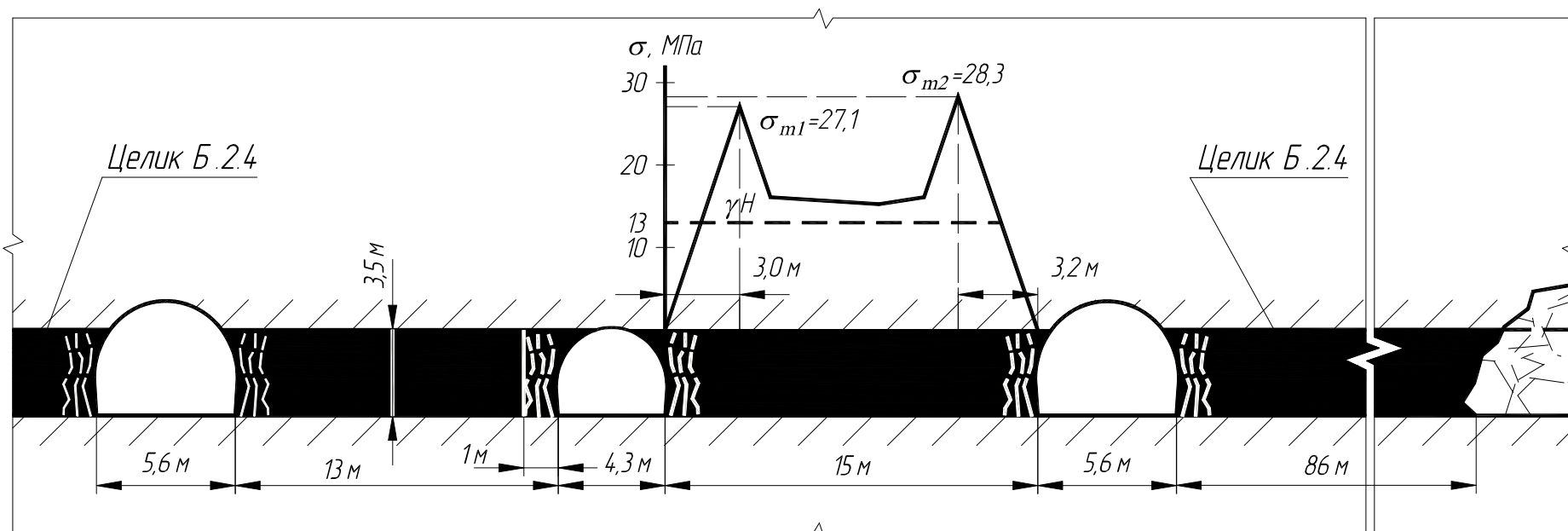
Максимальные напряжения зоны опорного давления:

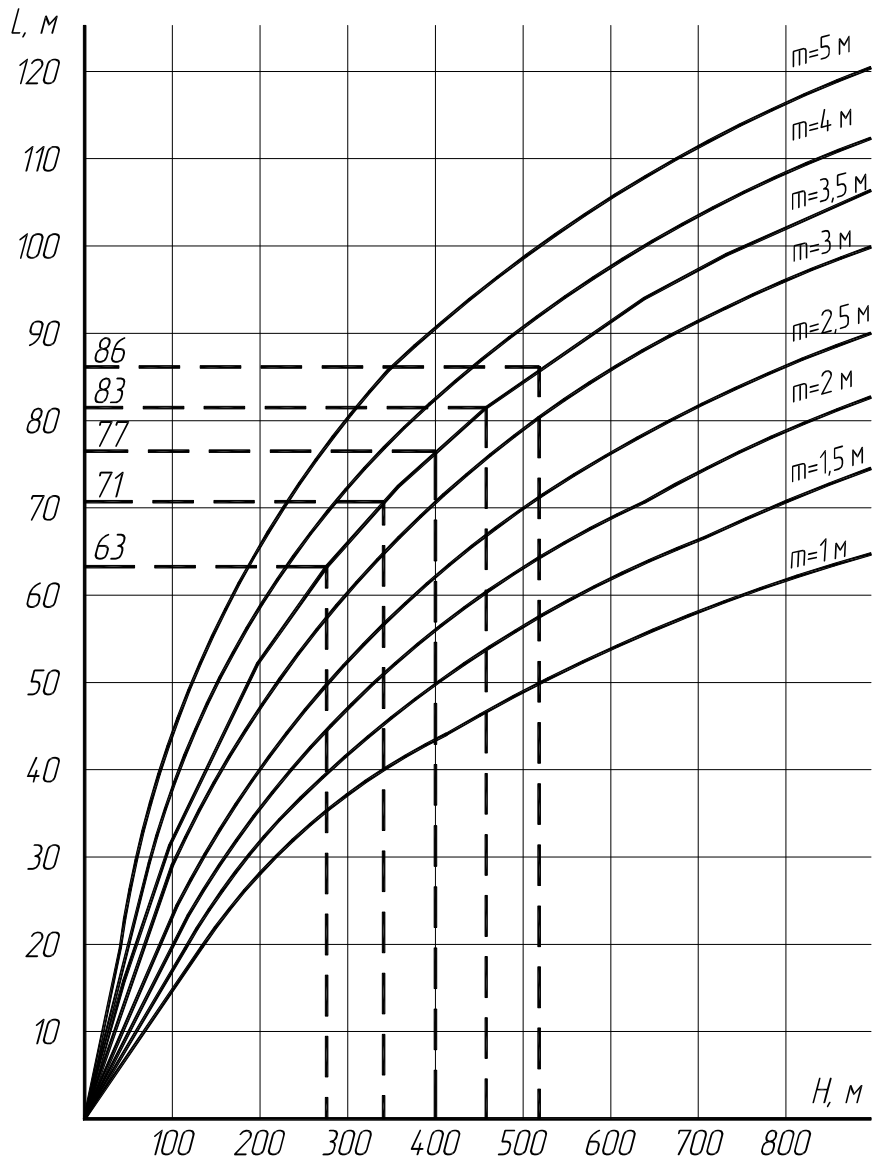
$$\sigma_{m1} = 10 + 10 \cdot \frac{2 \cdot 3}{3,5} \approx 27,1 \text{ МПа;}$$

$$\sigma_{m2} = 10 + 10 \cdot \frac{2 \cdot 3,2}{3,5} \approx 28,3 \text{ МПа.}$$

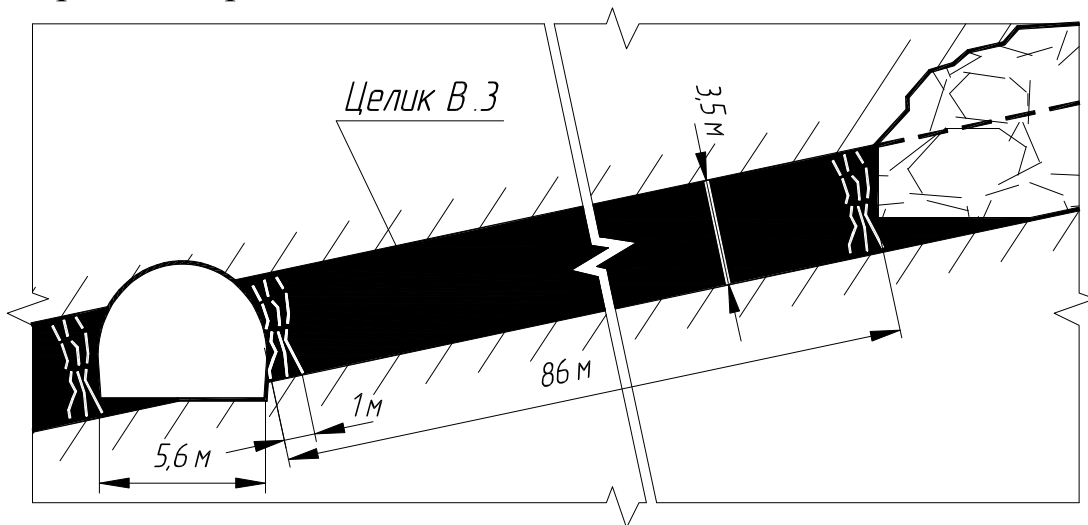
Заносим полученные значения для целика *Б.1* в таблицу параметров опорного давления и сводную таблицу.

Целик *Б.1* целесообразно показать на одной схеме совместно с целиком *Б.2.4*, т. к. это наибольший целик типа *Б.2* (максимальная глубина 522 м). Также определяем ширину целиков *Б.2.1*, *Б.2.2*, *Б.2.3*. Их максимальные глубины также уже известны (342, 400, 458 м). Воспользуемся номограммой, из которой находим соответствующие размеры зон опорного давления на этих глубинах. Эти размеры и будут составлять ширину соответствующего целика типа *Б.2*. Ширина целиков составит 71, 77, 83, 86 м. Заносим данные в таблицу протяженности зон опорного давления и сводную таблицу. Строим совместную схему целиков *Б.1* и *Б.2.4*.





Ширина целика В.3 с учетом его исходной глубины 522 м будет равна ширине целика В.2.4, т. е. 86 м.



Параметры опорного давления

Тип целика		Индексы	x_{m1} , м	x_{m2} , м	σ_{m1} , МПа	σ_{m2} , МПа
Межлавные		<i>A.1</i>	2,4	8,3	23,7	57,4
		<i>A.2</i>	2,6	9,3	24,9	63,1
		<i>A''.3</i>	10,2	10,2	68,3	68,3
Для охраны панельных выработок	между выработками	<i>B.1</i>	3,2	3,0	27,1	28,3
Для охраны выработок общепластового значения	между выработками	<i>B.1</i>	2,3	2,1	23,1	22,0

Протяженность зон опорного давления

Тип целика		Индексы	<i>L</i> , м
Для охраны панельных выработок	охрана со стороны выработочного пространства	<i>B.2.1</i>	71
		<i>B.2.2</i>	77
		<i>B.2.3</i>	83
		<i>B.2.4</i>	86
Для охраны выработок общепластового значения	охрана со стороны выработочного пространства	<i>B.2</i>	63
		<i>B.3</i>	86

Сводная таблица целиков в панели

Тип		Индексы	Количество	<i>L</i> _ц , м
Межлавные		<i>A.1</i>	2	22
		<i>A.2</i>	2	24
		<i>A''.3</i>	2	47
Для охраны панельных выработок	между выработками	<i>B.1</i>	2	15
	охрана со стороны выработочного пространства	<i>B.2.1</i>	4	71
		<i>B.2.2</i>	4	77
		<i>B.2.3</i>	4	83
		<i>B.2.4</i>	4	86
Для охраны выработок общепластового значения	между выработками	<i>B.1</i>	1	11
	охрана со стороны выработочного пространства	<i>B.2</i>	1	63
		<i>B.3</i>	1	86

Примеры контрольных вопросов

1. В чем суть рассмотренной в работе методики определения ширины целиков?
2. Назовите типы целиков, оставляемых в панели.
3. Какие параметры опорного давления используются для расчета целиков?
4. Поясните, что учитывают коэффициенты n_p и n_z при расчете ширины целика.
5. Размер каких целиков определен исходя из значения протяженности зоны опорного давления L ?

Таблица 3.4

Исходные данные к РГР № 3

№ варианта	Пласт			Ширина, м			Типы целиков	Отметка глубины пластового конвейерного штрека H , м
	α , град	m , м	$\sigma_{\text{куб}}$, МПа	$a_{\text{яр}}$	$a_{\text{пл}}$	$a_{\text{вп}} = l_{\text{л}}$		
1	9	2,6	9,5	4,7	5,2	280	А А А	327
2	11	2,4	9,8	4,5	5,8	265	А А А"	312
3	13	3,8	10,1	4,3	5,6	285	А А А'	329
4	10	2,7	10,4	4,7	5,6	270	А А А	297
5	12	2,8	10,7	4,5	5,6	275	А А А"	287
6	14	2,8	11,0	4,3	5,2	290	А А А'	301
7	8	2,5	9,4	4,7	5,8	250	А А А	311
8	15	3,1	9,7	4,5	5,6	270	А А А	307
9	16	2,6	10,0	4,3	5,6	210	А' А' А'	234
10	9	2,4	10,3	4,7	5,2	195	А'А'А'	227
11	11	4,2	10,6	4,5	5,8	180	А' А' А'	267
12	13	2,7	10,9	4,3	5,6	200	А А' А'	285
13	10	2,8	9,3	4,7	5,6	195	А' А' А'	213
14	12	4,3	9,6	4,5	5,6	175	А А' А'	244
15	14	2,5	9,9	4,3	5,2	215	А' А' А'	320
16	8	3,1	10,2	4,7	5,8	195	А"А"А"	307
17	15	4,6	10,5	4,5	5,6	200	А"А"А"	234
18	16	2,7	10,8	4,3	5,6	215	А"А"А"	227
19	9	2,8	9,2	4,7	5,2	195	А А"А"	267
20	11	3,3	9,5	4,5	5,8	130	А"А"А"	285
21	13	2,5	9,8	4,3	5,6	240	А А" А"	213
22	10	3,2	10,1	4,3	5,6	250	А А" А"	244

РГР № 4. ПРОГНОЗ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ГОРНЫХ УДАРОВ

Цель работы: Изучение методики выполнения локальных мероприятий по прогнозу горных ударов и их предотвращению методом гидрообработки и бурением разгрузочных скважин.

Теоретические положения

Горные удары представляют собой серьезную опасность в некоторых условиях разработки. Наиболее подвержены ударам мощные пласты с труднообрушаемой кровлей. Известно, что вероятность их возникновения увеличивается с повышением глубины горных работ. Критическая глубина удароопасности в настоящее время превышена на большинстве шахт. В связи с общей тенденцией увеличения глубины ведения горных работ можно сказать, что ведение горных работ в условиях удароопасности является важным и актуальным навыком для горного инженера.

Механизм возникновения горных ударов рассматривался при изучении дисциплины "Геомеханика". В рамках дисциплины "Управление состоянием массива горных пород" предполагается рассмотрение вопросов изменения состояния массива с целью снижения вероятности возникновения горных ударов. Эти вопросы, так же как и вопросы прогноза, и особенности ведения горных работ в условиях удароопасности регламентируются инструкцией [2]. Способы предотвращения горных ударов, согласно этой инструкции, подразделяются на региональные и локальные. Региональный способ (защитная выемка) рассматривался при изучении дисциплины "Геомеханика". Предварительное разупрочнение труднообрушаемой кровли тоже является одним из способов предотвращения горных ударов. Эти мероприятия рассматривались в РГР № 2. Поэтому авторы сочли необходимым включить в эту работу методики расчета технологических параметров наиболее распространенных локальных способов – гидрообработки и бурения разгрузочных скважин. При гидрообработке уголь становится более пластичным, его прочность снижается. При этом значительно увеличивается способность угольного массива воспринимать повышенные напряжения без быстротечного хрупкого разруше-

ния, т. е. снижается вероятность горного удара. При бурении разгрузочных скважин происходит разгрузка краевой части пласта, максимум опорного давления смещается вглубь массива. Это также снижает вероятность горного удара.

Важнейшее требование по безопасности на удароопасных пластах – ведение горных работ только после приведения массива в неудароопасное состояние. Для этого необходимо выполнять прогноз с периодичностью, установленной инструкцией [2], и в случае прогноза "ОПАСНО" выполнять профилактические мероприятия.

Ход работы

Во всех вариантах предполагается отработка пласта пологого или наклонного падения длинными столбами по простиранию. Рассматриваются локальные мероприятия по прогнозу горных ударов и их предотвращению методом гидрообработки и бурением разгрузочных скважин. Ход выполнения работы поэтапно выглядит следующим образом:

1. Определение потенциально опасных зон и параметров прогноза горных ударов.
2. Определение параметров технологических схем предотвращения горных ударов.
3. Построение паспортов прогноза и предотвращения горных ударов.

1. Определение потенциально опасных зон и параметров прогноза горных ударов

При планировании горных работ на удароопасных пластах необходимо заранее определить потенциально опасные зоны в отработываемом и подготавливаемом столбе, в которых необходимо производить прогноз согласно инструкции [2]. В данной работе эти зоны уже отмечены на рис. 4.1 и в табл. 4.1. Такие чертежи принято называть схемами горнотехнического прогноза или схемами потенциально опасных зон. Следует отметить, что на этих чертежах отмечают не только удароопасные участки, а все опасные зоны (по прорыву воды, куполообразованию и т. д.). Для систем разработки, рассматриваемых в данной работе, характерно наличие большинства зон, представленных в табл. 4.1 (кроме зоны *a*).

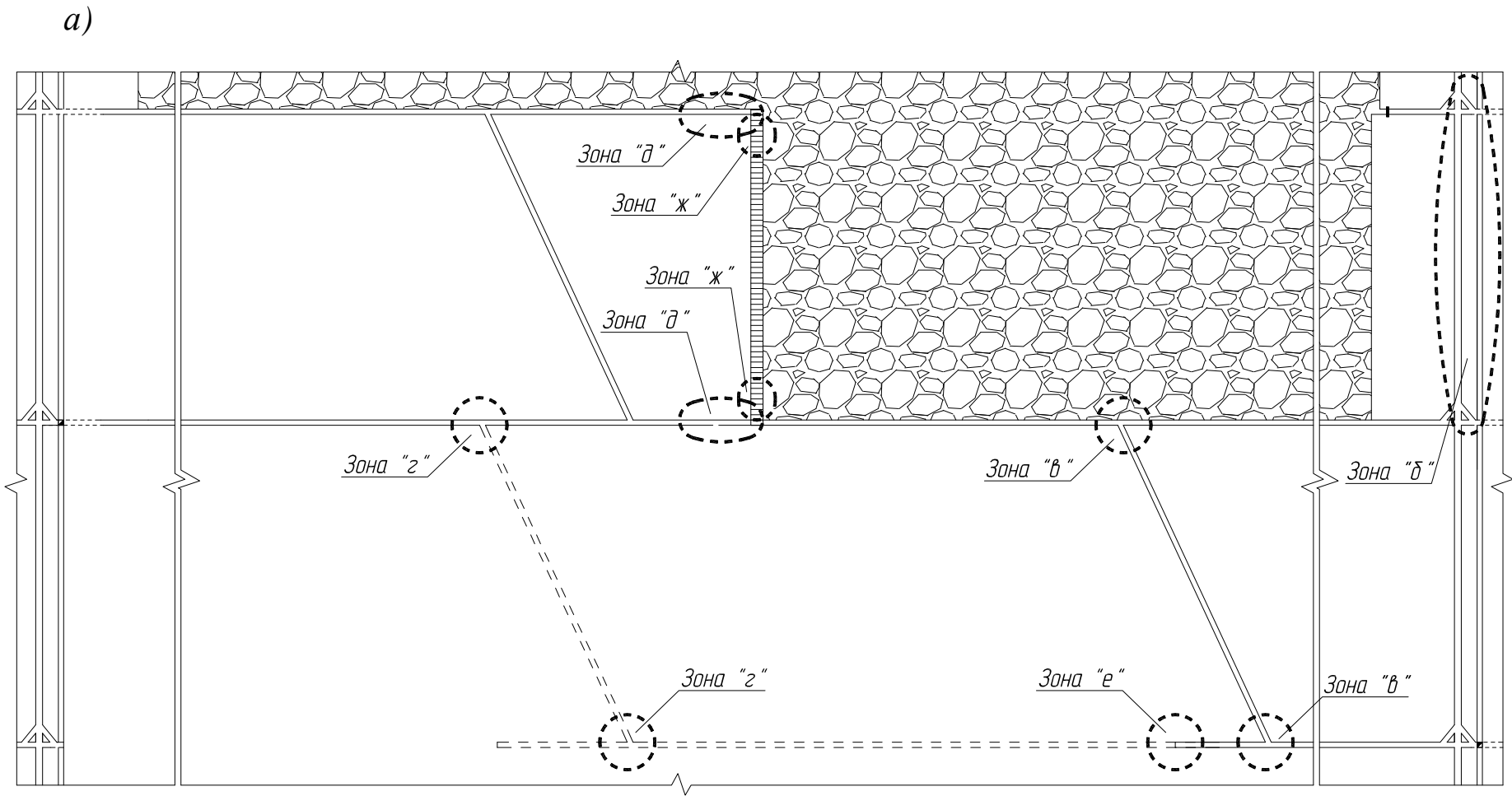
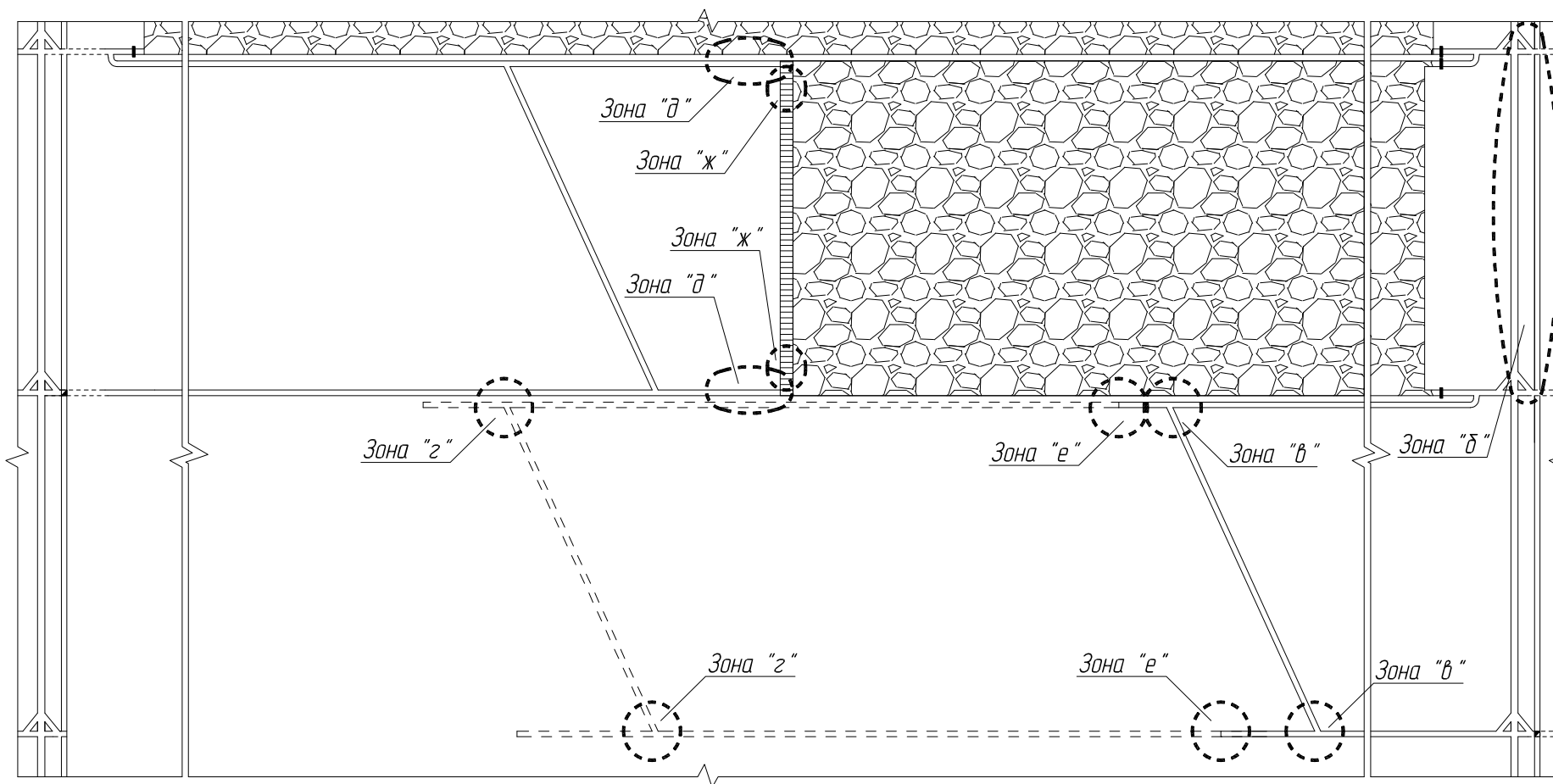


Рис. 4.1. Схемы потенциально опасных зон

б)



Продолжение рис. 4.1:

а – система разработки с сохранением конвейерного штрека для повторного использования (СШ); б – система разработки с проведением штрека вприсечку (с оставлением податливого целика, ПЦ)

С другой стороны, в пределах выемочных столбов могут присутствовать зоны повышенного горного давления (ЗПГД), которые являются потенциально удароопасными участками (например, от ранее оставленных целиков на сближенных пластах). Такие зоны необходимо отмечать на картах горнотехнического прогноза и выбирать для них параметры прогноза согласно табл. 4.1.

В рамках данной работы необходимо определить конкретные параметры для всех участков и зон, представленных в табл. 4.1. Для прогноза удароопасности и контроля эффективности выполненных мероприятий бурят скважины (шпур) диаметром 43 мм. Как видно из таблицы, параметрами прогноза являются протяженность участка прогноза, длина скважин (шпуров) и расстояние между ними. Их определяют исходя из размера L зоны опорного давления (ОД) и ширины защитной зоны n в краевой части пласта или слоя. Номограммы для их определения представлены на рис. 1.1 и 4.2. Значение глубины горных работ H указано в задании.

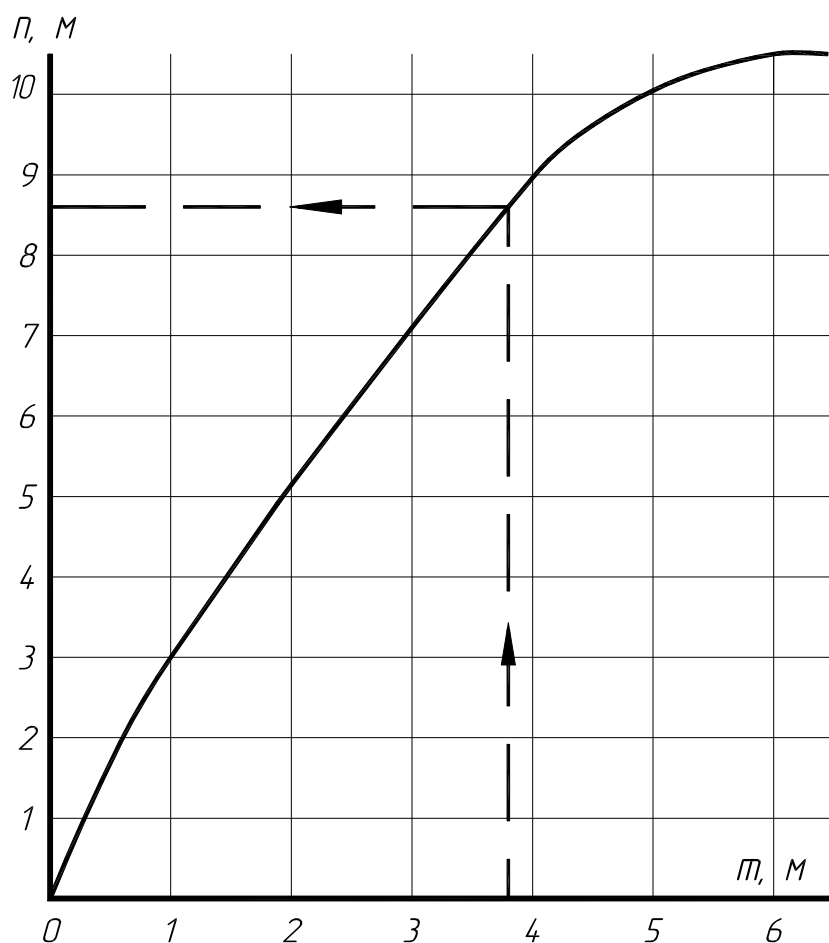


Рис. 4.2. Номограмма для определения ширины защитной зоны

Таблица 4.1
 Параметры скважин (шпуров) прогноза и оценки эффективности

Место бурения скважин (зона)	Протяженность участка	Длина скважин	Расстояние между скважинами
а) Выработки вне зоны ОД лавы	вся длина выработки (по обоим бокам)	n	не более 100
б) Выработки, охраняемые целиками			не более 25 м
в) Сопряжения выработок			5 м
г) Место засечки диагональных печей			$0,5n$
д) Штреки впереди очистного забоя			$(L - 0,5n)/3$
е) Подготовительный забой	ширина забоя; в обоих боках не менее $0,5L$	$n + b_{пз}^{**}$; $(0,7 \div 1)n$	в забое: 1,5 м (2 скв.); в боках: $0,5(L-n)/3$
ж) Очистной забой	не менее $0,5L^*$	$n + b_{оз}^{**}$	$0,5(L-n)/3$

Примечания: * в нижней, верхней или средней части лавы; ** подвигание за цикл подготовительного ($b_{пз}$) и очистного ($b_{оз}$) забоя, м.

Необходимо указать конкретные значения параметров прогноза согласно исходным данным. Это делается в сводной таблице, аналогичной табл. 4.1 (см. пример). Схемы расположения шпуров (скважин) прогноза, соответствующие зонам в табл. 4.1, представлены на рис. 4.3.

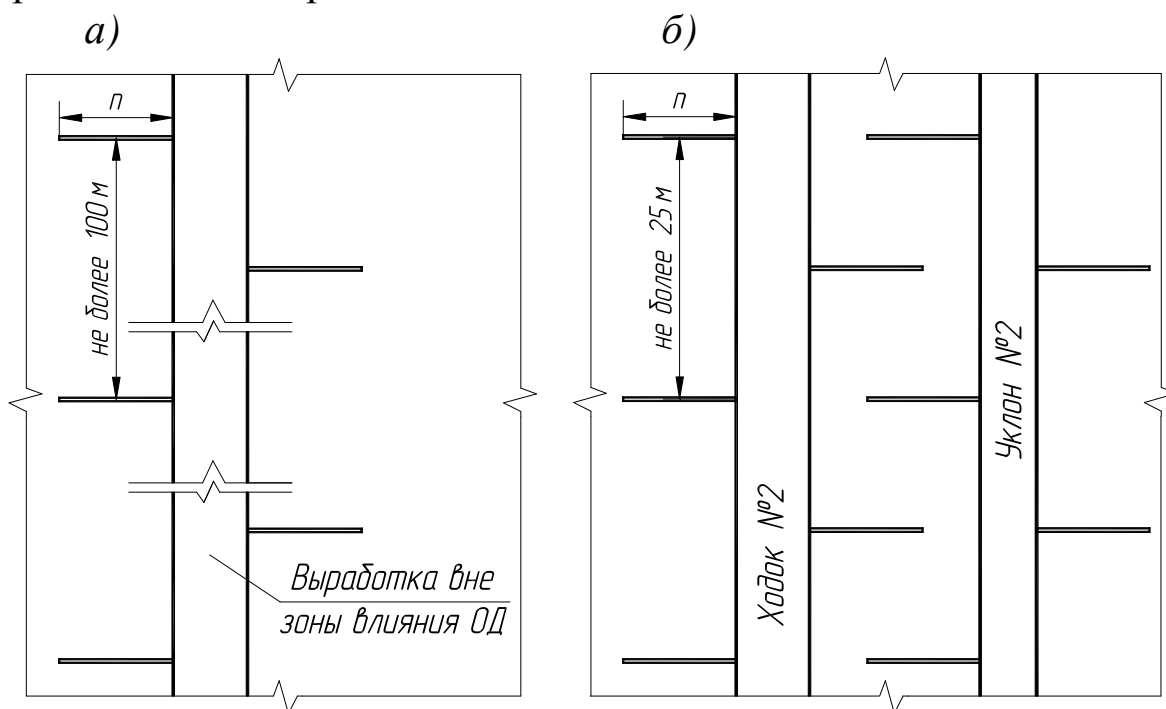


Рис. 4.3. Схемы расположения прогнозных скважин (шпуров)

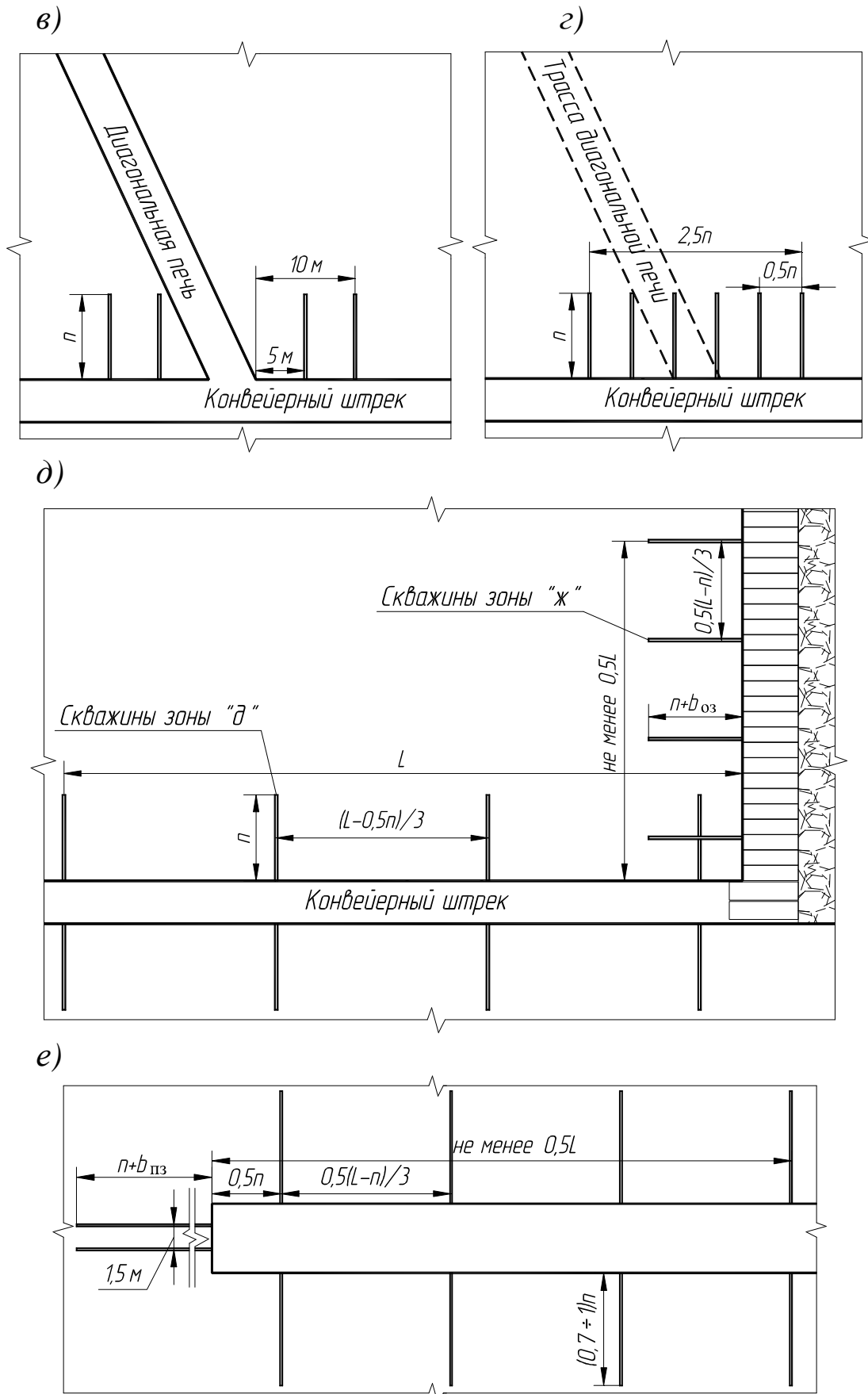


Рис. 4.3. Продолжение:

а – зона "а"; б – зона "б"; в – зона "в"; г – зона "г"; д – зоны "д" и "ж"; е – зона "е"

Согласно требованиям инструкции [2] значение b для скважин (шпуров) прогноза должно составлять шаг одного продвижения забоя (указан в исходных данных).

Степень удароопасности участка угольного пласта и контроль эффективности профилактических мероприятий производят по выходу буровой мелочи с каждого погонного метра шпура (скважины). Объем буровой мелочи измеряют с помощью мерного сосуда емкостью 0,5 л, заполнение которого штыбком производят до краев. Для определения массы буровую мелочь помещают в мешок и взвешивают. Каждое измерение объема или массы буровой мелочи сравнивают с номограммой (рис. 4.4).

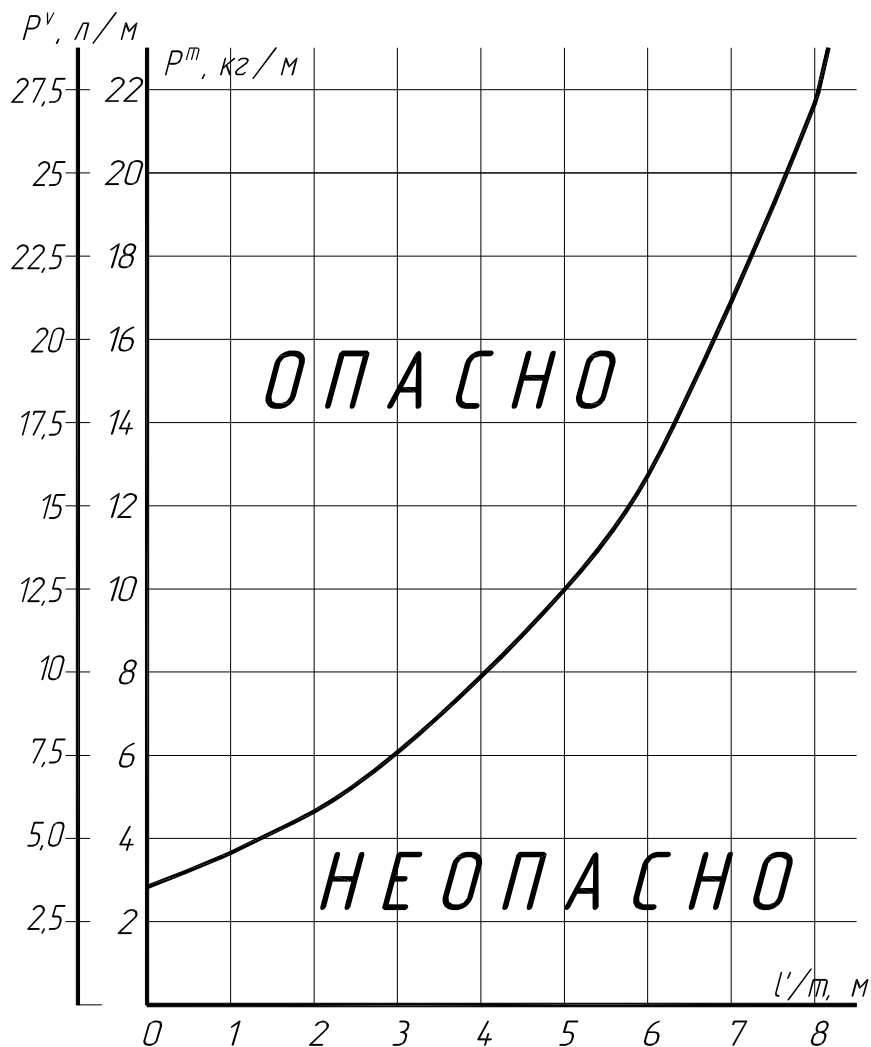


Рис. 4.4. Номограммы для установления категории удароопасности каменноугольных пластов по выходу буровой мелочи:

l' — расстояние от устья скважины, м; t — мощность пласта (вынимаемого слоя), м; P^v — объем буровой мелочи с одного метра скважины, л/м; P^m — масса буровой мелочи с одного метра скважины, кг/м

В очистных забоях первое контрольное определение удароопасности производят непосредственно в разрезной печи и в прилегающих выработках перед началом очистных работ. В дальнейшем прогноз удароопасности осуществляют через интервалы, устанавливаемые техническим руководителем (главным инженером) шахты с учетом шага посадки основной кровли, но не более чем через 25 м.

При появлении сильных сейсмоакустических импульсов, сопровождающихся зажатием бурового инструмента, а также при получении выхода буровой мелочи, превышающего или совпадающего с граничной кривой ОПАСНО – НЕОПАСНО, бурение скважин следует прекратить и такой участок отнести к категории ОПАСНО.

В данной работе на граничной кривой ОПАСНО – НЕОПАСНО (рис. 4.4) необходимо отметить точки, соответствующие каждому погонному метру, скважины для условий конкретного варианта (см. пример).

Следует отметить, что кроме представленного выше классического метода прогноза горных ударов возможно применение геофизических методов, разработанных ВНИМИ или другими организациями-разработчиками, имеющими соответствующую лицензию. К таким методам относят, например, прогноз:

- по сейсмоакустической активности;
- по регистрации электромагнитной эмиссии;
- методом электроразведки.

На буругольных месторождениях прогноз может осуществляться по изменению естественной влажности.

2. Определение параметров технологических схем предотвращения горных ударов

В работе необходимо рассмотреть профилактические мероприятия при ведении очистных работ и проведении выработки. При очистных работах рассматривается гидрообработка пласта. В зависимости от варианта исходных данных это глубинное увлажнение или гидрорыхление (в примере рассмотрены обе технологии). При переходе диагональной печи и в подготовительных забоях во всех вариантах рассматривается бурение разгрузочных

скважин. Описание параметров, представленное в разделах, шире, чем описанная выше компоновка конкретных вариантов. Это позволяет использовать представленный материал и за пределами данной работы (например, при дипломном проектировании).

Глубинное увлажнение.

Эта технология применяется для предварительной обработки участков выемочного столба, которые попадают в ЗПГД (рис. 4.5). Нагнетание воды производят в скважины, параллельные забою, пробуренные из выработок, оконтуривающих выемочный столб. Скважины бурят диаметром 76 мм или более.

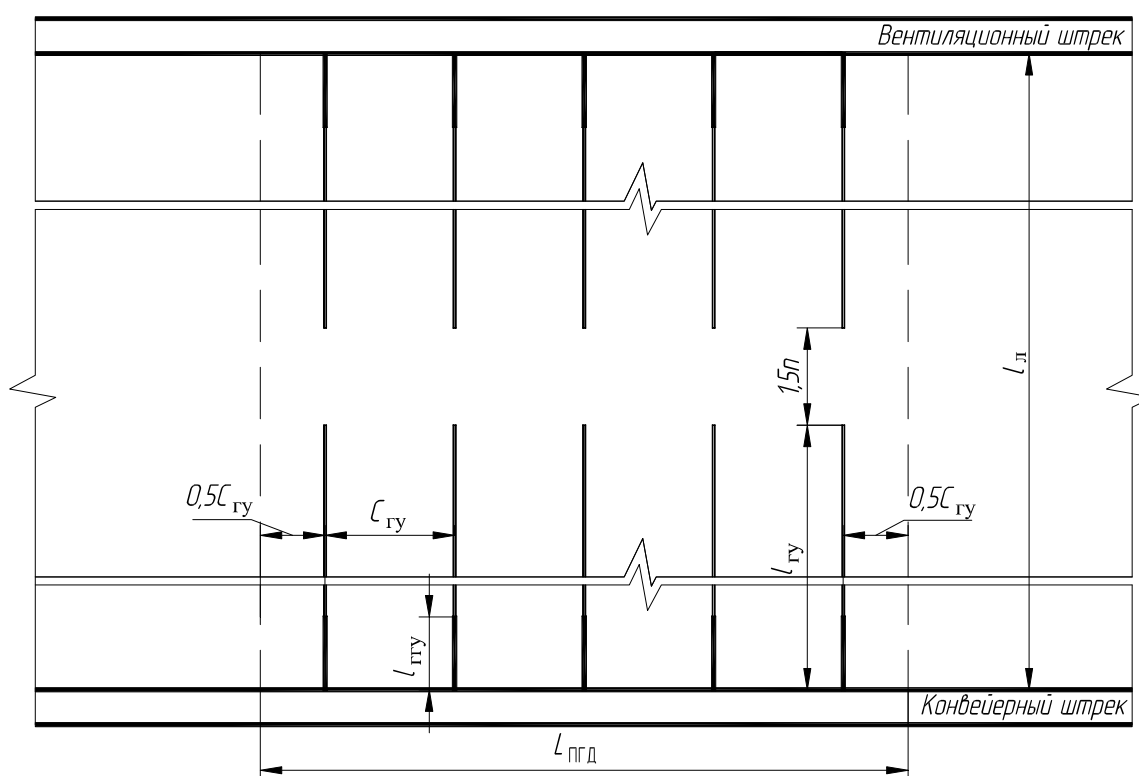


Рис. 4.5. Схема бурения скважин глубинного увлажнения

Участок скважин, на котором происходит нагнетание воды, должен находиться за пределами зоны опорного давления с опережением $L_{оп}$, удовлетворяющим требованию

$$L_{оп} > (t_б + t_г + t_н + t_в) v_{оз} + L, \quad (4.1)$$

где $L_{оп}$ – расстояние до первой от забоя скважины обрабатываемого участка, м; $t_б$ – время бурения скважин, сут; $t_г$ – время, необходимое для оборудования скважин, сут (принимать 1); $t_н$ – продолжительность нагнетания, сут; $t_в$ – время выдержки пласта

после нагнетания (30 сут); $v_{\text{оз}}$ – скорость подвигания очистного забоя, м/сут; L – ширина зоны опорного давления, м.

Время бурения скважин зависит от характеристики применяемого бурового оборудования и длины скважин. Его можно определить на основе норм выработки или технической характеристики оборудования. Пробуренные скважины герметизируют гидрозатворами или цементируют. В задачу данной работы не входит детализация величин $t_{\text{б}}$ и $t_{\text{г}}$. Поэтому допускается принять $t_{\text{б}} = t_{\text{г}} = 1$ сут.

Продолжительность нагнетания определяется по формуле

$$t_{\text{н}} = \frac{V}{24Q}, \quad (4.2)$$

где $t_{\text{н}}$ – продолжительность нагнетания, сут; V – нормативный объем воды для закачки в скважину, м³; Q – темп нагнетания воды в пласт, м³/ч (указан в задании).

$$V = 10^{-3} N m l_{\text{гг}} C_{\text{гг}} \gamma, \quad (4.3)$$

где N – норма увлажнения пласта, л/т (указана в исходных данных); m – мощность пласта, м; $l_{\text{гг}}$ – длина скважины глубинного увлажнения, м; $C_{\text{гг}}$ – расстояние между скважинами, м; γ – плотность угля, т/м³ (1,32).

Норма увлажнения пласта N зависит от полной влагоемкости, максимальной гигроскопической влажности или естественной влажности угля. В данной работе значение N указано в исходных данных.

При длине лавы менее 100 м можно бурить скважины только из одной выработки (конвейерного штрека). Длина скважин при бурении из одной выработки составляет:

$$l_{\text{гг}} = l_{\text{л}} - 1,5n, \quad (4.4)$$

из двух выработок:

$$l_{\text{гг}} = 0,5(l_{\text{л}} - 1,5n), \quad (4.5)$$

где $l_{гy}$ – длина скважины глубинного увлажнения, м; $l_{л}$ – длина лавы, м; n – ширина защитной зоны, м.

Расстояние между скважинами должно составлять:

$$C_{гy} < 2l_{ггy}, \quad (4.6)$$

где $C_{гy}$ – расстояние между скважинами глубинного увлажнения, м; $l_{ггy}$ – глубина герметизации скважины (принимается не менее n).

Может возникнуть ситуация, что зона ПГД находится от монтажной камеры ближе, чем значение $L_{оп}$. В этом случае необходимо до начала отработки столба приступить к выполнению профилактических мероприятий по глубинному увлажнению. При этом следует учитывать суммарное время на их выполнение (значение в скобке в формуле (4.1)).

В заключение определения параметров глубинного увлажнения необходимо рассчитать число скважин в пределах ЗПГД:

$$U_{гy} = n_{в} \frac{L_{пгд}}{C_{гy}},$$

где $U_{гy}$ – число скважин глубинного увлажнения; $n_{в}$ – число выработок, из которых бурятся скважины (1 или 2); $L_{пгд}$ – длина зоны ПГД, м; $C_{гy}$ – расстояние между скважинами глубинного увлажнения, м.

Гидрорыхление.

При этой технологии скважины бурятся из очистного забоя параллельно линии его подвигания (рис. 4.6). Данный локальный способ предотвращения горных ударов может оперативно быть применен в случае прогноза "ОПАСНО". Скважины бурят в пласт, как правило, в краевых частях. Длина участка не менее $0,5L$. Расстояние между скважинами $C_{гp}$ должно составлять:

$$C_{гp} < 1,5l_{гp}, \quad (4.7)$$

где $C_{гp}$ – расстояние между скважинами гидрорыхления, м; $l_{гp}$ – длина скважины гидрорыхления, м.

Длина скважины должна удовлетворять условию

$$n + v_{оз} < l_{гp} < 12, \quad (4.8)$$

где n – ширина защитной зоны, м; v_{03} – суточное подвигание очистного забоя, м; $l_{гр}$ – длина скважины гидрорыхления, м.

С другой стороны, длина скважины определяется как сумма загерметизированной и фильтрующей части:

$$l_{гр} = l_{ггр} + l_{фгр}, \quad (4.9)$$

где $l_{ггр}$ – длина загерметизированной части скважины гидрорыхления, м ($l_{ггр} = 4 \div 6 \sqrt{m}$); $l_{фгр}$ – длина фильтрующей части скважины гидрорыхления, м ($1,5 \div 2,5$).

Рекомендуется в результате расчета по формулам (4.7)–(4.9) принять такое расстояние между скважинами, чтобы в пределах краевой части по расчету размещалось целое число скважин гидрорыхления $U_{гр}$ (см. пример).

Если условие (4.8) не выполняется, то вместо суточного подвигания забоя подставляют меньшее значение с разницей в один цикл, пока условие не выполнится. В этом случае профилактические мероприятия надо производить чаще, чем раз в сутки, или снизить суточную скорость подвигания до значения, при котором выполнится условие (4.8).

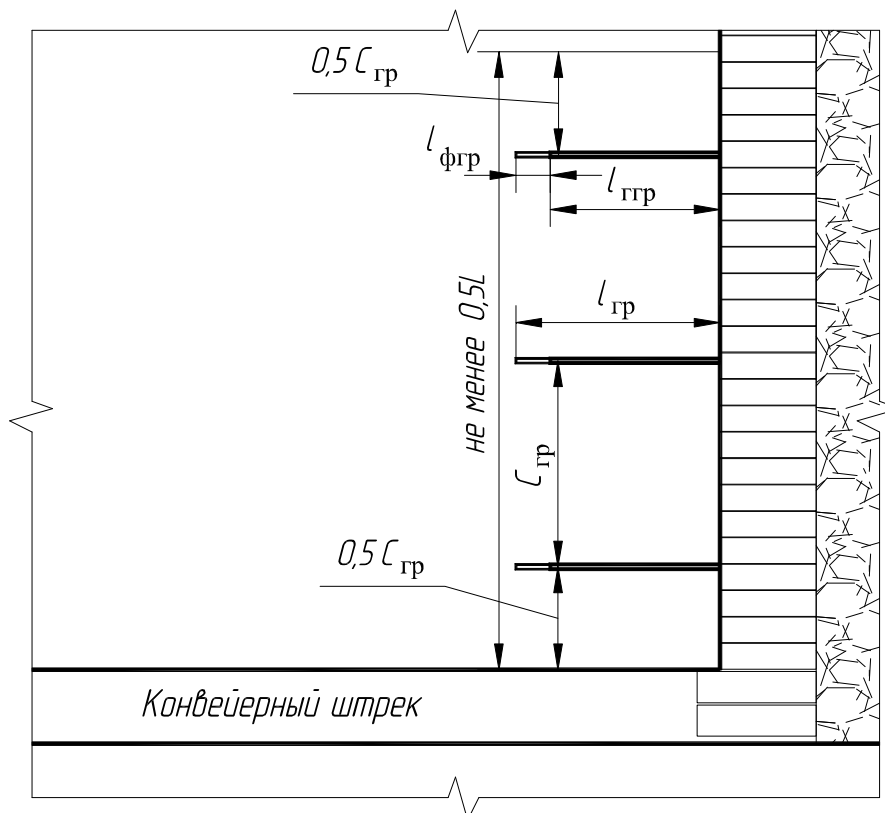


Рис. 4.6. Схема бурения скважин гидрорыхления

Если по технологическим причинам значение $l_{тр}$ необходимо увеличить, то переход к более длинным скважинам нужно осуществлять постепенно, в течение 3-4 циклов нагнетания. В очистных забоях прямолинейной формы скважины последующего цикла гидрорыхления бурят между скважинами предыдущего цикла.

Гидрорыхление из передовой выработки осуществляется при подходе очистного забоя на расстояние $0,7L$. При этом необходимо произвести обработку по всей длине выработки на глубину $0,4L$ в сторону очистного забоя и глубину n в противоположную сторону (параметры скважин см. выше).

Бурение разгрузочных скважин.

Бурение разгрузочных скважин производится также из подготовительных выработок (параллельно очистному забою), из очистного забоя и из передовой выработки при подходе к ней забоя на расстояние $0,7L$ (рис. 4.7).

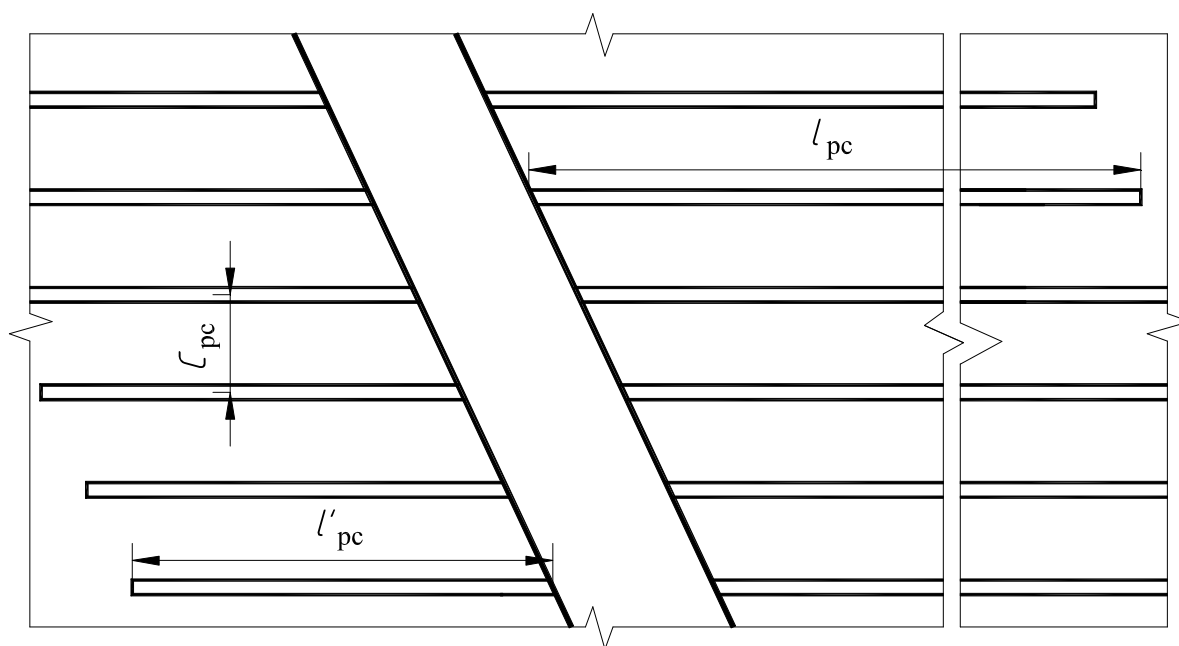


Рис. 4.7. Схема бурения разгрузочных скважин из передовой выработки

Из подготовительных выработок впереди очистного забоя на расстояние до $0,5L$ бурят скважины в вынимаемый столб из обоих оконтуривающих его выработок на глубину n . Расстояние между этими скважинами определяется по формуле

$$C_{рс} = K_1 K_2 K_3, \quad (4.10)$$

где K_1 , K_2 , K_3 – эмпирические коэффициенты, учитывающие соответственно категорию удароопасности (табл. 4.2), диаметр скважины (табл. 4.3) и мощность вынимаемого пласта (табл. 4.4).

Таблица 4.2

Категория удароопасности	НЕОПАСНО	ОПАСНО
K_1	1,3	1,7

Таблица 4.3

Диаметр скважины, мм	100	150	200	300	400	500	600
K_2	0,6	0,7	0,8	1,0	1,3	1,6	1,8

Таблица 4.4

Мощность пласта, м	0,5–0,8	0,9–1,4	1,5–2	2,1–3	> 3
K_3	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2

Коэффициент K_1 во всех вариантах принимается 1,7. Диаметр скважин – не более 0,1 м.

При бурении скважин из очистного забоя и передовой выработки расстояние между ними также принимают равным значению, рассчитанному по формуле (4.10). Длина скважин, буримых из очистного забоя, должна удовлетворять условию

$$l_{pc} > n + b_{оз}. \quad (4.11)$$

Размеры участков, на которых бурят эти скважины, соответствуют значениям для схем гидрорыхления.

Бурение скважин из передовой выработки производят при подходе очистного забоя на расстояние $0,7L$. При этом необходимо произвести обработку по всей длине выработки скважинами длиной $l_{pc} = 0,4L$ в сторону очистного забоя и длиной $l'_{pc} = n$ в противоположную сторону.

Приведение призабойного пространства проводимых выработок в неудароопасное состояние осуществляется разгрузочными скважинами, располагаемыми в соответствии со схемой, пред-

ставленной на рис. 4.8. Неснижаемое опережение составляет не менее $0,7n$.

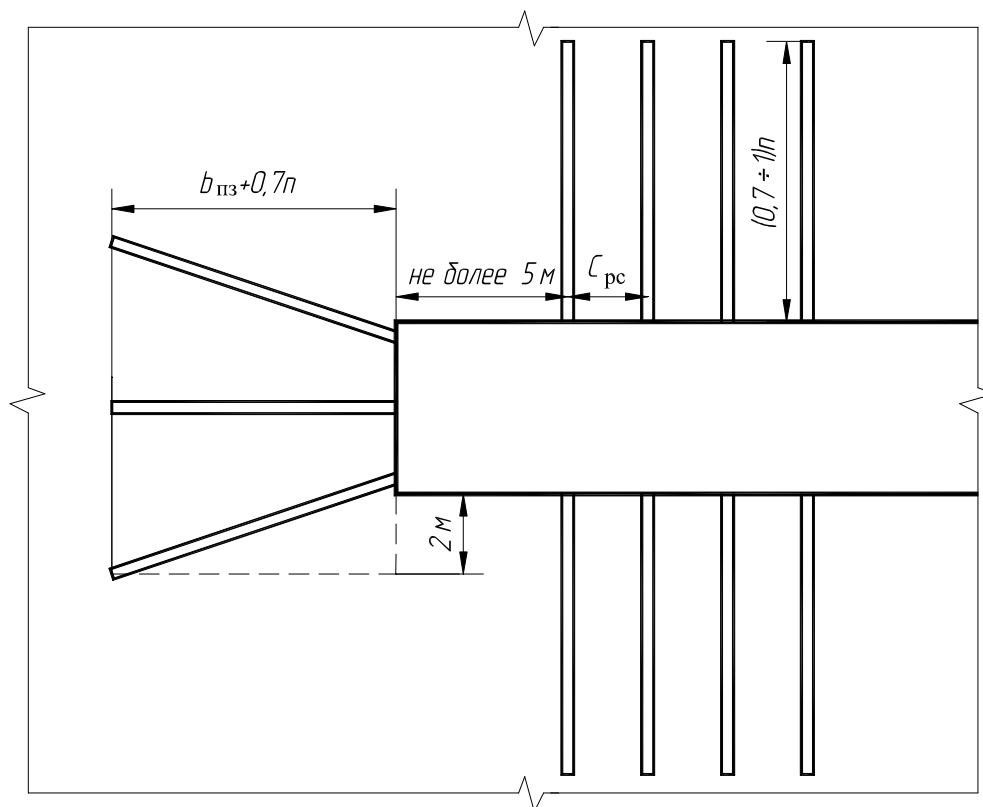


Рис. 4.8. Схема бурения разгрузочных скважин при поведении выработки

3. Построение паспортов прогноза и предотвращения горных ударов

Под паспортом в данной работе имеется в виду графическое изображение принятых схем прогноза и предотвращения горных ударов с указанием численных значений параметров расположения скважин для конкретного варианта. Паспорт состоит из двух частей: прогноза и предотвращения. В каждой части необходимо вначале на схемах потенциально опасных зон (М 1:5000) отметить все участки, где предполагается выполнять бурение скважин для прогноза (предотвращения), а затем в более крупном масштабе (М 1:100) показать элементы этих участков с обозначенными параметрами скважин.

Согласно заданиям, предполагается изображение двух вариантов системы разработки длинными столбами по простиранию целесообразных к применению на удароопасных пластах:

- с сохранением конвейерного штрека для повторного использования;

– с проведением вентиляционного штрека вприсечку к выработанному пространству с оставлением полосы угля (податливого целика).

Ширина полосы угля должна составлять $m + 1$ м. Размер целиков для охраны наклонных панельных выработок (место заложения монтажных и демонтажных камер) принимается не менее L . Расчет ширины целиков между параллельными выработками в задачи данной работы не входит. Методика ее определения представлена в предыдущей работе. В данной работе размер этих целиков можно принять $10 \div 15$ м.

Образец построения паспорта представлен в примере выполнения работы.

Пример выполнения работы

Исходные данные		Значение
Система разработки		ПЦ
Длина лавы l , м		250
Пласт	угол падения α , град	12
	мощность m , м	3,8
Ширина a_i , м	диагональной печи a_1	3,0
	ярусных штреков и уклонов a_2	4,3
	ходков a_3	5,6
Подвигание за цикл	очистного забоя $b_{оз}$, м	0,8
	подготовительного забоя $b_{пз}$, м	1
Норма увлажнения пласта N , л/т		32
Суточное подвигание очистного забоя $v_{оз}$, м		5,6
Отметка глубины пластового конвейерного штрека H , м		272
Темп нагнетания воды в пласт Q , м ³ /ч		2,3
Параметры ЗПГД	ширина $L_{пгд}$, м	80
	расстояние от монтажной камеры $x_{пгд}$, м	830

1. Определение потенциально опасных зон и параметров прогноза горных ударов

Вначале составляем схему потенциально опасных зон. Изображаем в масштабе обрабатываемый и подготавливаемый столб, фланговые выработки. При этом ширину целиков у фланговых выработок со стороны выработанного пространства определяем

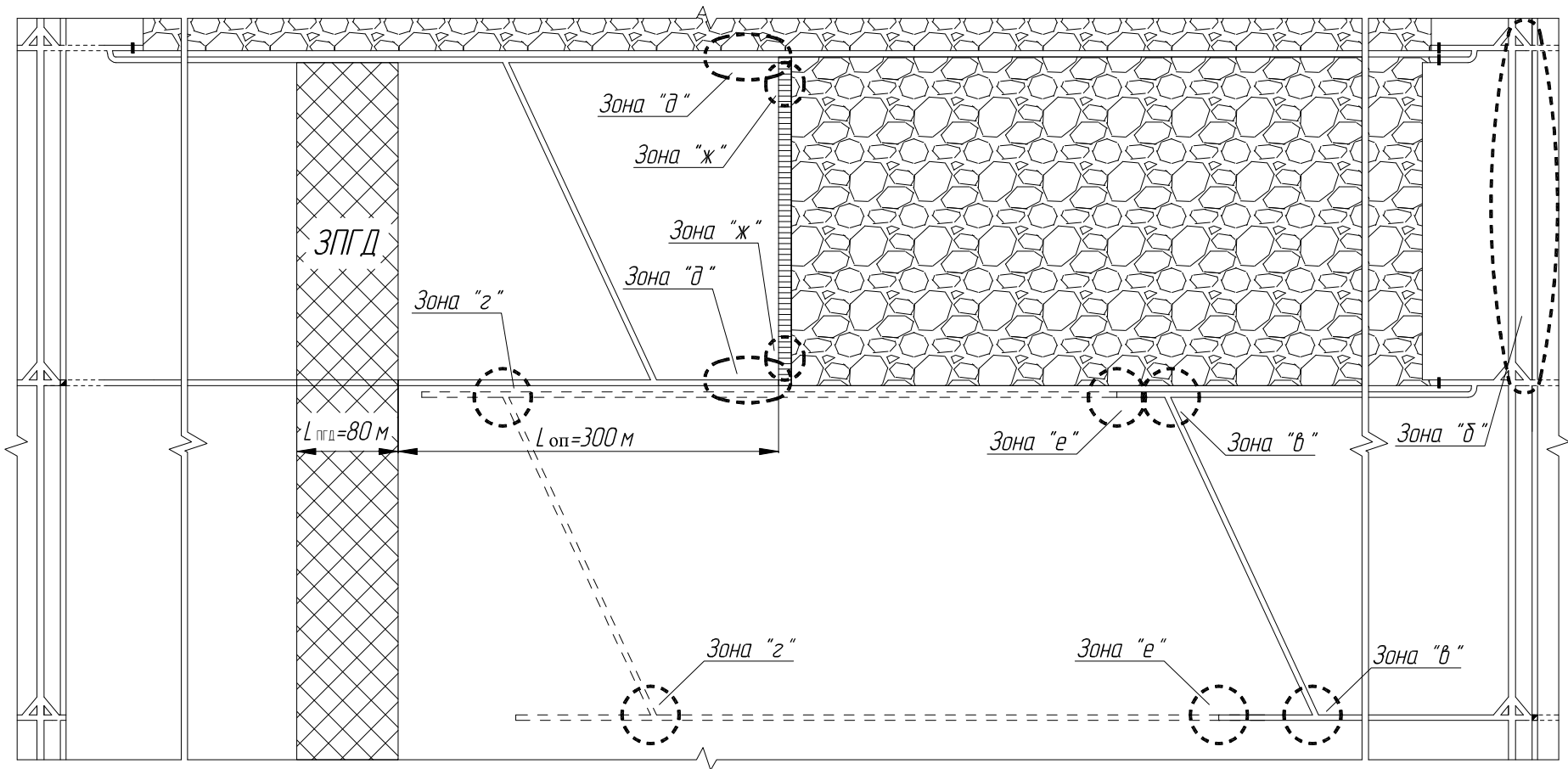
согласно рекомендациям РГР № 3. На схеме будут показаны два целика в отработываемом столбе для охраны уклона № 2 и ходка № 2. В данных условиях размер зоны опорного давления L , а значит и ширина целика составит 68 м. Ширину целиков между наклонными выработками принимаем согласно рекомендациям 13 м. Размер зоны опорного давления на глубине проводимого штрека будет 72 м. Отмечаем на схеме потенциально опасные зоны, в которых будет проводиться прогноз. Используем при этом информацию табл. 4.1. Схема для данного примера далее.

На рассматриваемом участке шахтопласта нет зон "а". Остальные 6 зон будут присутствовать при данной системе разработки, поэтому для них определяем параметры схем прогноза. Кроме того, на расстоянии 830 м от монтажной камеры находится ЗПГД шириной 80 м от оставленного целика на сближенном пласте.

В этой зоне необходимо будет выполнить глубинное увлажнение независимо от результатов прогноза. Предварительно определяем ширину защитной зоны n в краевой части пласта. На пласте мощностью 3,8 м она составит 8,6 м (см. рис. 4.2). Теперь составляем сводную таблицу параметров прогноза. При этом для зон, протяженность которых должна быть не менее $0,5L$, принимаем протяженность 34 м (36 м на глубине проводимой выработки).

Место бурения скважин (зона)	Протяженность участка, м	Длина скважин, м	Расстояние между скважинами, м
б) Выработки, охраняемые целиками	вся длина выработки (по обоим бокам)	8,6	20
в) Сопряжения выработок	10 (в обе стороны от сопряжения)		5
г) Место засечки диагональных печей	21,5		4,3
д) Штреки впереди очистного забоя	68		21,2
е) Подготовительный забой	ширина забоя – 4,3; в обоих боках – 36	9,6; 7	в забое – 1,5 (2 скважины); в бортах – 10,6
ж) Очистной забой	34	9,4	9,9

На номограмме для установления категории удароопасности отмечаем предельные значения для каждого погонного метра скважин прогноза. Номограммы представлены в графической части.



2. Определение параметров технологических схем предотвращения горных ударов

Вначале определим параметры профилактических мероприятий при ведении очистных работ.

Глубинное увлажнение.

Принимаем скважины диаметром 76 мм. Принимаем схему с бурением скважин из двух штреков. Определяем составляющие, необходимые для расчета значения $L_{оп}$.

Значения t_6 и t_T принимаем согласно рекомендациям по одним суткам, а t_B равным 30 сут.

Длина скважин составит:

$$l_{гy} = 0,5(250 - 1,5 \cdot 8,6) = 118,55 \approx 119 \text{ м.}$$

Глубина герметизации принимается не менее $n = 8,6$ м. Принимаем $l_{гy} = 9$ м. Тогда расстояние между скважинами $C_{гy}$ должно составлять менее чем 18 м. С учетом длины зоны ПГД 80 м принимаем значение 16 м:

$$16 < 18.$$

Теперь определяем нормативный объем воды для закачки в скважину:

$$V = 10^{-3} \cdot 32 \cdot 3,8 \cdot 119 \cdot 16 \cdot 1,32 = 305,6 \approx 306 \text{ м}^3.$$

Тогда продолжительность нагнетания составит:

$$t_n = \frac{306}{24 \cdot 2,3} = 5,5 \text{ сут; принимаем 6 сут.}$$

Все составляющие определены, участок, на котором происходит нагнетание в скважины, должен находиться на расстоянии от забоя более чем:

$$L_{оп} > (1 + 1 + 6 + 30) \cdot 5,6 + 68 = 280,8 \text{ м; принимаем 300 м.}$$

Число скважин в пределах зоны ПГД составит:

$$U_{гy} = 2 \frac{80}{16} = 10 \text{ шт.}$$

Гидрорыхление.

Определим параметры гидрорыхления, которое предполагается применить в случае прогноза "ОПАСНО". Длина участка краевой части пласта (в середине лавы) должна быть не менее $0,5L$, т. е. не менее 34 м. Принимаем значение 34 м.

Определим длину скважин. В случае подстановки в формуле (4.8) значения v_{o3} , указанного в исходных данных, условие не выполняется (длина скважины получается более 12 м). Поэтому необходимо вместо v_{o3} подставить меньшее значение. Условие выполняется при подвигании 3,2 м в сутки:

$$8,6 + 3,2 < 11,9 < 12 \text{ или } 11,8 < 11,9 < 12.$$

Проверим принятое значение 11,9 м по фактору длины загерметизированной и фильтрующей части. Примем длину фильтрующей части согласно рекомендациям 2 м. Тогда:

$$l_{гр} = l_{гр} - l_{фгр} = 11,9 - 2 = 9,9 \text{ м, и далее: } \frac{l_{гр}}{\sqrt{m}} = \frac{9,9}{\sqrt{3,8}} \approx 5,08.$$

Таким образом условие $l_{гр} = 4 \div 6 \sqrt{m}$ выполнено, окончательно принимаем:

$$l_{гр} = 2 + 5,08 \sqrt{3,8} = 11,9 \text{ м.}$$

Расстояние между скважинами должно быть менее $1,5l_{гр}$, т. е. менее 17,85. Предварительно принимаем решение о бурении в краевой части 3 скважин. С учетом длины участка краевой части пласта 36 м и расположения первой и последней скважины на расстоянии от края участка в $0,5C_{гр}$ получаем:

$$C_{гр} = 36 : 3 = 12 \text{ м.}$$

Условие выполнено. Если принять 2 скважины, то условие не выполнится – расстояние между ними будет 18 м. Принимаем окончательно 3 скважины ($U_{гр} = 3$) на расстоянии 12 м друг от друга и 6 м от краев обрабатываемой зоны.

Бурение разгрузочных скважин.

Вначале определим расстояние между скважинами. С учетом мощности пласта 3,8 м (диаметр скважин 300 мм) и категории "ОПАСНО" оно составит:

$$C_{pc} = 1,7 \cdot 1 \cdot 1,2 = 2,04 \approx 2 \text{ м.}$$

Теперь определим значения параметров профилактических мер при переходе диагональной печи. С учетом угла относительно штреков 65° и длины очистного забоя, длина диагональной печи составит 276 м. Тогда число скважин, пробуренных из печи, составит:

$$U_{pc} = 2 \frac{276}{2} = 276 \text{ шт.}$$

При подходе к печи очистного забоя на расстояние $0,7L \approx 48$ м необходимо пробурить 138 скважин длиной

$$l_{pc} = 0,4L \approx 28 \text{ м в сторону очистного забоя}$$

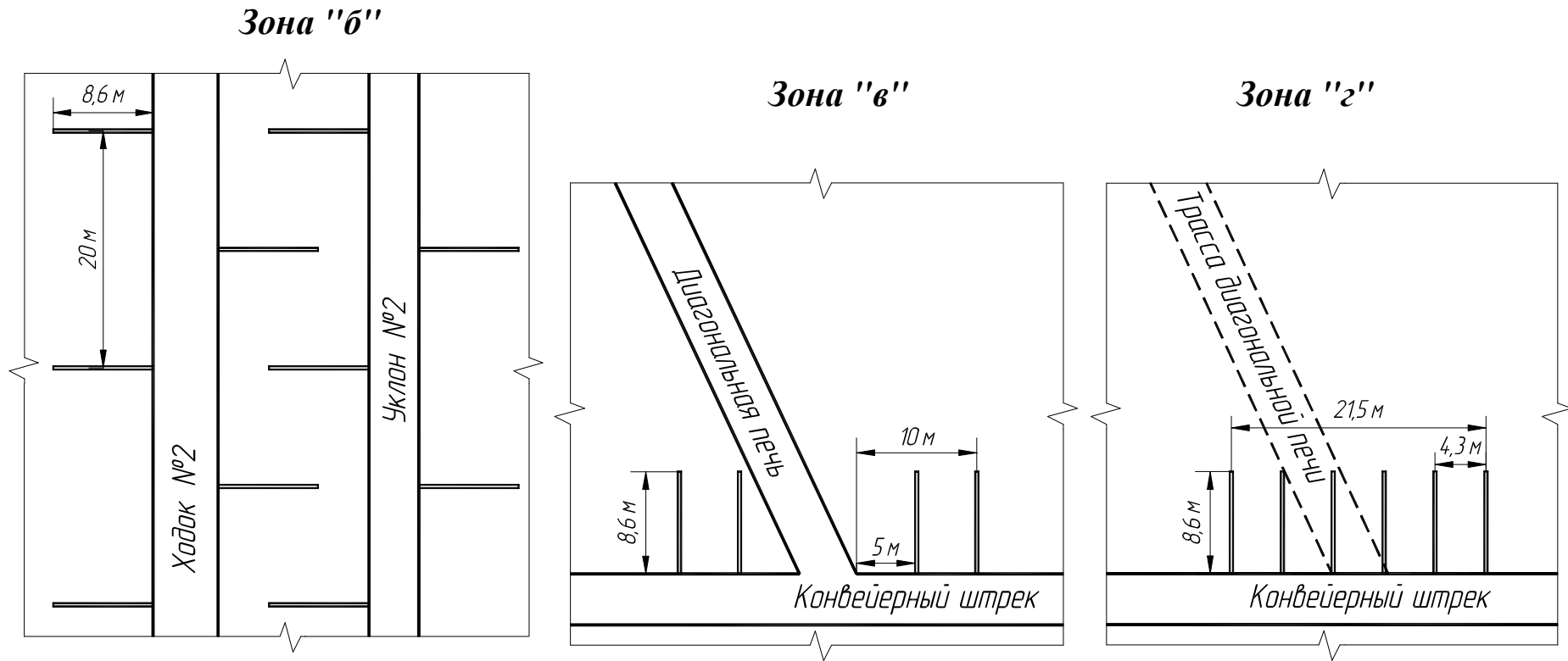
и 138 скважин длиной $l'_{pc} = n = 8,6$ м в противоположную сторону.

В подготовительном забое для профилактики горных ударов необходимо бурить по 4 разгрузочных скважины длиной $(0,7 \div 1)n$ в каждый бок на расстоянии 2 м друг от друга. Принимаем длину этих скважин 7 м. В забое необходимо бурить 3 скважины. Длина скважины, расположенной вдоль оси выработки, будет $b_{пз} + 0,7n \approx 7,1$ м. Длина скважин, пробуренных за контур выработки, составит 7,5 м.

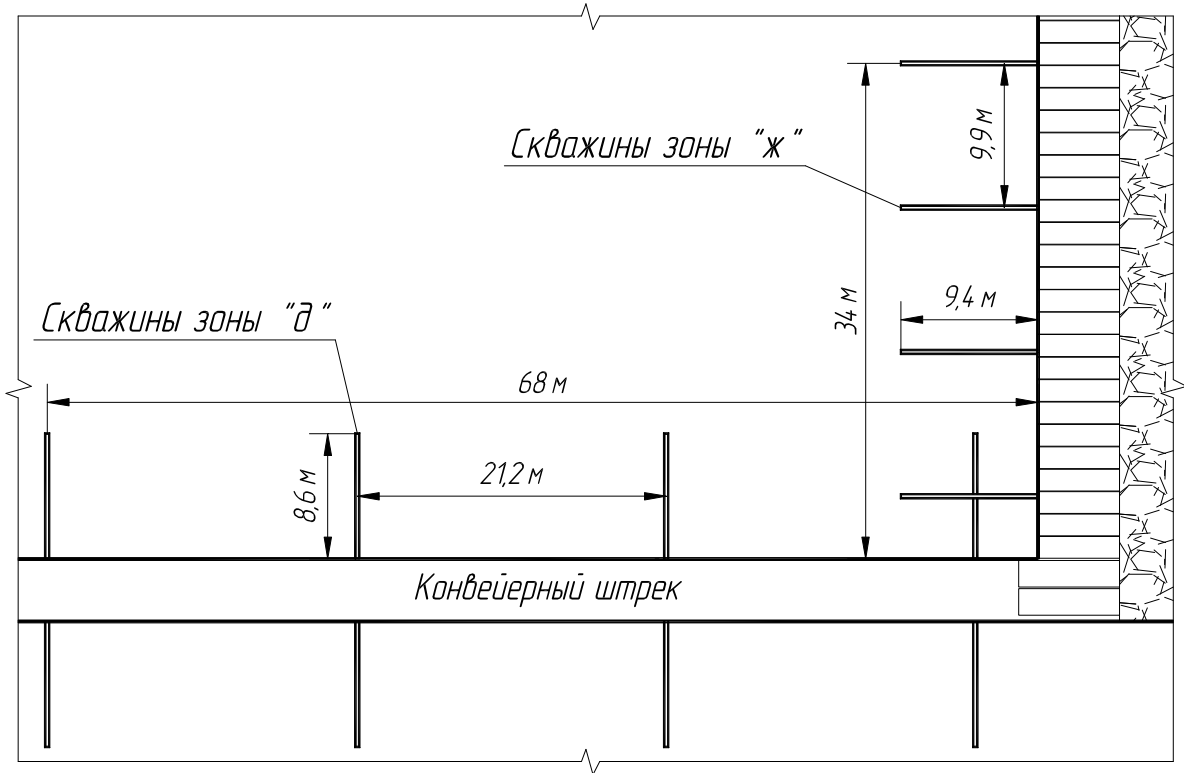
3. Построение паспорта прогноза и предотвращения горных ударов

Все параметры прогноза и предотвращения горных ударов определены. Изображаем технологические схемы для каждого участка с конкретными параметрами расположения скважин.

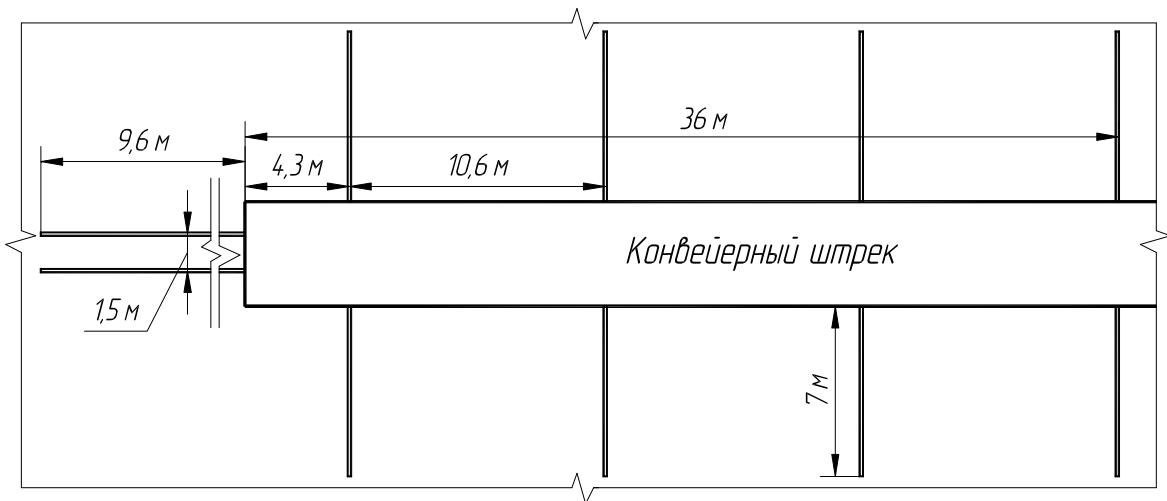
Паспорт прогноза (диаметр скважин 43 мм)



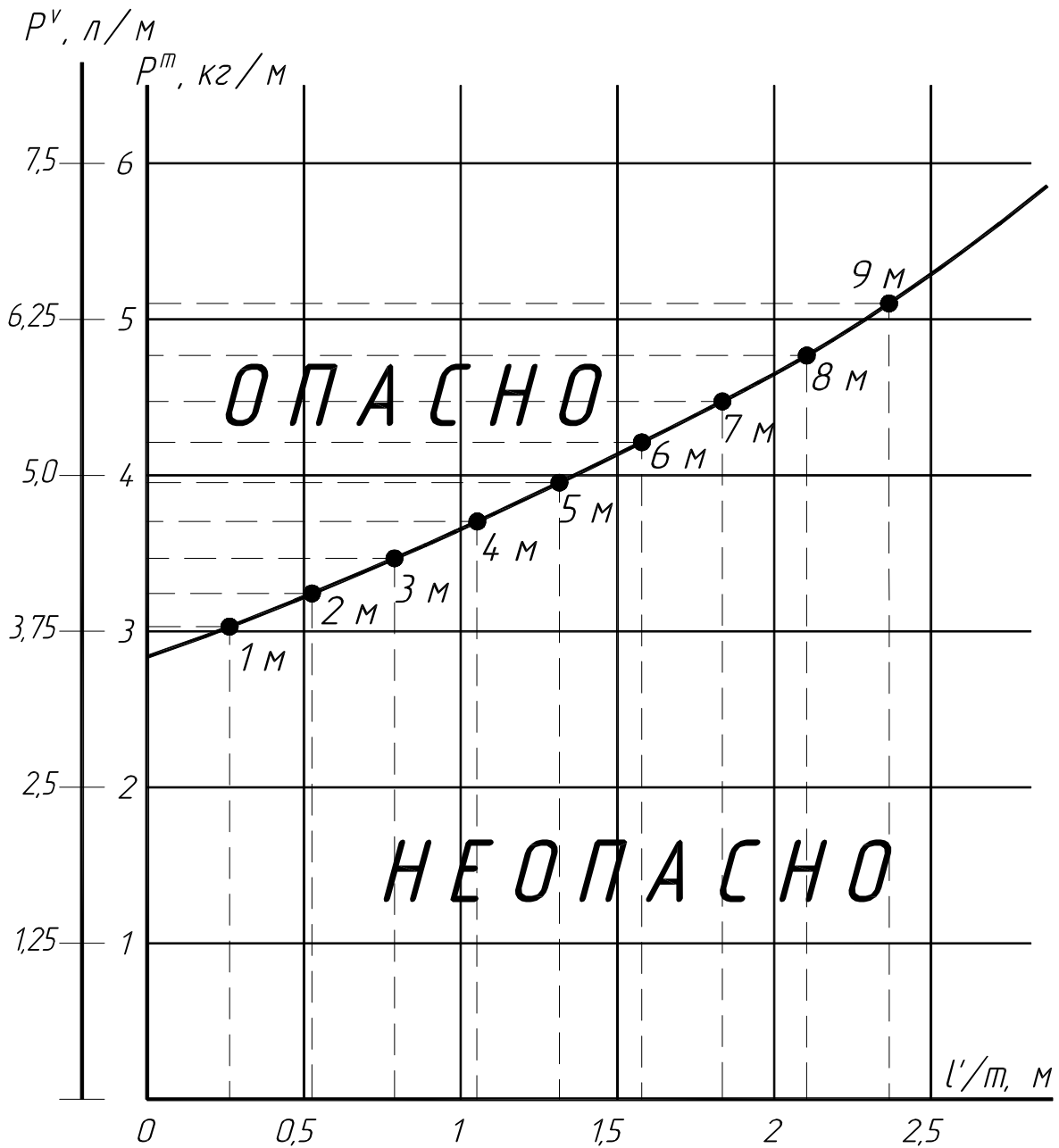
Зоны "д" и "ж"



Зона "е"

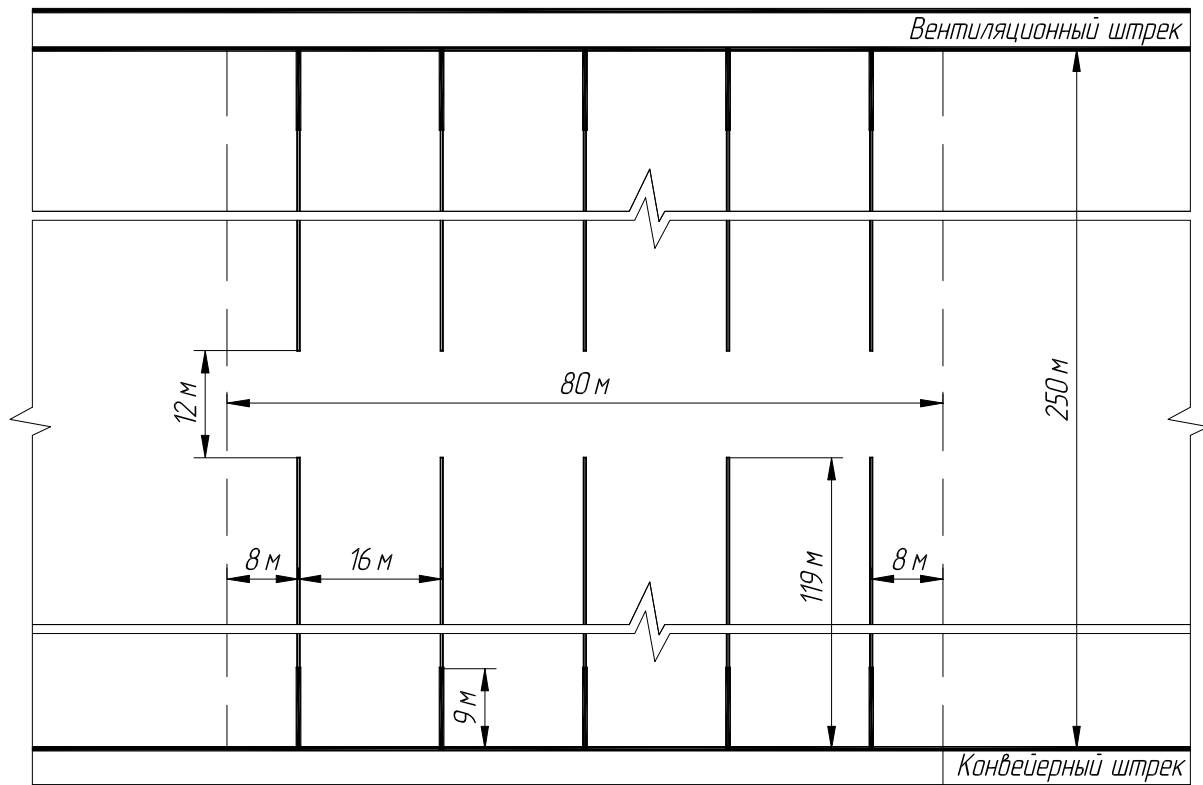


Номограмма с точками для каждого погонного метра скважин прогноза

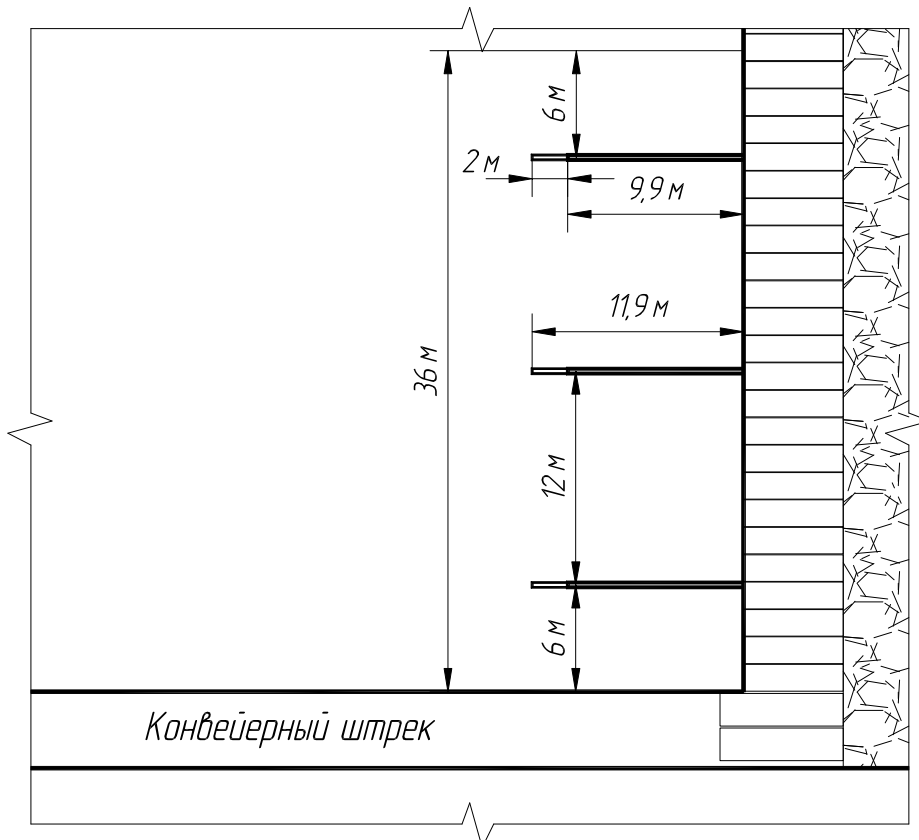


Паспорт профилактических мероприятий

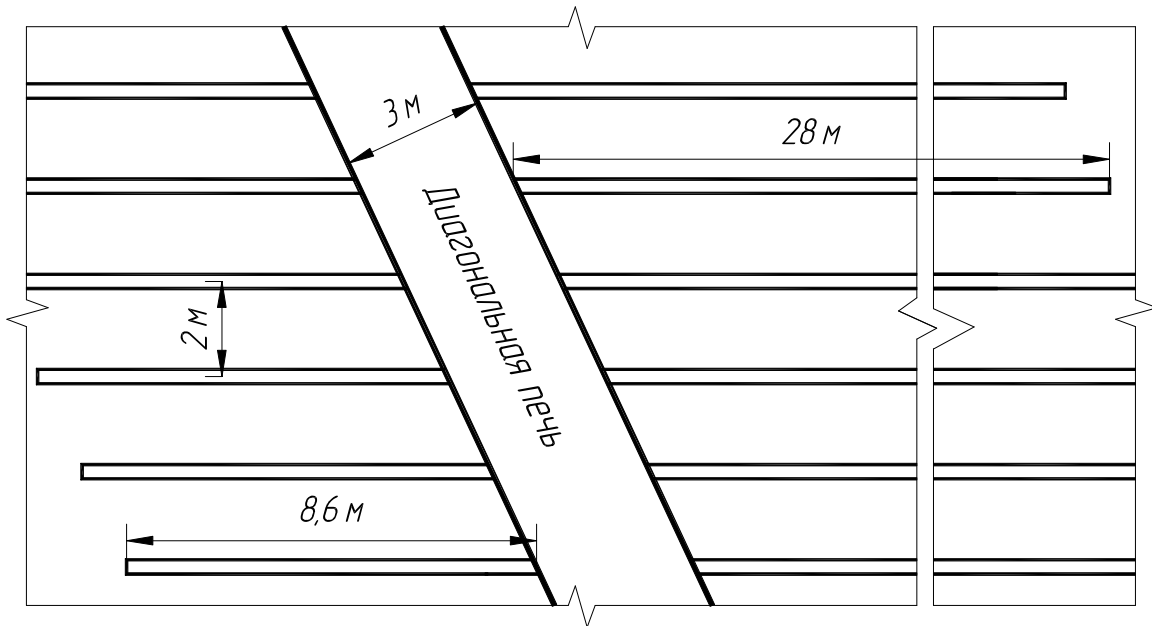
Глубинное увлажнение (зона ПГД, диаметр скважин 76 мм)



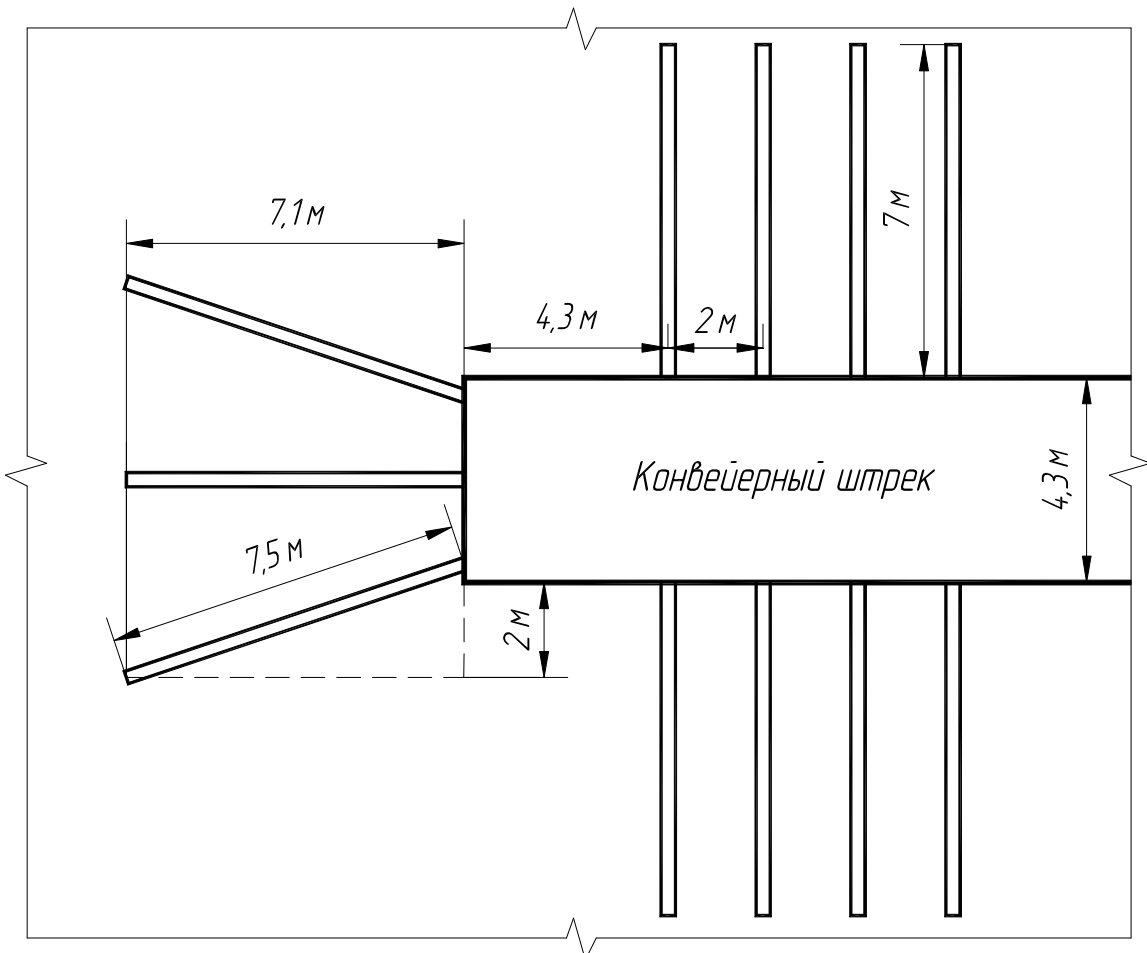
Гидрорыхление (зона "ж", диаметр скважин 76 мм)



**Бурение разгрузочных скважин из диагональной печи
(диаметр скважин 300 мм)**



**Бурение разгрузочных скважин при проведении выработки
(зона "е", диаметр скважин 300 мм)**



Примеры контрольных вопросов

1. По какому показателю оценивается степень удароопасности участка угольного пласта?
2. На каких участках в пределах панели необходимо производить прогноз удароопасности?
3. В чем суть гидрообработки массива как способа предотвращения горных ударов?
4. Назовите разновидности гидрообработки.
5. Какие величины используются для определения параметров прогноза и предотвращения горных ударов?

Таблица 4.5

Исходные данные к РГР № 4

№ варианта	Система разработки	Длина лавы l , м	Пласт		Ширина a_i , м			Подвигание за цикл		N , л/т	v_{03} , м	H , м	Q , м ³ /ч	Параметры ЗПГД	
			α , град	m , м	a_1	a_2	a_3	b_{03} , м	$b_{пз}$, м					$x_{пгд}$, м	$L_{пгд}$, м
1	СШ	255	11	3,1	3,1	4,25	5,25	0,8	1,1	23	4,8	265	2,3	520	90
2	ПЦ	245	9	3,3	3,2	4,30	5,35		1,2	24	5,6	270	2,1	740	80
3	СШ	235	7	3,5	2,9	4,45	5,15		1,0	25	6,4	275	1,8	860	70
4	ПЦ	240	18	3,7	3,4	4,15	5,45		0,9	26	4,8	280	2,3	970	115
5	СШ	270	16	3,9	3,1	4,25	5,60		0,8	27	5,6	285	2,1	635	105
6	ПЦ	260	14	4,1	3,5	4,35	5,25		1,1	28	6,4	290	1,8	590	95
7	СШ	250	12	4,3	3,4	4,45	5,35		1,2	29	4,8	295	2,3	780	88
8	ПЦ	240	10	4,5	3,5	4,10	5,15		1,0	30	5,6	300	2,1	610	100
9	СШ	230	8	2,6	2,7	4,25	5,40		0,9	31	6,4	305	1,8	920	115
10	ПЦ	235	6	2,8	2,9	4,35	5,60		0,8	32	4,8	310	2,3	520	105
11	СШ	215	17	3,0	3,0	4,40	5,25		1,1	33	5,6	315	2,1	750	95
12	ПЦ	265	15	3,2	3,1	4,15	5,30		1,2	34	6,4	320	1,8	860	85
13	СШ	255	13	3,4	3,2	4,25	5,15		1,0	35	4,8	325	2,3	970	75
14	ПЦ	245	11	3,6	3,2	4,35	5,45		0,9	36	5,6	330	2,1	635	110
15	СШ	235	9	3,8	3,3	4,45	5,60		1,2	37	6,4	335	1,8	585	90
16	ПЦ	220	7	4,0	3,5	4,15	5,20		1,1	38	4,8	340	2,3	780	80
17	СШ	270	18	4,2	3,5	4,20	5,35		1,2	39	5,6	345	2,1	610	70
18	ПЦ	260	16	4,4	3,5	4,35	5,15		1,0	40	6,4	250	1,8	980	115
19	СШ	250	14	2,5	2,8	4,45	5,45		0,9	20	4,8	255	2,3	750	105
20	ПЦ	240	12	2,7	2,9	4,15	5,60		0,8	21	5,6	260	2,1	860	70
21	СШ	230	10	2,9	3,0	4,25	5,25		1,1	22	6,4	265	1,8	970	75
22	ПЦ	265	8	3,1	3,0	4,30	5,50		1,2	23	4,8	270	2,3	705	80

РГР № 5. ПРОГНОЗ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ УГЛЯ И ГАЗА

Цель работы: изучение методики выполнения текущего прогноза и предотвращения внезапных выбросов угля и газа.

Теоретические положения

Внезапные выбросы угля и газа представляют собой серьезную опасность в условиях высокой газоносности пластов. Чаще всего выбросы происходят в подготовительных забоях, однако зафиксированы случаи возникновения этих явлений и при ведении очистных работ. Известно, что вероятность их возникновения увеличивается с повышением глубины горных работ и увеличением газоносности. Критическая глубина выбросоопасности, например, для условий Кузбасса составляет от 150 до 500 м. В настоящее время для ряда шахт внезапные выбросы представляют серьезную проблему, решение которой требует привлечения дополнительных производственных ресурсов. Поэтому грамотное планирование горных работ в условиях выбросоопасности является важным и актуальным навыком для горного инженера.

Механизм возникновения внезапных выбросов рассматривался при изучении дисциплины "Геомеханика". Из механизма формирования выброса можно определить три основных принципа борьбы с этим явлением:

- повышение газопроницаемости пласта (подработка, надработка, дегазация);
- дренаж (бурение опережающих скважин, гидровымывание полостей, гидроотжим пласта, образование разгрузочных пазов);
- повышение пластичности угля и блокирование в нем метана водой (низконапорное увлажнение, гидрорыхление).

Все эти принципы и соответствующие им способы нашли отражение в нормативном документе, регламентирующем выполнение мероприятий по прогнозу и предотвращению внезапных выбросов [10]. Способы предотвращения внезапных выбросов, согласно этой инструкции, подразделяются на региональные и локальные. Наиболее эффективными и безопасными являются

региональные способы (защитная выемка, дегазация). Защитная выемка рассматривалась при изучении дисциплины "Геомеханика". Дегазация рассматривается в отдельной теме в рамках данной дисциплины. Поэтому авторы сочли необходимым включить в эту работу методику выполнения локального способа.

В инструкции [10] представлен широкий спектр локальных способов предотвращения внезапных выбросов. Каждый из них имеет свою область применения, достоинства и недостатки. Наиболее безопасными считаются способы, предполагающие применение воды. Вода под давлением блокирует метан в мельчайших угольных порах, что снижает или исключает вероятность загазирования выработки при выполнении способа. Технологические схемы данных способов относительно простые (бурение 2-3 скважин), а расчеты подразумевают определение параметров нагнетания воды.

В данной работе рассматривается другой локальный способ – бурение опережающих скважин. Он является относительно универсальным, довольно широко и успешно применяется при проведении горных выработок.

Важнейшее требование по безопасности на выбросоопасных пластах – ведение горных работ только после приведения массива в невыбросоопасное состояние. Для этого необходимо выполнять прогноз с периодичностью, установленной инструкцией [10], и в случае прогноза "ОПАСНО" выполнять профилактические мероприятия.

Ход работы

Работа включает в себя следующие этапы:

1. Изучение методики выполнения текущего прогноза внезапных выбросов.
2. Определение параметров предотвращения внезапных выбросов бурением опережающих скважин.
3. Построение паспорта прогноза и предотвращения внезапных выбросов.

1. Изучение методики выполнения текущего прогноза внезапных выбросов

Текущий прогноз выбросоопасности предназначен для установления опасных и неопасных зон при проведении подготови-

тельных выработок и ведении очистных работ. При невозможности выполнения текущего прогноза выбросоопасности производят локальные мероприятия предотвращения выбросов или сотрясательное взрывание. Следует отметить, что прогноз внезапных выбросов является сложным, многостадийным и трудоемким технологическим процессом, требующим высокой квалификации исполнителей и постоянного контроля со стороны технического руководства.

В работе представлена методика классического метода текущего прогноза – по структуре пласта и начальной скорости газовыделения из контрольных шпуров. Этот метод используется на пластах пологого и наклонного залегания в шахтах Кузбасса.

Существуют и другие методы прогноза выбросоопасности, которые могут использоваться в сочетании с классическим. Например, по сейсмоакустической активности и по амплитудно-частотным характеристикам искусственного сигнала. Есть некоторые отличия в методике прогноза на пластах крутого залегания и на пластах других угольных бассейнов.

Текущий прогноз выбросоопасности угольных пластов начинается с разведочных наблюдений, включающих:

- визуальный осмотр забоя;
- выявление угольных пачек, слагающих пласт, в сечении забоя;
- измерение их мощности с точностью до 1 см;
- определение с помощью прочностномера П-1 прочности каждой пачки угля (рис. 5.1).

В качестве показателя прочности принимается величина

$$q=100-l, \quad (5.1)$$

где l – глубина внедрения конуса в массив, определенная по шкале прочностномера, мм.

Для определения прочности угля в месте измерений делается пять замеров на расстоянии 5–10 см один от другого. Прочность угольной пачки в целом определяется как среднеарифметическое значение из пяти измерений. Потенциально выбросоопасной считается пачка угля или совокупность смежных пачек угля прочностью $q \leq 75$ у.е. и общей максимальной мощностью не ме-

нее 0,2 м. При наличии более чем одной такой пачки или совокупности пачек за потенциально выбросоопасную принимается та из них, которая имеет наименьшую прочность. Прочность совокупности пачек q_c принимается равной средневзвешенной по мощности величине из значений прочности слагающих пачек.

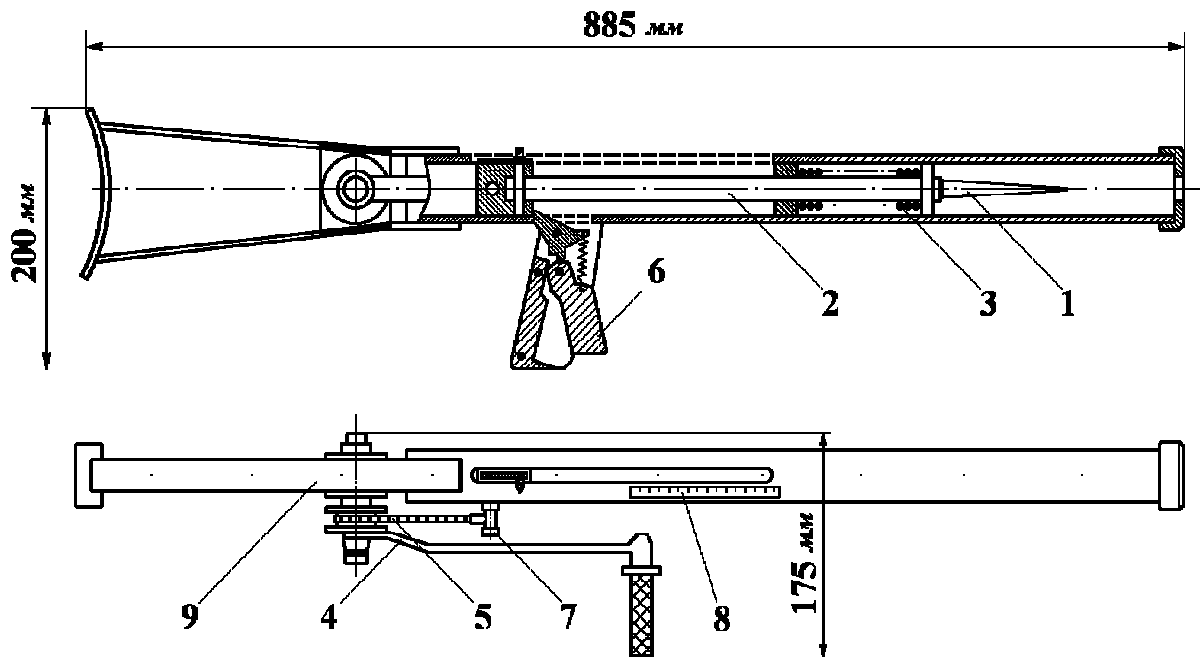


Рис. 5.1. Общий вид прочностномера П-1

Если по результатам измерения прочности угольных пачек установлено, что потенциально выбросоопасные пачки угля в сечении забоя отсутствуют, контрольные шпурсы не бурятся и зона впереди забоя выработки на 4 м считается невыбросоопасной. Выработка может быть пройдена на 4 м без применения способа предотвращения выбросов, после чего вновь определяется наличие потенциально выбросоопасной пачки угля.

При выявлении в сечении забоя потенциально выбросоопасной пачки или совокупности смежных пачек угля производится прогноз выбросоопасности по контрольным шпурам. Они бурятся по потенциально выбросоопасной пачке угля или самой слабой пачке в потенциально выбросоопасной совокупности пачек. Длина шпуров $l_{шп}$ должна составлять 5,5 м на пластах тонких и средней мощности и 6,5 м на мощных пластах. Шпурсы бурятся диаметром 43 мм ручным сверлом с использованием составных буровых штанг из витой стали.

При проведении наклонной выработки или штрека по пологому пласту контрольные шпур бурятся по напластованию в бока за контур выработки с таким расчетом, чтобы концы шпуров располагались на расстоянии 2 м от контура выработки. Устья шпуров располагаются на расстоянии 0,5 м от стенок выработки (рис. 5.2).

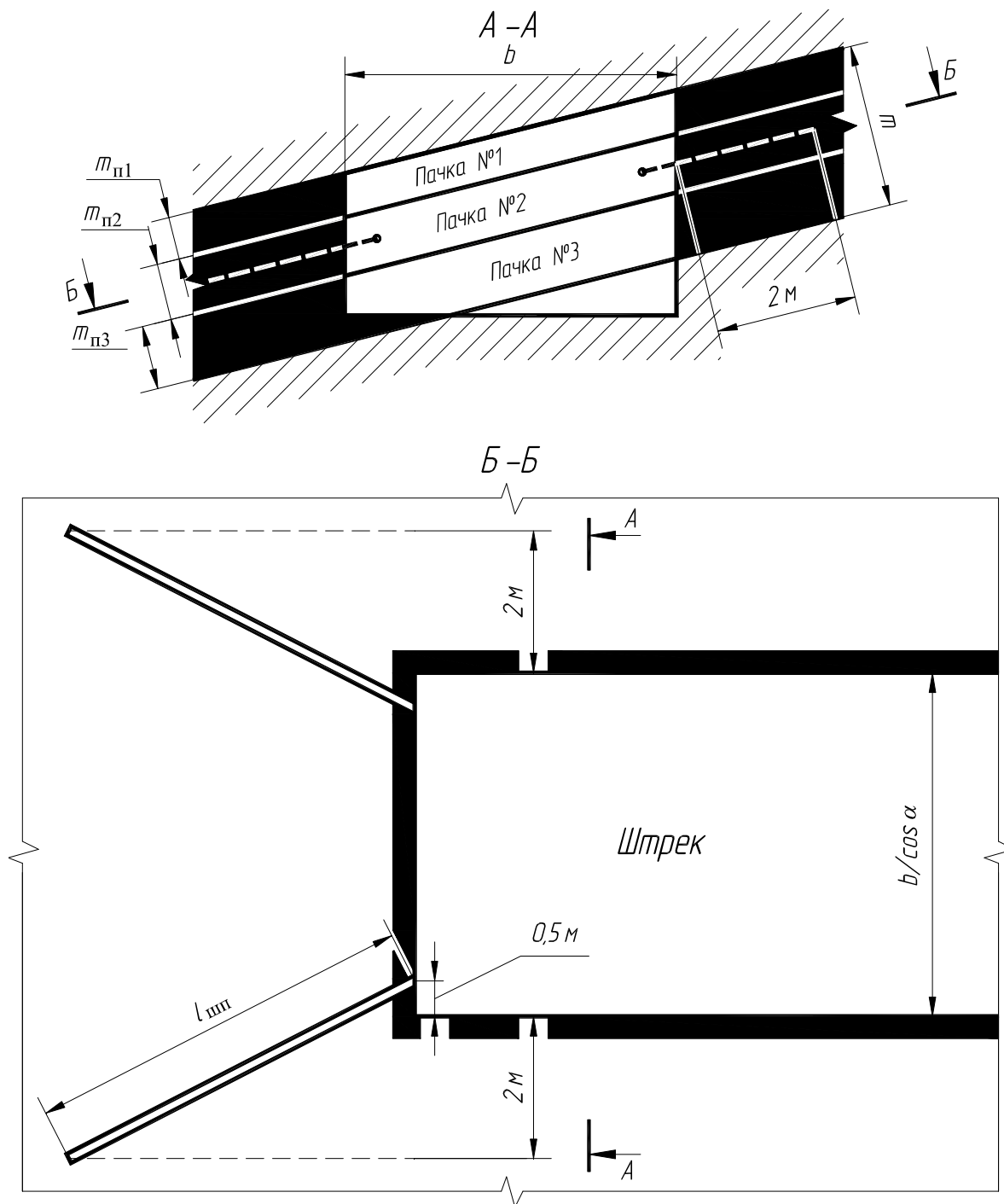


Рис. 5.2. Схемы расположения шпуров текущего прогноза при проведении выработки по пологому пласту (на примере штрека)

При проведении штрека по наклонному, крутонаклонному или крутому пласту один контрольный шпур бурится горизонтально по оси выработки, а второй – под углом в сторону восстания пласта с выходом на 1,5 м выше контура штрека (рис. 5.3).

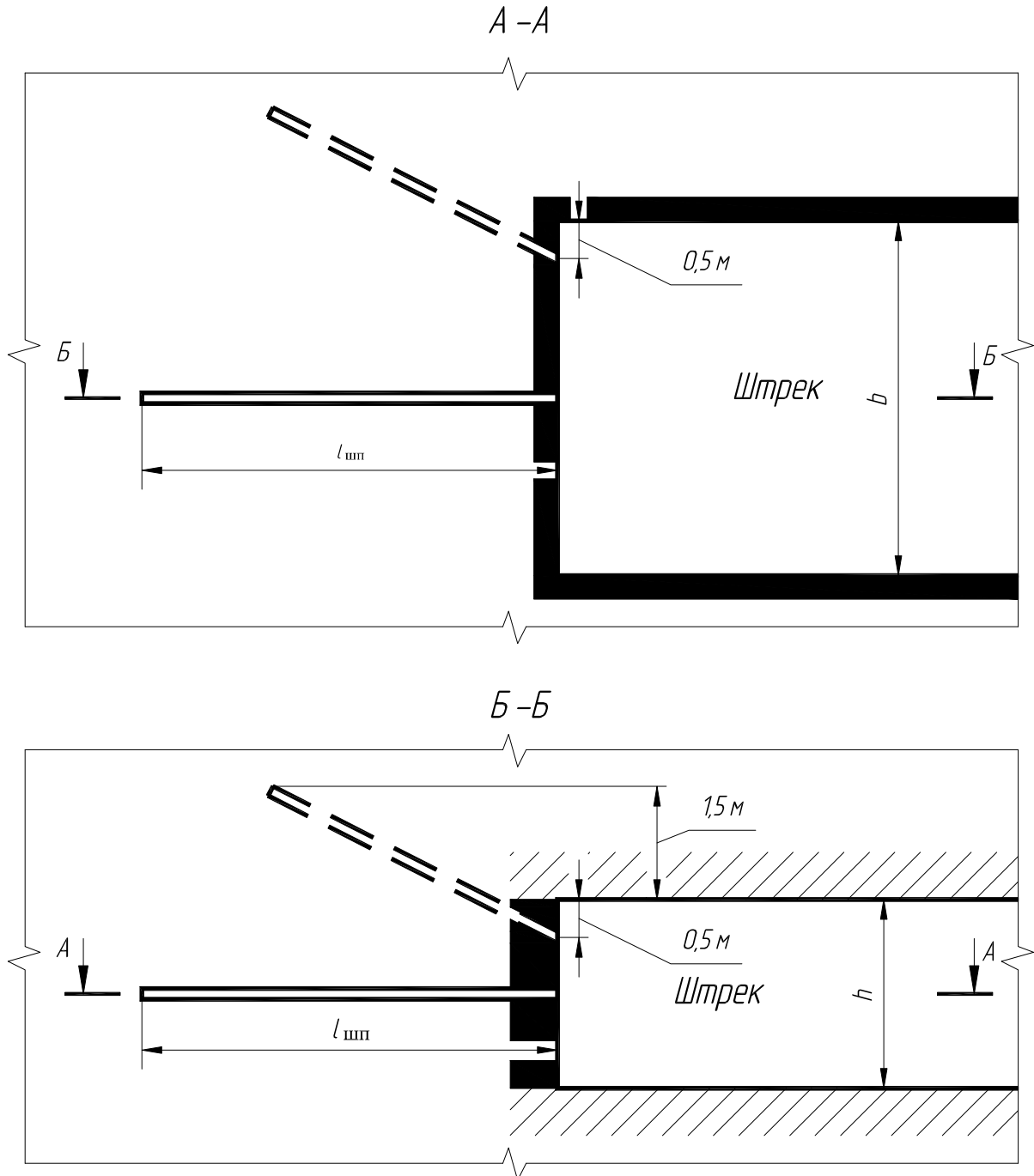


Рис. 5.3. Схемы расположения шпуров текущего прогноза при проведении штрека по наклонному, крутонаклонному или крутому пласту

Бурение шпуров и прогноз осуществляются через каждые 4 м продвижения забоя. Шпур бурится с остановками после окон-

чания бурения каждого интервала. Длина первого интервала составляет 0,5 м, а всех последующих – 1 м. Продолжительность бурения второго и каждого последующего интервалов должна составлять 2 мин.

После окончания бурения второго и последующих интервалов измеряется начальная скорость газовыделения $g_{\text{нmax}}$, л/мин. За начальную принимают скорость газовыделения, измеренную через 2 мин после окончания бурения интервала. Давление распора манжеты герметизатора должно составлять не менее 2 кгс/см². После окончания наблюдений определяется максимальное значение начальной скорости газовыделения. При значении $g_{\text{нmax}} \geq 4$ л/мин зона относится к выбросоопасной, а при $g_{\text{нmax}} < 4$ л/мин – к неопасной. Учитывается наибольшее значение показателя $g_{\text{нmax}}$, полученное по контрольным шпурам, пробуренным из одного положения забоя выработки. Результаты наблюдений заносятся в специальный журнал.

2. Определение параметров предотвращения внезапных выбросов бурением опережающих скважин

Опережающие скважины необходимо бурить по наиболее перемятой (выбросоопасной) пачке пласта. Скважины располагаются рядами в виде веера по наслоению пачки в сечении выработки и за ее контуром.

Параметрами способа являются:

- диаметр скважин $d_{\text{ск}}$, мм;
- размер области эффективного влияния скважин $r_{\text{н}}$ и $r_{\text{к}}$, м;
- число вееров скважин $n_{\text{в}}$;
- число скважин в веере $n_{\text{ск}}$;
- расстояние между устьями скважин S , м;
- длина скважин $l_{\text{ск}}$, м.

Перед бурением забой выработки затягивается или ограждается предохранительным щитом вплотную к забою. Рамы крепи прочно расклиниваются в массиве и между собой для удержания ограждения забоя в случае развязывания внезапного выброса при бурении скважины. С этой целью в неустойчивом массиве раму крепи следует закреплять анкерами в борта выработки.

Бурение скважин должно осуществляться установками с дистанционным включением и выключением. Первая опережающая

скважина забуривается непосредственно в месте расположения устья контрольного шпура для текущего прогноза выбросоопасности, по которому установлено наименьшее значение максимальной начальной скорости газовыделения по сравнению с другими шпурами. Каждая последующая скважина бурится рядом с уже пробуренной. Максимальная скорость бурения не должна превышать 0,5 м/мин. При появлении выбросов газа, угольного штыба или водоугольного шлама бурение немедленно прекращают и делают профилактическую остановку на 5–20 мин, но не менее чем до прекращения газодинамических проявлений.

При бурении скважин рекомендуется применять поэтапное бурение. Оно заключается в первоначальном бурении скважин малого диаметра с последующим их разбуриванием до проектного диаметра. Начальный диаметр скважин составляет от 45 мм до 60÷80 мм, а затем они разбуриваются до 130÷250 мм. Диаметр скважин для конкретного варианта указан в задании.

Область эффективного влияния скважины принимается в виде прямоугольника, размер которого по наслоению составляет r_n , а вкrest наслоению r_k . Величина r_n для скважин диаметром 200÷250 мм принимается равной 2,6 м при проведении штрека по пологому пласту или уклону по пласту любого падения и 2 м для штрека по наклонному, крутонаклонному или крутому пласту. Для скважин диаметром 130 мм r_n составляет соответственно 1,7 и 1,3 м. Величина r_k составляет 1,4 м для скважин диаметром 200÷250 мм и 0,9 м для скважин диаметром 130 мм.

Расчетное количество вееров скважин принимается равным отношению

$$n_{вр} = m_{п} / r_k, \quad (5.2)$$

где $m_{п}$ – мощность выбросоопасной пачки, м; r_k – область эффективного влияния скважины вкrest наслоению.

Значение $n_{вр}$ округляется в большую сторону до целого числа, это и будет $n_{в}$. Вееры скважин распределяются равномерно по сечению пачки в плоскости наслоения.

Расчетное количество скважин в веере принимается равным:

$$\text{для штреков } n_{\text{скр}} = \left(\frac{\frac{b}{\cos \alpha} + 8}{r_{\text{н}}} \right);$$

$$\text{для наклонных выработок } n_{\text{скр}} = \left(\frac{b + 8}{r_{\text{н}}} \right), \quad (5.3)$$

где b – ширина выработки, м; α – угол падения пласта, град; $r_{\text{н}}$ – область эффективного влияния скважины по наслоению, м.

Значение $n_{\text{скр}}$ округляется в большую сторону до целого числа, это и будет $n_{\text{ск}}$.

Расстояние между устьями скважин C можно определить по формулам:

$$\text{для штреков } C = \left(\frac{\frac{b}{\cos \alpha} - 1}{n_{\text{ск}} - 1} \right);$$

$$\text{для наклонных выработок } C = \left(\frac{b - 1}{n_{\text{ск}} - 1} \right), \quad (5.4)$$

где b – ширина выработки, м; α – угол падения пласта, град; $n_{\text{ск}}$ – количество скважин в веере.

Длина скважин $l_{\text{рс}}$ согласно инструкции [10] должна составлять 10÷20 м. В данной работе она указана в задании. Вееры бурят исходя из условия обеспечения неснижаемого опережения $L_{\text{н}} = 4$ м, разгрузки и дегазации пласта в сечении выработки и за ее контуром на расстояние $L_{\text{р}} = 4$ м. Крайние скважины в каждом веере бурят таким образом, чтобы на границе зоны неснижаемого опережения расстояние z от торца скважины до границы зоны разгрузки было не более величины радиуса эффективного влияния скважины по наслоению (рис. 5.4). Остальные скважины в веере располагаются равномерно между этими скважинами.

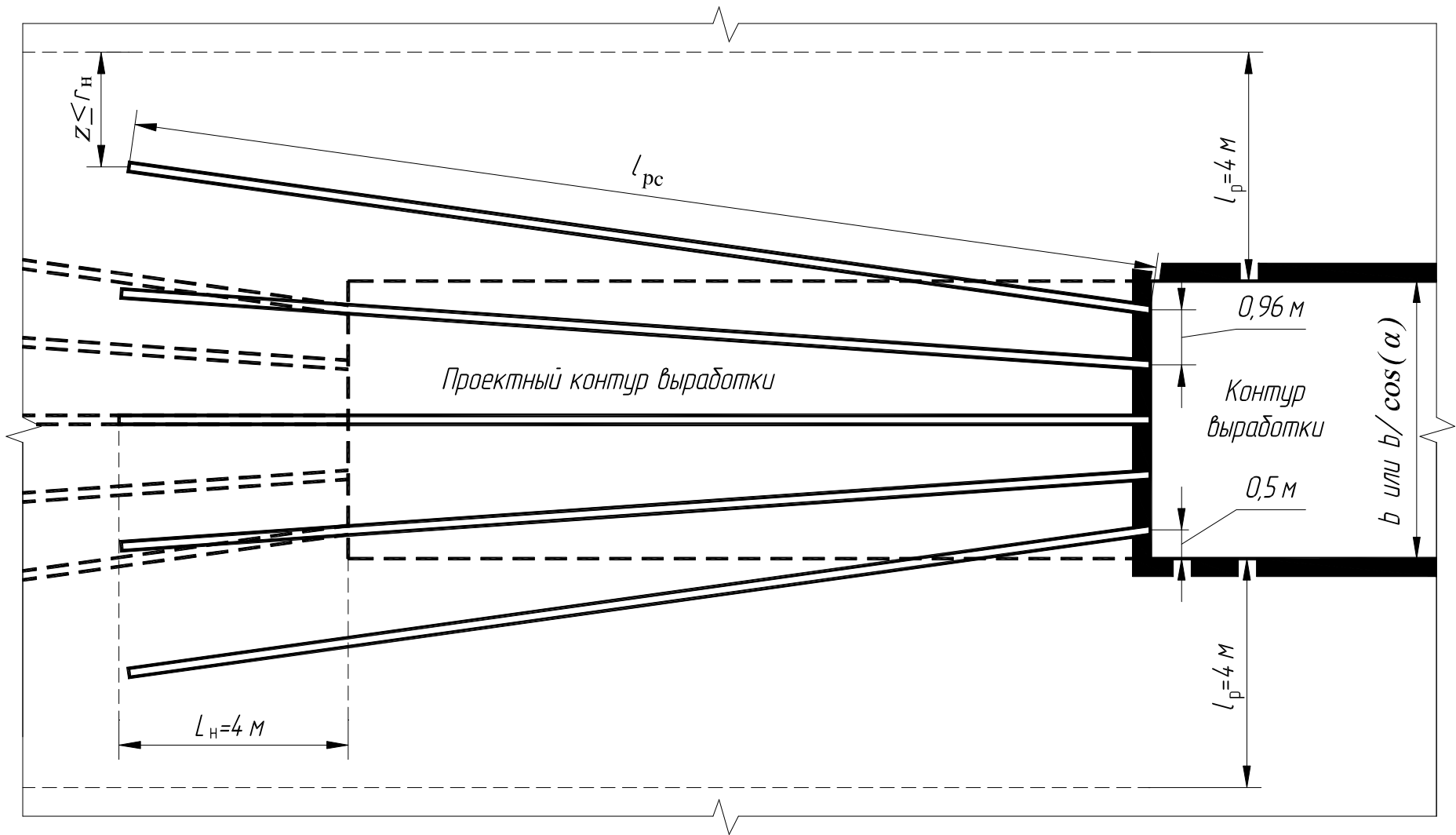


Рис. 5.4. Схема расположения разгрузочных скважин в виде веера (вид в плоскости напластования)

Для снижения вероятности развязывания выброса и снижения интенсивности газовыделения при бурении первой скважины применяют предварительное увлажнение. Остальные скважины бурят с использованием защитного действия предыдущей соседней скважины. Скважина для предварительного увлажнения бурится по проектируемой оси опережающей скважины на ту же длину. Диаметр увлажнительной скважины должен составлять 45 или 60 мм. На высокогазоносных пластах может применяться предварительное увлажнение не только в районе первой скважины, но и перед бурением остальных скважин.

3. Построение паспорта прогноза и предотвращения внезапных выбросов

В графической части работы необходимо построить:

- поперечное сечение горной выработки по забою (период текущего прогноза);
- сечение по напластованию по выбросоопасной пачке (период текущего прогноза);
- поперечное сечение горной выработки по забою (период бурения разгрузочных скважин);
- сечение по напластованию по выбросоопасной пачке (период бурения разгрузочных скважин).

Все чертежи выполняются в масштабе 1:50 или 1:100. Выработку следует располагать относительно пласта согласно рекомендациям, озвученным в рамках дисциплины "Основы горного дела". В выработках с наклонной кровлей (пологие пласты) высота h считается размером посередине выработки. Крезь выработки допускается не показывать.

Выполнение данной работы не предполагает проведения натурного обследования реального подготовительного забоя. Поэтому параметры, определяемые при прогнозе (количество и мощность пачек, какая пачка выбросоопасная), указаны в исходных данных. Пачки в задании обозначены в нисходящем порядке.

На втором чертеже показываются прогнозные шпурь. На третьем чертеже в пределах выбросоопасной пачки показывают устья разгрузочных скважин. На четвертом чертеже строят вееры разгрузочных скважин. Показывают два веера с зоной неснижаемого опережения. Построение рекомендуется начинать с крайних скважин. Остальные скважины следует располагать так, чтобы

расстояния между торцами и между устьями были одинаковые.

Образец построения паспорта представлен в примере выполнения работы.

Пример выполнения работы

Исходные данные		Значение
Выработка	название	штрек
	высота h , м	2,5
	ширина b , м	4,7
Пласт	угол падения α , град	14
	мощность m , м	2,3
	мощность пачек $m_{пi}$, м	$m_{п1} = 0,6$ $m_{п2} = 0,8$ $m_{п3} = 0,9$
	выбросоопасная пачка	№ 2
Разгрузочные скважины	длина $l_{рс}$, м	18
	диаметр, мм	200

1. Параметры текущего прогноза

Пласт пологий, средней мощности. На первом этапе прогноза с помощью прочностномера установлено, что вторая пачка потенциально выбросоопасная. Поэтому дальнейший прогноз осуществляем с помощью шпуров, буримых по напластованию в этой пачке (рис. 5.2). Согласно рекомендациям принимаем прогнозные шпуровы длиной 5,5 м, пробуренные в бока за контур выработки.

2. Определение параметров предотвращения внезапных выбросов бурением опережающих скважин

Диаметр скважин будет составлять 200 мм. Определим размер областей эффективного влияния скважин r_n и r_k . Согласно рекомендациям для штрека при диаметре скважин 200 мм размер по наслоению r_n составит 2,6 м, а размер вкрест наслоению r_k принимается 1,4 м.

Далее определяем число вееров скважин. С учетом мощности выбросоопасной пачки $m_{п2} = 0,8$ м получаем следующее расчетное значение:

$$n_{вр} = 0,8/1,4 = 0,57.$$

Значение $n_{вр}$ округляем в большую сторону до целого числа, т. е. достаточно одного веера в этой пачке ($n_{вр} = 1$).

Теперь определяем расчетное количество скважин в веере с учетом ширины выработки 4,7 м и угла падения пласта 14°:

$$n_{скр} = \left(\frac{\frac{4,7}{\cos 14^\circ} + 8}{2,6} \right) = 4,94.$$

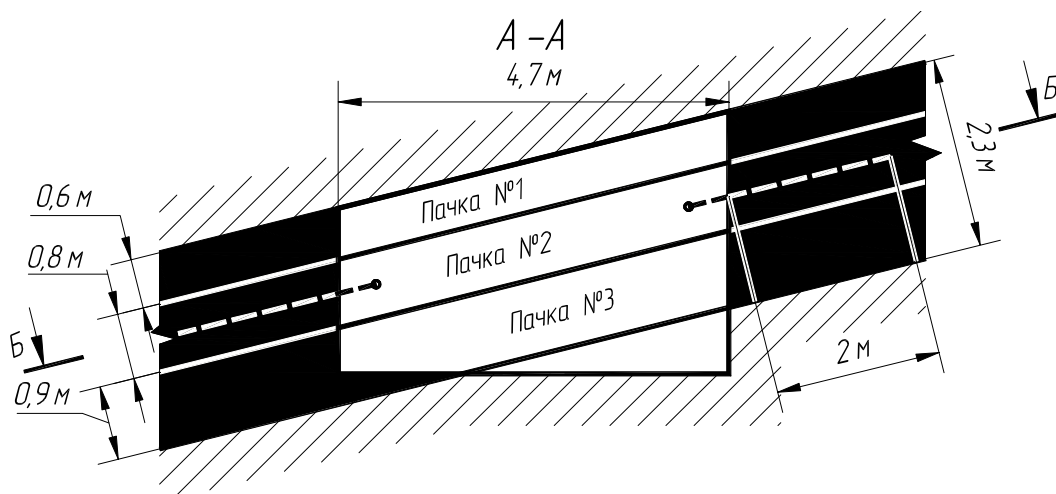
Округляем до целого в большую сторону и получаем $n_{ск} = 5$. В заключение определяем расстояние между устьями скважин:

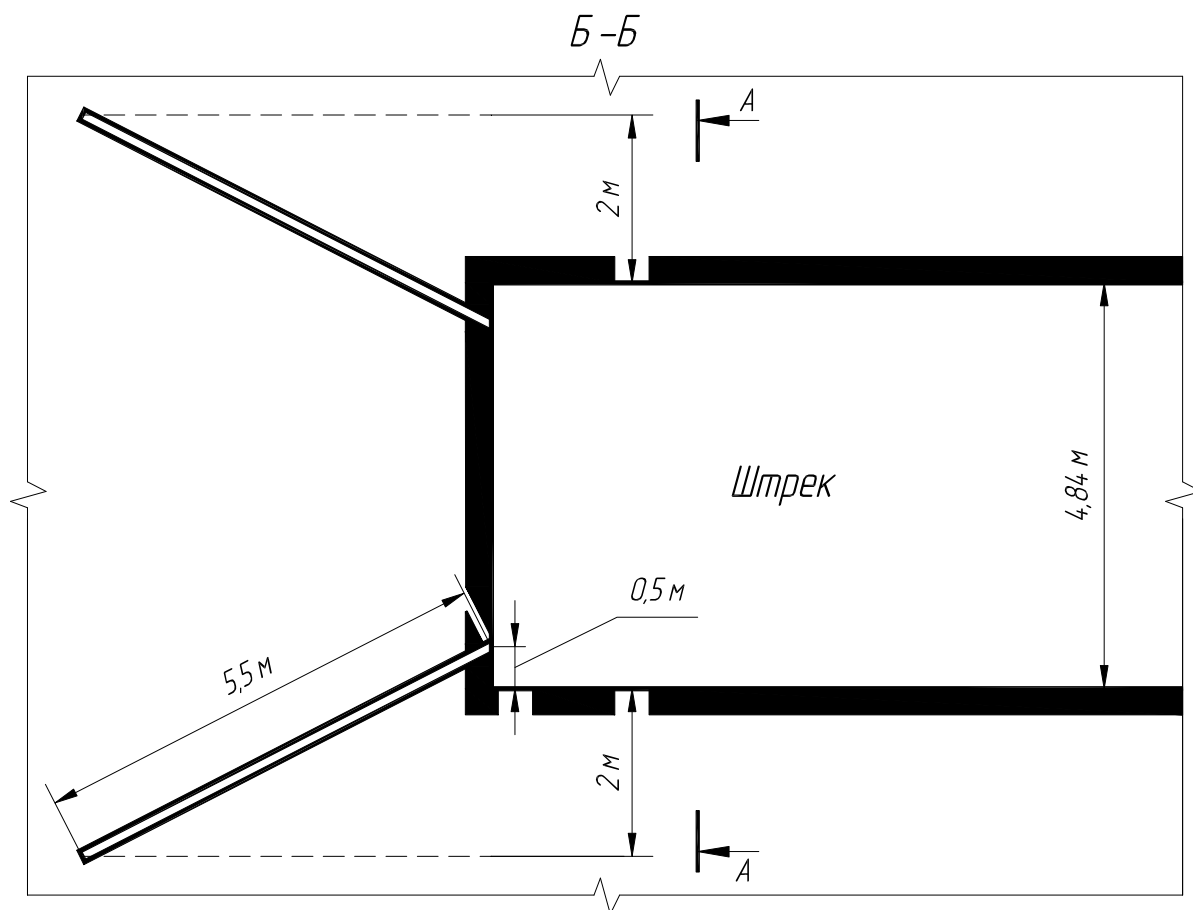
$$C = \left(\frac{\frac{4,7}{\cos 14^\circ} - 1}{5 - 1} \right) \approx 0,96 \text{ м.}$$

3. Построение паспорта прогноза и предотвращения внезапных выбросов

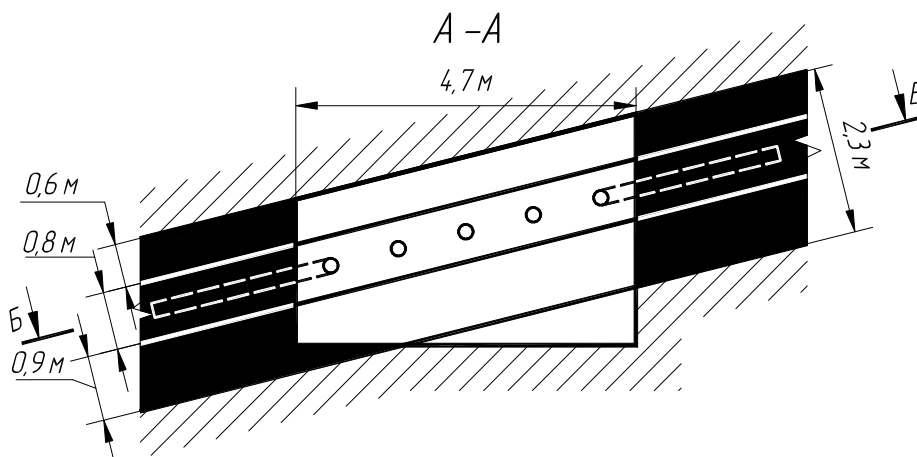
Выполняем графическую часть работы согласно рекомендациям. Веер строим так, чтобы на границе зоны неснижаемого опережения расстояние от торца скважины до границы зоны разгрузки было не более величины $r_{н} = 2,6$ м. Принимаем этот размер 2 м.

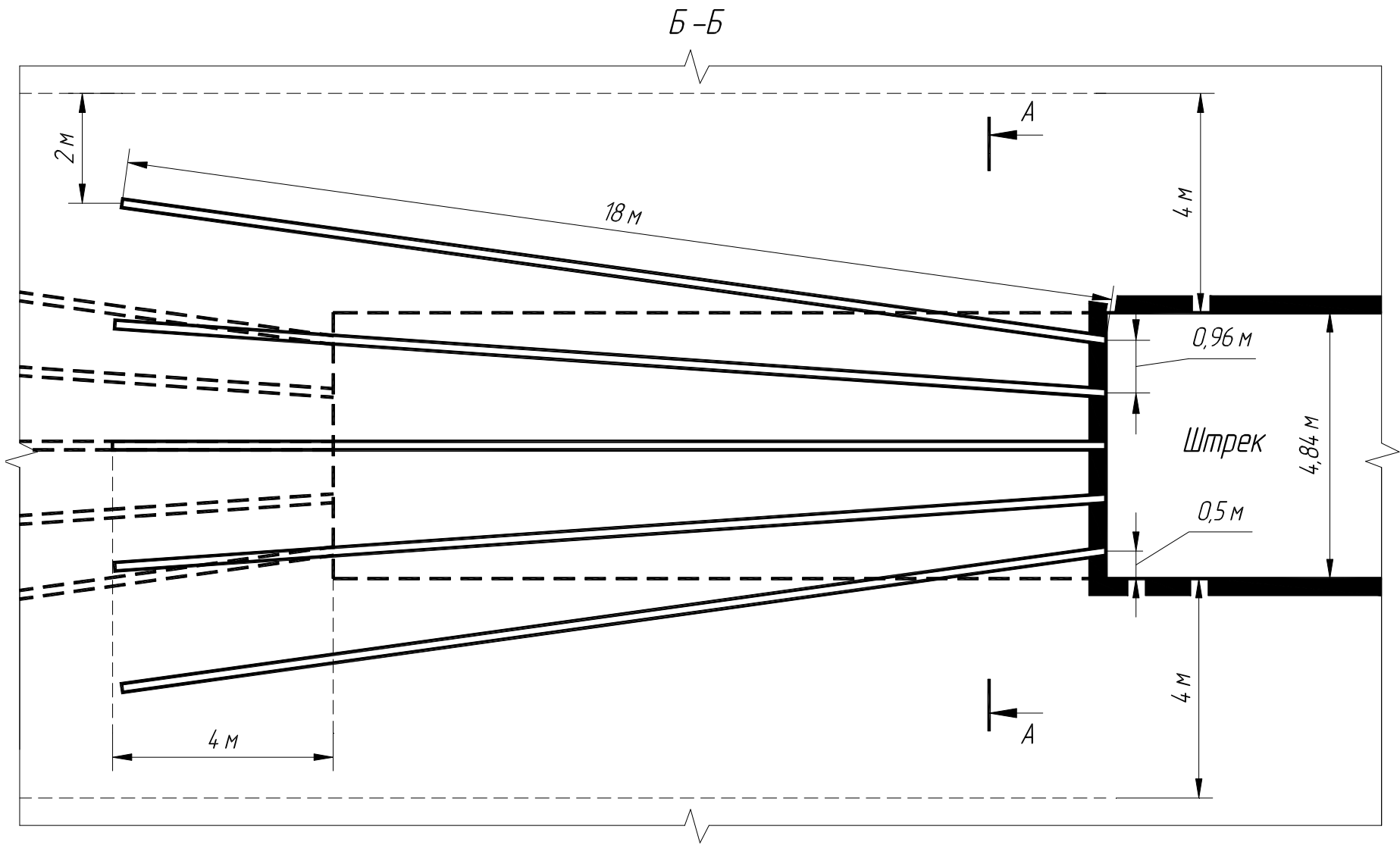
Бурение прогнозных шпуров (диаметр шпуров 43 мм)





**Бурение разгрузочных скважин
(диаметр скважин 200 мм)**





Примеры контрольных вопросов

1. Назовите локальные способы предотвращения внезапных выбросов.
2. Назовите разведочные наблюдения, необходимые для проведения текущего прогноза.
3. По какому показателю оценивается степень выбросоопасности участка угольного пласта?
4. Назовите параметры способа предотвращения внезапных выбросов бурением разгрузочных скважин.
5. Что необходимо делать при невозможности выполнения текущего прогноза выбросоопасности?

Таблица 5.1

Исходные данные к РГР № 5

№ варианта	Выработка			Пласт				Разгрузочные скважины	
	название	высота h , м	ширина, b , м	угол падения α , град	мощность m , м	мощность пачек $m_{пi}$, м	выбросоопасная пачка	длина $l_{рс}$, м	диаметр, мм
1	штрек	2,3	3,85	5	1,7	0,4; 0,6; 0,7	$m_{п1}$	15	130
2	уклон	2,3	4,15	12	2,1	1,2; 0,5; 0,4	$m_{п2}$	19	150
3	штрек	2,5	4,35	7	2,5	0,6; 1,3; 0,6	$m_{п3}$	17	200
4	уклон	2,7	3,95	14	2,7	0,7; 0,9; 1,1	$m_{п1}$	18	250
5	штрек	3,4	4,05	23	3,4	1,2; 0,8; 1,4	$m_{п2}$	16	130
6	уклон	2,3	4,25	8	2,1	0,3; 0,9; 0,9	$m_{п3}$	20	150
7	штрек	2,3	4,35	21	1,9	0,5; 0,6; 0,8	$m_{п1}$	14	200
8	уклон	2,3	3,95	16	1,9	0,9; 0,7; 0,3	$m_{п2}$	15	250
9	штрек	3,2	3,85	9	3,2	1,3; 1,1; 0,8	$m_{п3}$	19	130
10	уклон	2,7	4,15	15	2,7	0,9; 1,2; 0,6	$m_{п1}$	17	150
11	штрек	3,1	4,35	11	3,1	1,4; 0,4; 1,3	$m_{п2}$	18	200
12	уклон	2,9	3,95	7	2,9	0,9; 1,5; 0,5	$m_{п3}$	16	250
13	штрек	3,4	4,05	19	3,4	0,8; 1,4; 1,2	$m_{п1}$	20	130
14	уклон	2,3	4,25	11	2,1	0,7; 0,6; 0,8	$m_{п2}$	14	150
15	штрек	2,9	4,35	13	2,9	1,2; 1,3; 0,4	$m_{п3}$	15	200
16	уклон	2,9	3,95	10	2,9	0,6; 1,6; 0,7	$m_{п1}$	19	250
17	штрек	3,1	3,85	6	3,1	0,8; 0,9; 1,4	$m_{п2}$	17	130
18	уклон	2,9	4,15	14	2,9	1,4; 1,2; 0,3	$m_{п3}$	18	150
19	штрек	3,1	4,35	20	3,1	0,4; 1,3; 1,4	$m_{п1}$	16	200
20	уклон	2,9	3,95	13	2,9	1,3; 0,8; 0,8	$m_{п2}$	20	250
21	штрек	3,3	4,05	10	3,3	1,6; 1,3; 0,4	$m_{п3}$	14	130
22	уклон	3,5	4,25	8	3,7	0,5; 1,4; 1,8	$m_{п1}$	20	150

РГР № 6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ДЕГАЗАЦИИ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА

Цель работы: приобретение навыков проектирования комплексной дегазации выемочного участка при отработке выемочного столба механизированным комплексом.

Теоретические положения

Газ метан является главной опасностью для большинства угольных шахт в мире. Значительная доля метана попадает в рудничную атмосферу при ведении очистных работ. Причем, чем выше показатель добычи, тем интенсивней газовыделение. Поэтому, на сегодняшний день, газ является главным фактором, ограничивающим добычу для большинства угольных шахт. Частично решить эту проблему помогает дегазация. Ее применение снижает газовыделение в рудничную атмосферу, что позволяет увеличить суточную добычу по газовому фактору. Однако главная цель дегазации все же не увеличение нагрузки на очистной забой, а *повышение безопасности горных работ*.

Главным документом, регламентирующим применение дегазации в нашей стране, является инструкция [11]. Также вопросы дегазации отражены в ряде других нормативных документов. Представленная в работе методика основана на требованиях этого документа. В инструкции четко указаны условия, в которых дегазация необходима. Разумеется, исходные данные к работе составлены таким образом, что возникает необходимость дегазации. Однако авторы считают необходимым представить в работе эти требования, так как квалифицированный горный инженер должен их знать и неукоснительно соблюдать в своей профессиональной деятельности.

1. Дегазация угольного пласта обязательна, когда природная метаноносность пласта превышает $13 \text{ м}^3/\text{т}$ сухой беззольной массы (с.б.м.) и работами по вентиляции невозможно обеспечить содержание метана в исходящей струе очистной горной выработки в размере менее 1 %.

2. Дегазация выработанного пространства обязательна, когда концентрация метана в газопроводах и газодренажных выработках превышает 3,5 %.

3. Дегазация обязательна, когда работами по вентиляции невозможно обеспечить содержание взрывоопасных газов (метана) в рудничной атмосфере действующих горных выработок шахты в размере до 1 %. Критерием, определяющим необходимость выполнения работ по дегазации источников метановыделения, является превышение расчетной (или фактической) метанообильности выработок I сверх допустимой по фактору вентиляции I_v (без дегазации), т. е. $I > I_v$.

4. Дегазация применяется во всех случаях, когда извлечение и утилизация шахтного метана экономически выгодны.

Следует отметить, что в зарубежной практике именно экономическая выгода дегазации (последующая продажа метана или использование для собственных нужд) нередко является поводом для дегазации месторождения. Современные технологии в этой области позволяют извлекать значительную часть газа из угольных пластов в коммерчески выгодных объемах до начала разработки месторождения, а затем производить высокоэффективную безопасную выемку дегазированных пластов. В отечественной угольной промышленности такой подход пока рассматривается как перспективный, а большинство месторождений дегазируются во время их разработки.

Ход работы

Инструкция [11] рассматривает в качестве возможных источников метановыделения разрабатываемый пласт, сближенные подрабатываемые и нарабатываемые пласты и газоносные породы. Известно, что метан из последних трех источников выделяется в выработанное пространство очистного забоя. В данной работе их доли учтены в виде единой комплексной доли – доли выработанного пространства. Таким образом, в работе рассматривается методика определения параметров дегазации двух источников газовыделения, характерных для большинства шахт:

- отрабатываемого пласта угля (в пределах выемочного столба);
- выработанного пространства отрабатываемого выемочного столба.

Во всех вариантах предполагается отработка пласта пологого или наклонного падения длинными столбами по простирацию с возвратноточным проветриванием (схемы 1-М, [12]) и погашением выработок за лавой. Несмотря на то, что данная работа не охватывает весь спектр требований, регламентируемых инструкцией [11], освоение представленной в ней методики позволяет студентам приобрести навыки по выполнению расчета параметров комплексной дегазации с учетом всех источников газовыделения.

Ход выполнения работы выглядит следующим образом:

1. Определение необходимого значения коэффициента дегазации.
2. Выбор схем дегазации и определение суммарного значения коэффициента дегазации.
3. Определение параметров выбранной схемы дегазации пласта.
4. Определение параметров выбранной схемы дегазации выработанного пространства.
5. Изображение схемы дегазации выемочного участка и составление сводной таблицы параметров дегазации.

1. Определение необходимого значения коэффициента дегазации.

Необходимое значение коэффициента дегазации $K'_д$ определяется по формуле

$$K'_д = 1 - \frac{I_в}{K_н I}, \quad (6.1)$$

где $K'_д$ – необходимое значение коэффициента дегазации; I – метанообильность выемочного участка, м³/мин; $I_в$ – допустимое по фактору вентиляции метановыделение в выработку без дегазации источников метановыделения, м³/мин; $K_н$ – коэффициент неравномерности газовыделения.

Формула (6.1) является универсальной и позволяет определить значение для горной выработки, угольного пласта, сближенных пластов, выработанного пространства, выемочного участка. Универсальность достигается возможностью подстановки при расчете в качестве I значения метановыделения или какого-либо

источника (соответственно определяет необходимое значение коэффициента его дегазации), или общего значения с учетом всех источников газовой выделения. Для схем проветривания с последовательным разбавлением метана по источникам выделения (условия данной работы) следует пользоваться значением для выемочного участка. В контексте данной работы оно будет определяться как сумма значений абсолютного метановыделения двух рассматриваемых источников – отработываемого пласта и выработанного пространства:

$$I = I_{\text{пл}} + I_{\text{вп}}, \quad (6.2)$$

где I – метанообильность выемочного участка $\text{м}^3/\text{мин}$; $I_{\text{пл}}$ – метанообильность пласта, $\text{м}^3/\text{мин}$; $I_{\text{вп}}$ – метанообильность выработанного пространства, $\text{м}^3/\text{мин}$.

Допустимое по фактору вентиляции метановыделение в выработку, без дегазации источников метановыделения $I_{\text{в}}$, определяется по формуле

$$I_{\text{в}} = \frac{0,6V \cdot S(C - C_0)}{K_{\text{н}}}, \quad (6.3)$$

где $I_{\text{в}}$ – допустимое по фактору вентиляции метановыделение в выработку без дегазации источников метановыделения $\text{м}^3/\text{мин}$; V – скорость движения воздуха в выработке, $\text{м}/\text{с}$; S – площадь поперечного сечения выработки, м^2 ; $K_{\text{н}}$ – коэффициент неравномерности газовой выделения; C – допустимая концентрация газа в исходящей вентиляционной струе, %; C_0 – концентрация газа в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе, %.

В качестве выработки, для которой определяется значение $I_{\text{в}}$, рассматривается очистной забой. Поэтому значение скорости воздуха, подставляемое в формулу (6.3), не должно превышать максимально допустимое по ПБ значение – 4 $\text{м}/\text{с}$. Фактическое значение на действующих шахтах, зависящее от характеристики вентиляторов главного проветривания и параметров воздухораспределения по горным выработкам, далеко не всегда является максимально допустимым. В данной работе оно указано в исходных данных.

Значение площади поперечного сечения выработки S применительно к очистному забою определяется как значение мини-

мальной площади поперечного сечения призабойного пространства, свободной для прохода воздуха:

$$S = (0,5 \div 0,6)B \cdot m, \quad (6.4)$$

где S – минимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства, свободная для прохода воздуха, м^2 ; B – длина секции механизированной крепи (для большинства крепей 5 м), м; m – полная мощность угольных пачек пласта, м.

Значение коэффициента неравномерности газовыделения K_H зависит от величины I . Определяется оно согласно требованиям [12] и может быть рассчитано по формуле

$$K_H = 1,94 \cdot I^{-0,14}. \quad (6.5)$$

2. Выбор схем дегазации и определение суммарного значения коэффициента дегазации

В данном разделе, на основе результатов расчета необходимого значения коэффициента дегазации K'_d по формуле (6.1), принимается принципиальное решение о предполагаемых к использованию схемах дегазации (рис. 6.1, 6.2 и 6.3), рассчитывается суммарное значение коэффициента дегазации $K_{\text{дег}}$, которое затем сопоставляется со значением K'_d .

При определении конкретного варианта схемы дегазации каждого источника газовыделения рекомендуется следующий подход. Вначале принимается принципиальное решение о схеме дегазации источника, как правило, с наибольшим газовыделением – выработанного пространства. Инструкция [11] не содержит однозначно конкретизированных рекомендаций по выбору той или иной схемы в зависимости от условий разработки. В одних и тех же условиях может быть рассмотрено к применению 2-3 варианта (приложениях 13–15 инструкции [11]). Поэтому воспользуемся принципом предварительного выбора схемы в зависимости от значения метанообильности выработанного пространства и ее доли в общей метанообильности выемочного участка – чем больше значение и доля, тем больше должен быть коэффициент дегазации (выбирается схема с большим значением $k_{d \text{ вп}}$). Доля каждого источника в газовом балансе определяется по формуле

$$n_i = \frac{I_i}{I},$$

или в условиях данной работы:

$$n_{\text{пл}} = \frac{I_{\text{пл}}}{I}; \quad n_{\text{вп}} = \frac{I_{\text{вп}}}{I}, \quad (6.6)$$

где n_i – доля источника, доля единицы; $n_{\text{пл}}$ – доля пласта в суммарном метановыделении, доля единицы; $n_{\text{вп}}$ – доля выработанного пространства в суммарном метановыделении, доля единицы; I – метанообильность выемочного участка м³/мин; $I_{\text{пл}}$ – метанообильность пласта, м³/мин; $I_{\text{вп}}$ – метанообильность выработанного пространства, м³/мин.

Теперь по данным табл. 6.1 принимаем предварительное решение о схеме дегазации выработанного пространства и принимаем для нее коэффициент дегазации из указанного диапазона.

Таблица 6.1

Максимальная эффективность и условия применения схем дегазации выработанного пространства

№	Схема дегазации	Коэффициент дегазации $k_{\text{д вп}}$, доля единицы	Минимальная величин разрежения у устья скважины	
			кПа	мм рт. ст.
Скважинами из подземных выработок				
1	Скважины пробурены над целиком угля при столбовой системе разработки пологих или наклонных пластов	0,6–0,7	6,7	50
2	Скважины пробурены из фланговой выработки при отработке пологих или наклонных пластов	0,5–0,6	13,3	100
3	Скважины пробурены в межлавном целике из параллельной выработки	0,4–0,5	4,0	30
Отвод метана через перфорированные трубы				
4	Перфорированные трубы заводят за перемычки вблизи монтажной камеры	0,2–0,3	6,7	30
5	Перфорированные трубы подключают к газопроводу, оставляемому в завале	0,4–0,5	6,7	50
Скважинами с поверхности				
6	При столбовой системе разработки с погашением выработок за лавой	0,5–0,6	6,7	50

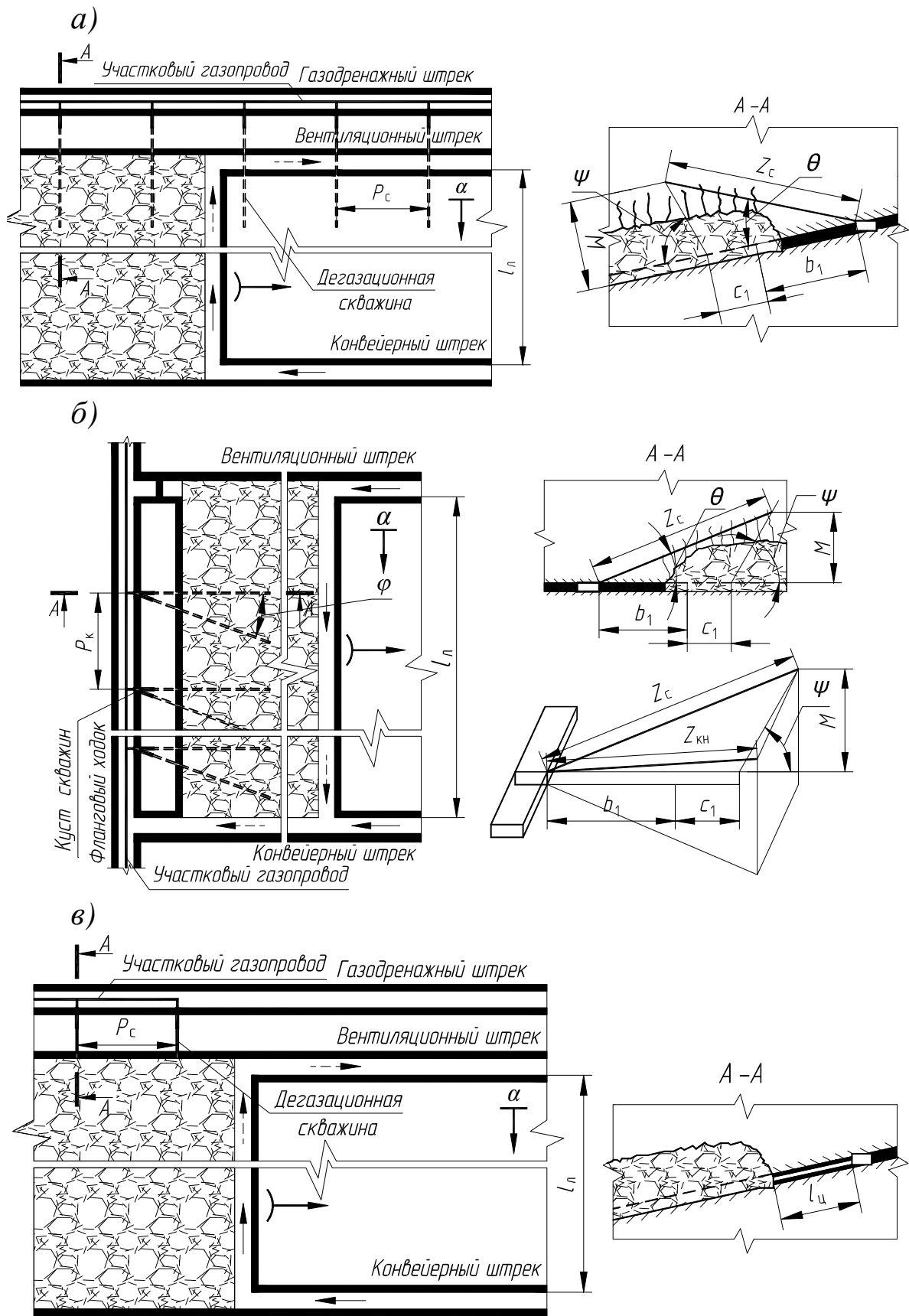
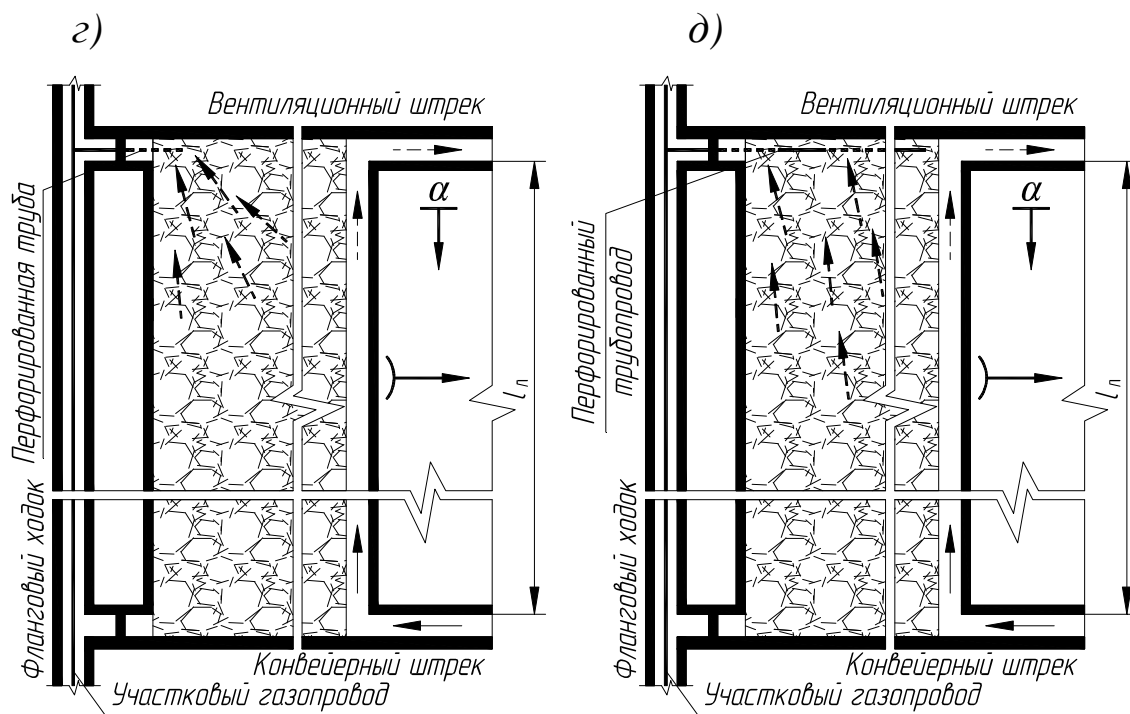


Рис. 6.1. Схемы дегазации выработанного пространства из подземных выработок



Продолжение рис. 6.1:

а – скважины пробурены над целиком угля; *б* – скважины пробурены из фланговой выработки при отработке пологих или наклонных пластов; *в* – скважины пробурены в межлавленном целике из параллельной выработки; *г* – перфорированные трубы заводят за перемычки вблизи монтажной камеры; *д* – перфорированные трубы подключаются к газопроводу, оставляемому в завале

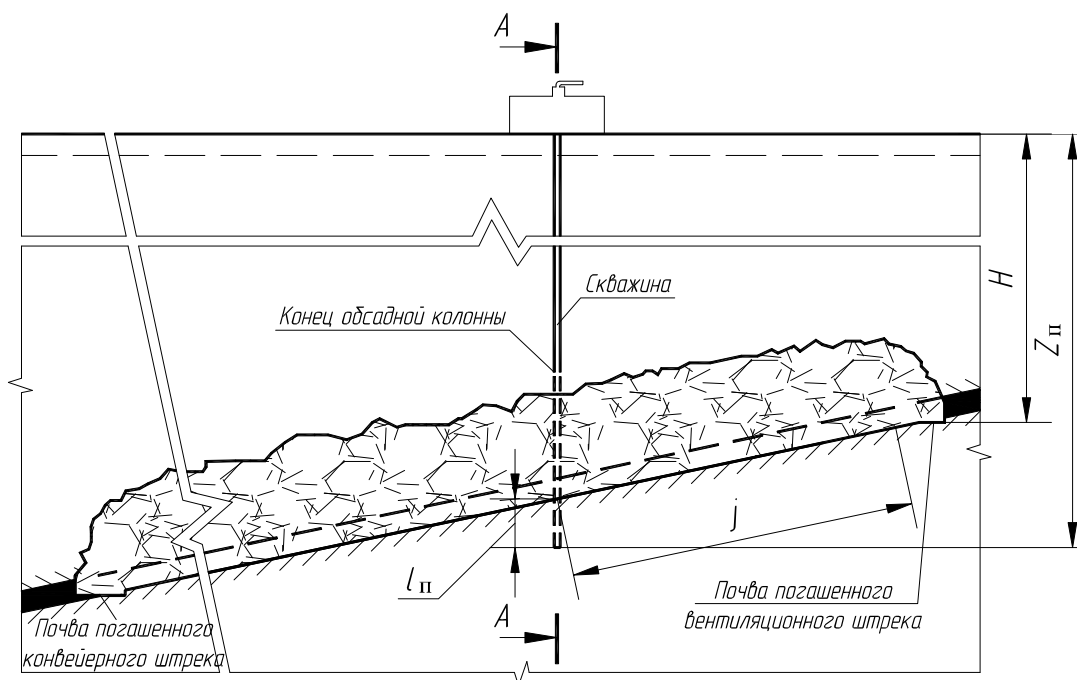
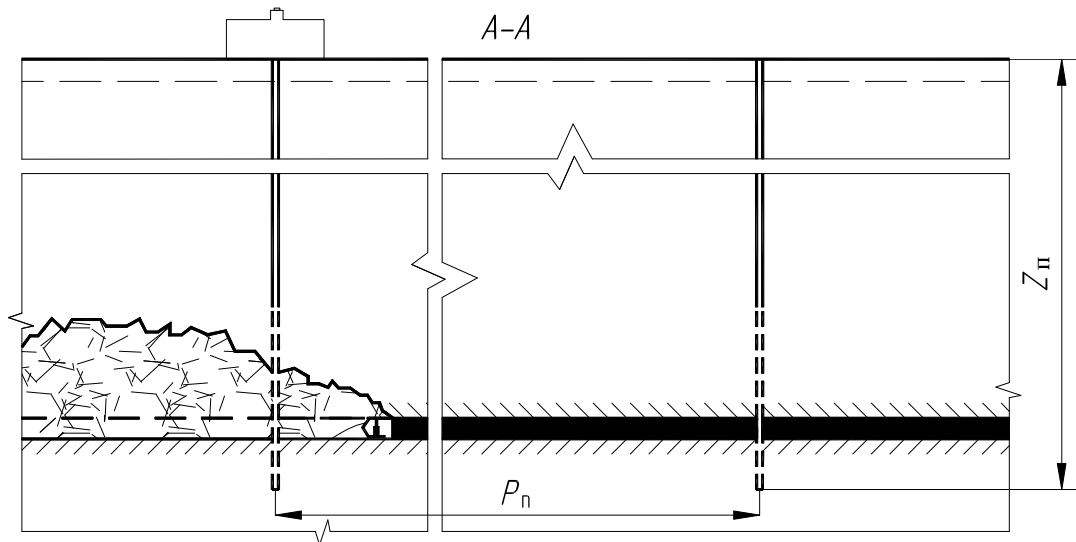


Рис. 6.2. Схемы дегазации выработанного пространства скважинами, пробуренными с поверхности



Продолжение рис. 6.2

Теперь, зная значения $K'_д$ и $k_{двп}$, определим необходимый коэффициент дегазации пласта $k'_{дпл}$:

$$k'_{дпл} = \frac{K_{дег} - n_{вп} \cdot k_{двп}}{n_{пл}}, \quad (6.7)$$

где $k'_{дпл}$ – необходимый коэффициент дегазации пласта без учета коэффициента естественной дегазации, доля единицы; $K_{дег}$ – суммарное значение коэффициента дегазации, доля единицы; $n_{вп}$ – доля выработанного пространства в суммарном метановыделении, доля единицы; $k_{двп}$ – коэффициент дегазации выработанного пространства (установлен по табл. 6.1); $n_{пл}$ – доля пласта в суммарном метановыделении, доля единицы.

В качестве $K_{дег}$ на данном этапе расчета подставляем значение $K'_д$, так как $K_{дег}$ не может быть меньше $K'_д$. Теперь определяется необходимый коэффициент дегазации (с учетом влияния естественной дегазации) массива угля впереди очистного забоя:

$$k'_{дплс} = \frac{k'_{дпл} - k_e}{1 - k_e}, \quad (6.8)$$

где $k'_{дплс}$ – необходимый коэффициент дегазации пласта с учетом влияния естественной дегазации, доля единицы; где $k'_{дпл}$ – необ-

ходимый коэффициент дегазации пласта без учета коэффициента естественной дегазации, доля единицы; k_e – коэффициент естественной дегазации массива угля впереди очистного забоя, доля единицы (принимается $0,10 \div 0,15$).

Значение $k'_{д\text{плс}}$ показывает, какой коэффициент должен обеспечиваться именно схемой дегазации с учетом влияния естественной дегазации. Теперь из табл. 6.2 выбирается схема (ближайшая), максимально возможный коэффициент дегазации которой должен удовлетворять условию

$$k_{д\text{пл}} \geq k'_{д\text{плс}}. \quad (6.9)$$

Схемы предварительной пластовой дегазации показаны на рис. 6.3.

Таблица 6.2

Максимальная эффективность и условия применения схем дегазации пласта на выемочном участке

№	Схема расположения пластовых скважин	Коэффициент дегазации $k_{д\text{пл}}$, доли единицы	Минимальная величина разрежения у устья скважины	
			кПа	мм рт. ст.
1	Восстающие или горизонтальные параллельно-одиночные скважины на пологих пластах	0,2 – 0,25	6,7	50
2	Нисходящие параллельно одиночные скважины	0,15 – 0,20	13,3	100
3	Пластовые параллельно-одиночные скважины в зоне предварительного гидроразрыва	$\frac{0,3 - 0,4^*}{0,2 - 0,3}$	$\frac{6,7^*}{13,3}$	$\frac{50^*}{100}$
4	Перекрещивающиеся скважины	0,3 – 0,4	6,7	50
5	Перекрещивающиеся скважины в зоне предварительного гидроразрыва	0,4 – 0,5	6,7	50

*Примечание. Числитель – для восстающих или горизонтальных скважин; знаменатель – для нисходящих скважин.

Выбор схемы дегазации пласта относительно конкретизирован в зависимости от условий разработки (в данной работе не заданы). Например, на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, применяются схемы с использованием перекрещивающихся скважин (даже если $k'_{д\text{плс}}$ до 0,4 не требуется). Это должно быть учтено в дальнейшем, при выполнении дипломного проекта.

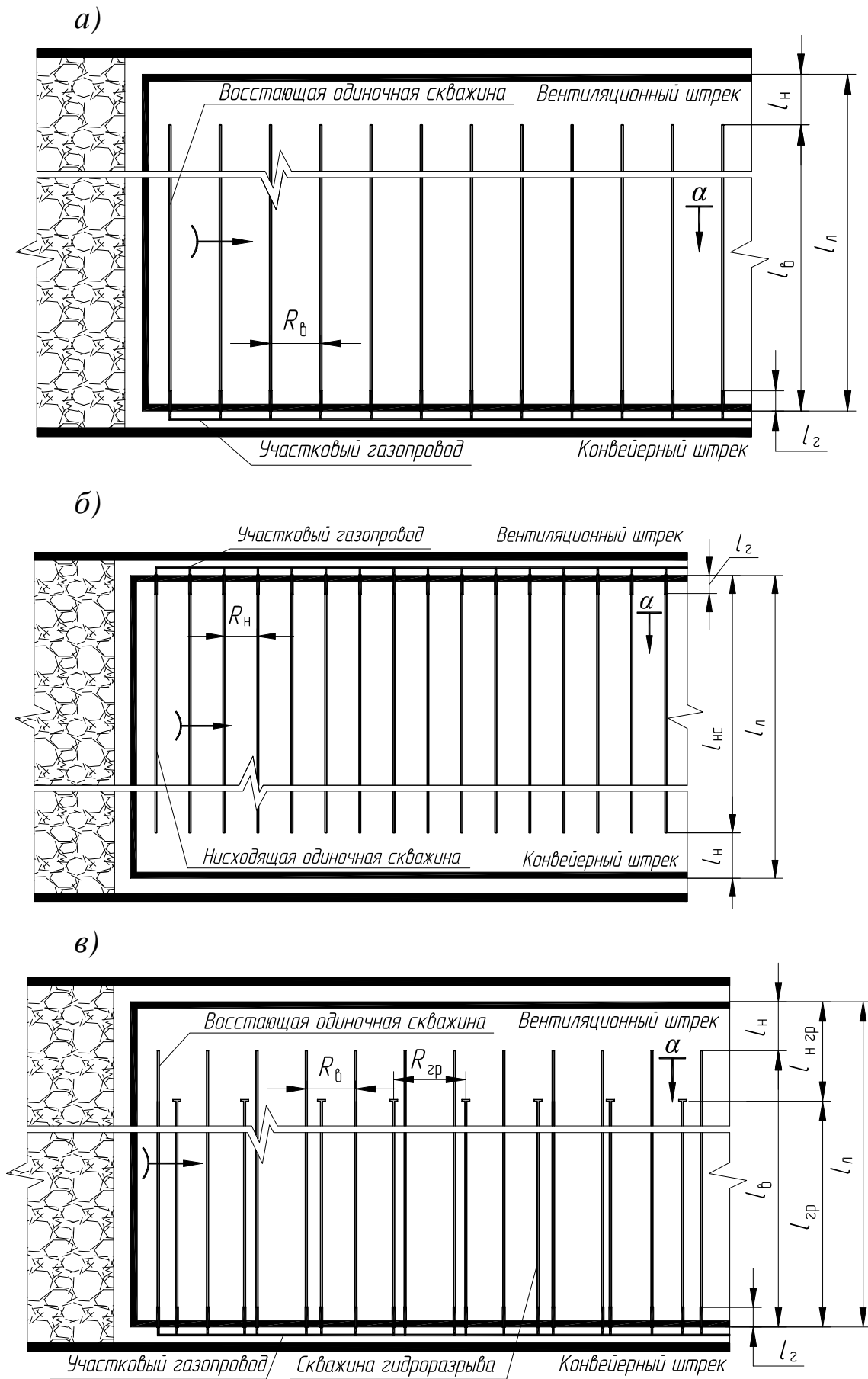
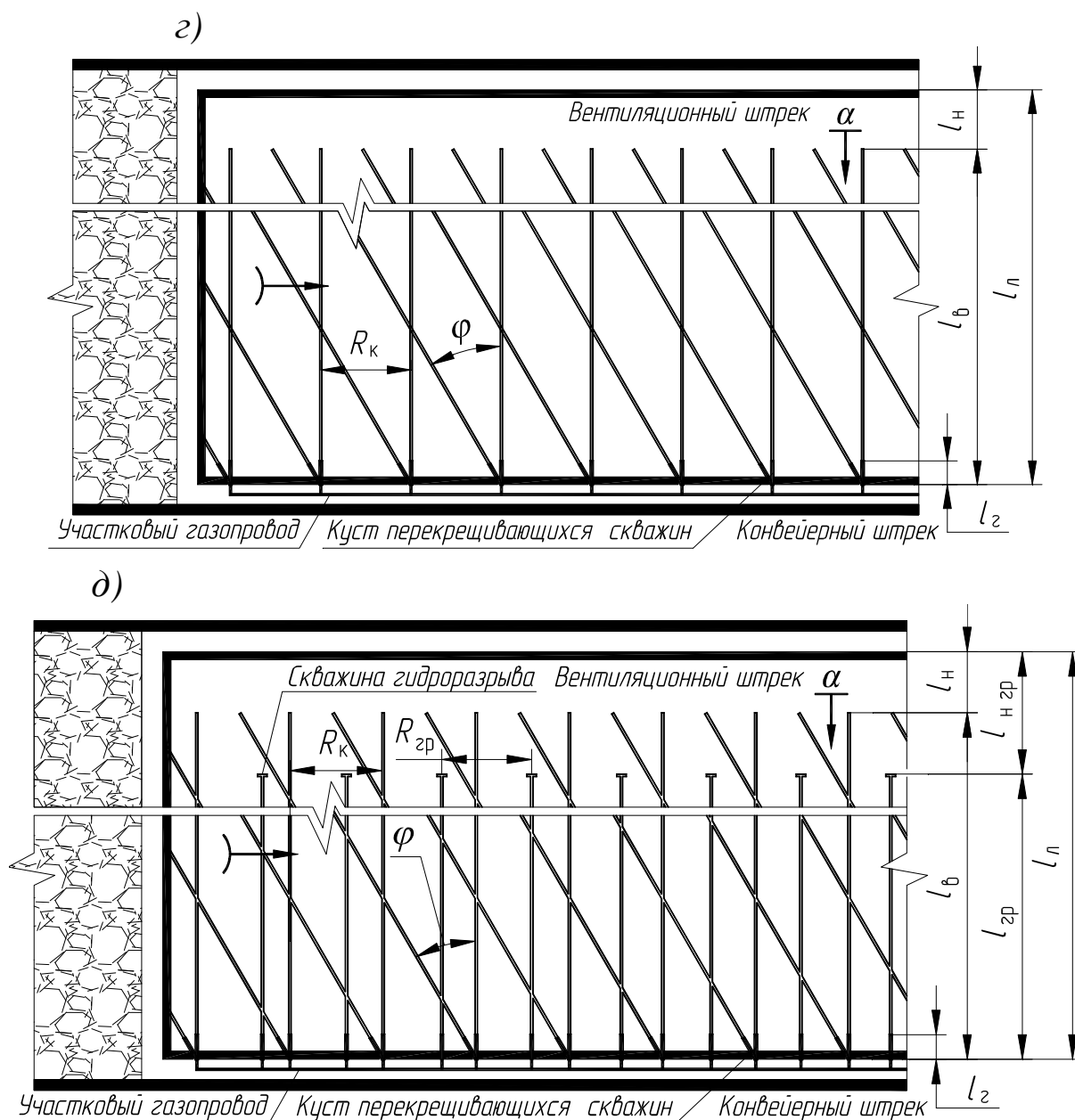


Рис. 6.3. Схемы пластовой дегазации выемочного столба



Продолжение рис. 6.3:

а – восстающие параллельно-одиночные скважины; б – нисходящие параллельно-одиночные скважины; в – восстающие параллельно-одиночные скважины в зоне предварительного гидроразрыва; г – пересекающиеся скважины; д – пересекающиеся скважины в зоне предварительного гидроразрыва

Практика ведения дегазационных работ показывает, что значения $k_{д\text{пл}}$ (табл. 6.2) далеко не всегда достигаются. Студенты, как будущие горные инженеры, должны понимать, что эффективность дегазации зависит от множества факторов, которые еще не до конца изучены и не могут пока быть достоверно учтены в рамках какой-либо одной методики. В инструкции [11] также не-

однократно говорится, что параметры схем могут корректироваться с учетом полученного опыта ведения дегазационных работ. Поэтому авторы рекомендуют окончательно принять для дальнейших расчетов именно максимальное значение $k_{д\text{пл}}$ (табл. 6.2), а не необходимый коэффициент $k'_{д\text{плс}}$. Это позволит повысить вероятность достижения необходимого значения коэффициента дегазации $K'_д$, а именно создаст коэффициент запаса:

$$K_{\text{дег}} = n_{\text{пл}} \cdot (k_{д\text{пл}} + (1 - k_{д\text{пл}})k_e) + n_{\text{вп}} \cdot k_{д\text{вп}}; \quad (6.10)$$

$$K_3 = \frac{K_{\text{дег}}}{K'_д}, \quad (6.11)$$

где $K_{\text{дег}}$ – суммарное значение коэффициента дегазации (с учетом естественной дегазации пласта), доля единицы; $n_{\text{пл}}$ – доля пласта в суммарном метановыделении, доля единицы; $k_{д\text{пл}}$ – коэффициент дегазации пласта (установлен по табл. 6.2); k_e – коэффициент естественной дегазации массива угля впереди очистного забоя, доля единицы; $n_{\text{вп}}$ – доля выработанного пространства в суммарном метановыделении, доля единицы; $k_{д\text{вп}}$ – коэффициент дегазации выработанного пространства (установлен по табл. 6.1); K_3 – коэффициент запаса; $K'_д$ – необходимое значение коэффициента дегазации.

На практике это вызовет необходимость располагать дегазационные скважины ближе друг к другу (расчет представлен в следующем разделе), что повысит эффективность дегазации и снизит вероятность того, что значение $K'_д$ не будет достигнуто.

3. Определение параметров выбранной схемы дегазации пласта

В зависимости от выбранной схемы необходимо определить следующие основные параметры:

- длину скважин l_i , м;
- расстояние между дегазационными скважинами (кустами скважин) R_i (R_K), м;
- расстояние между скважинами гидроразрыва $R_{гр}$, м;
- число скважин в выемочном столбе N_i , шт.;
- суммарную длину скважин $L_{сд}$, м.

Перечисленные параметры характеризуют схему дегазации в аспекте технологии ее сооружения в выемочном столбе. Существует еще ряд параметров, которые характеризуют в основном эксплуатацию схемы (параметры метановоздушной смеси, дегазационной сети, дегазационной установки и т. д.). Методики определения этих параметров рассматриваются в рамках дисциплины "Стационарные установки".

Длину восстающих или нисходящих скважин определяют как разницу между длиной лавы (указана в исходных данных) и величиной недобура до противоположной выработки:

$$l_{\text{в}} = l_{\text{нс}} = l_{\text{л}} - l_{\text{н}}, \quad (6.12)$$

где $l_{\text{в}}$ и $l_{\text{нс}}$ – длина восстающих и нисходящих скважин, м; $l_{\text{л}}$ – длина лавы, м; $l_{\text{н}}$ – величина недобура, м.

Длину горизонтальных скважин и скважин гидроразрыва определяют аналогично:

$$l_{\text{гор}} = L_{\text{ст}} - l_{\text{н}}; \quad (6.13)$$

$$l_{\text{гр}} = l_{\text{л}} - l_{\text{нгр}} \text{ или } l_{\text{гр}} = L_{\text{ст}} - l_{\text{нгр}}, \quad (6.14)$$

где $l_{\text{гор}}$ – длина горизонтальных скважин, м; $L_{\text{ст}}$ – длина выемочного столба, м; $l_{\text{н}}$ – величина недобура, м; $l_{\text{гр}}$ – длина скважин гидроразрыва, м; $l_{\text{нгр}}$ – величина недобура скважин гидроразрыва, м.

На оконтуренных выработками выемочных участках (все схемы рис. 6.3) дегазационные скважины не добуриваются до противоположной выработки на 10–15 м, а скважины гидроразрыва – на 30–40 м.

Длина наклонных скважин в кусте $l_{\text{кн}}$ равна:

$$l_{\text{кн}i} = \frac{l_i}{\cos \varphi_i}, \quad (6.15)$$

где φ – угол между скважинами ($20 \div 30^\circ$); l_i – длина скважин (восстающих $l_{\text{в}}$, горизонтальных $l_{\text{гор}}$, нисходящих $l_{\text{нс}}$), м.

Число этих скважин в кусте $n_{\text{кн}i}$ зависит от выбранной схемы и может измениться от одной (рис. 6.3, з, д) до нескольких.

Далее определяется расстояние между скважинами. На оконтуренном выработками участке пологого или наклонного пласта

расстояние между параллельно-одиночными восстающими и горизонтальными скважинами определяется по формуле (кроме схем на рис. 6.3, в, д):

$$R_{\text{в}} = R_{\text{г}} = \frac{l'_c m_g \frac{g_0}{a} \ln(a\tau + 1)}{l_{\text{л}} m \cdot \gamma \cdot k_{\text{дпл}} q_{\text{пл}}}, \quad (6.16)$$

где $R_{\text{в}}$ и $R_{\text{г}}$ – расстояние между параллельно-одиночными восстающими и горизонтальными скважинами соответственно, м; l'_c – полезная длина скважины, м; m_g и m – дегазируемая скважинами и полная мощность угольных пачек пласта соответственно, м; g_0 – начальное удельное метановыделение в скважину, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \text{сут})$; a – коэффициент, характеризующий темп снижения во время газовыделения из пласта в скважины, сут^{-1} ; τ – продолжительность дегазации пласта скважинами, сут; $l_{\text{л}}$ – длина лавы, м; γ – объемная масса угля, $\text{т}/\text{м}^3$; $k_{\text{дпл}}$ – максимально возможный коэффициент дегазации, доля единицы; $q_{\text{пл}}$ – метановыделение из пласта без его дегазации, $\text{м}^3/\text{т}$.

Полезная длина скважины рассчитывается по формуле

$$l'_c = l_i - l_{\text{г}}, \quad (6.17)$$

где l'_c – полезная длина скважины, м; l_i – длина скважин (восстающих $l_{\text{в}}$, горизонтальных $l_{\text{гор}}$, нисходящих $l_{\text{нс}}$), м; $l_{\text{г}}$ – глубина герметизации устья скважины, м (скважины, пробуренные в плоскости пласта, герметизируются на $6 \div 10$ м).

Поскольку в данной работе рассматривается пласт однородного строения, принимаем, что дегазируемая скважинами и полная мощность угольных пачек пласта равны ($m_g = m$). Если необходимо сделать расчет для пласта сложного строения, то нужно учитывать, что дегазационные скважины могут быть расположены только в пределах одной пачки. Тогда значение m будет больше m_g .

Начальное удельное метановыделение в скважину g_0 принимается по фактическим данным или рассчитывается по формуле

$$g_0 = \chi \cdot \beta_{\text{п}}, \quad (6.18)$$

где $\beta_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий мощность угольных пачек пласта; χ – природная метаноносность пласта, $\text{м}^3/\text{т.с.б.м}$.

Коэффициент $\beta_{\text{п}}$ находят из выражения

$$\beta_{\text{п}} = \frac{1}{16 + 12m}, \quad (6.19)$$

где m – полная мощность угольных пачек пласта, м;

Коэффициент, характеризующий темп снижения во времени газовыделения, определяется по формуле

$$a = b - c'V^{daf}, \quad (6.20)$$

где V^{daf} – выход летучих веществ, %; b и c' – эмпирические коэффициенты, значения которых составляют при $V^{daf} < 25\%$ соответственно $0,042$ и $8,8 \cdot 10^{-4}$, а при $V^{daf} > 25\%$ – $0,025$ и $3,9 \cdot 10^{-4}$.

Продолжительность дегазации (каптажа метана) τ должна устанавливаться условием достижения проектного коэффициента дегазации с учетом значений g_0 и a . В данной работе воспользуемся рекомендациями для пластов с низкой газоотдатчей:

– не менее 6 месяцев для восстающих (горизонтальных) скважин;

– не менее 12 месяцев для нисходящих скважин.

При применении гидроразрыва срок дегазации может быть снижен. Конкретные значения продолжительности устанавливаются, как правило, по фактическим результатам. В рамках данной работы допускается снизить продолжительность не более чем на 25 %. Однако следует учесть, что согласно нормативной методике [формула (6.16)] это приведет к уменьшению расстояния между скважинами и, соответственно, увеличению их числа. Поэтому целесообразность снижения сроков дегазации должна оцениваться и с точки зрения дополнительных затрат на бурение скважин.

Расстояние $R_{\text{к}}$, м, между кустами восстающих или горизонтальных скважин (рис. 6.3 г, д) рассчитывается по формуле

$$R_{\text{к}} = k_{\text{и}} R_{\text{в}}, \quad (6.21)$$

где $R_{\text{к}}$ – расстояние между кустами скважин, м; $k_{\text{и}}$ – коэффициент интенсификации выделения метана в перекрещивающиеся скважины; $R_{\text{в}}$ – расстояние между параллельно-одиночными восстающими скважинами, м.

Коэффициент интенсификации рассчитывается по формуле

$$k_{\text{и}} = 2,8 - 1,31f, \quad (6.22)$$

где f – коэффициент крепости угля по М. М. Протоdjяконову.

Расстояние между параллельно-одиночными нисходящими скважинами (рис. 6.3, б) определяется по формуле

$$R_{\text{н}} = 0,5R_{\text{в}}, \quad (6.23)$$

где $R_{\text{н}}$ – расстояние между параллельно-одиночными нисходящими скважинами, м; $R_{\text{в}}$ – расстояние между параллельно-одиночными восстающими скважинами, м.

Расстояние между скважинами гидроразрыва, буримыми из подземных выработок, составит:

$$R_{\text{гр}} = 2r_{\text{г}} - 10, \quad (6.24)$$

где $R_{\text{гр}}$ – расстояние между скважинами гидроразрыва, м; $r_{\text{г}}$ – радиус действия скважины гидроразрыва, м (в данной работе принимается 15–20 м).

Расстояние между дегазационными скважинами, буримыми в зонах гидроразрыва (рис. 6.3, в, д), рассчитывается по формуле

$$R_{\text{с}}^{\Gamma} = k_{\text{и}}^{\Gamma} R_{\text{в}} \quad \text{или} \quad R_{\text{с}}^{\Gamma} = k_{\text{и}}^{\Gamma} R_{\text{г}}, \quad (6.25)$$

где $R_{\text{с}}^{\Gamma}$ – расстояние между дегазационными скважинами, буримыми в зонах гидроразрыва, м; $k_{\text{и}}^{\Gamma}$ – коэффициент интенсификации газовыделения в скважины предварительной дегазации, пробуренные в зонах гидроразрыва пласта (табл. 6.3); $R_{\text{в}}$ или $R_{\text{г}}$ – значение, полученное по формуле (6.16), м.

Таблица 6.3

Значения коэффициента $k_{\text{и}}^{\Gamma}$

Продолжительность дегазации пласта скважинами τ , сут	120	180	270	360	450
Значение $k_{\text{и}}^{\Gamma}$	1,9	1,8	1,7	1,6	1,5

Формула для определения числа параллельно-одиночных дегазационных скважин, числа кустов скважин или скважин гидроразрыва в выемочном столбе в общем виде выглядит следующим образом:

$$N_i = \frac{L_i}{R_i}, \quad (6.26)$$

где N_i – число скважин (восстающих $N_{\text{в}}$, горизонтальных $N_{\text{г}}$, нисходящих $N_{\text{н}}$), кустов скважин $N_{\text{к}}$ или скважин гидроразрыва $N_{\text{гр}}$; L_i – длина выемочного столба $L_{\text{ст}}$ (для восстающих и нисходящих скважин) или длина лавы $l_{\text{л}}$ (для горизонтальных скважин), м; R_i – расстояние между соответствующими скважинами или кустами ($R_{\text{в}}$, $R_{\text{г}}$, $R_{\text{н}}$, $R_{\text{к}}$ или $R_{\text{гр}}$), м.

Для определения числа скважин с учетом кустов умножаем значение $N_{\text{к}}$ на число скважин в кусте:

$$N_{\text{ск}} = N_{\text{к}} \cdot n_{\text{к}}, \quad (6.27)$$

где $N_{\text{ск}}$ – общее число дегазационных скважин во всех кустах; $N_{\text{к}}$ – число кустов скважин в выемочном столбе; $n_{\text{к}}$ – число скважин в одном кусте (принимается в зависимости от принятой схемы дегазации).

Суммарная длина скважин составит:

$$L_{\text{сд}} = l_i \cdot N_i + N_{\text{к}} \sum l_{\text{кн}i} \cdot n_{\text{кн}i} + l_{\text{гр}} \cdot N_{\text{гр}}, \quad (6.28)$$

где $L_{\text{сд}}$ – суммарная длина скважин в выемочном столбе; l_i – длина скважин (восстающих $l_{\text{в}}$, горизонтальных $l_{\text{гор}}$, нисходящих $l_{\text{нс}}$), м; N_i – число скважин (восстающих $N_{\text{в}}$, горизонтальных $N_{\text{г}}$, нисходящих $N_{\text{н}}$); $N_{\text{к}}$ – число кустов скважин в выемочном столбе; $l_{\text{кн}i}$ и $n_{\text{кн}i}$ – длина, м, и число скважин, пробуренных в кусте под углом к линии падения (на забой) при восстающих скважинах или под углом к линии простирания при горизонтальных скважинах (формула 6.15); $l_{\text{гр}}$ – длина скважин гидроразрыва, м; $N_{\text{гр}}$ – число скважин гидроразрыва.

4. Определение параметров выбранной схемы дегазации выработанного пространства

В зависимости от выбранной схемы необходимо определить следующие основные параметры:

- длину скважин Z_i , м;
- расстояние между дегазационными скважинами (кустами скважин) P_i ($P_{\text{к}}$), м;

- угол между скважинами, пробуренными над куполом обрушения и плоскостью пласта θ , град;
- число скважин на выемочный столб U_i , шт.;
- число участков перфорированных труб в оставляемом в завале трубопроводе, $U_{пт}$, шт.;
- суммарную длину скважин $Y_{сд}$, м.

Длина скважин определяется для схем 1, 2, 6 табл. 6.1. Для схемы 3 длина скважины будет равна ширине целика l_c , которая во всех вариантах принимается 15 м. Для схем 1 и 2 она определяется по формуле (6.29), графическое пояснение к которой представлено на рис. 6.1, а, б :

$$Z_c = \sqrt{M^2 + \left(\frac{M}{\operatorname{tg}\psi} + c_1 + b_1 \right)^2}, \quad (6.29)$$

где Z_c – длина скважин, пробуренных над куполом обрушения (для схемы 1 и 2), м; M – расстояние по нормали между плоскостью кровли дегазируемого пласта и концом скважины, м; ψ – угол разгрузки подрабатываемой толщи пород, отсчитываемый от плоскости напластования, град; c_1 – резерв, учитывающий возможное отклонение скважины от заданного направления, м ($c_1 = 10$ м); b_1 – протяженность зоны, препятствующей разгрузке пород у выработки, из которой бурится скважина (ширина охранной зоны), м.

Расстояние M во всех вариантах принимается на 8 м больше мощность непосредственной кровли $m_{нк}$.

Угол разгрузки ψ зависит от строения пород непосредственной кровли. В данной работе его можно принять для:

- песчаника и алевролита 60° ;
- аргиллита 70° .

Протяженность зоны b_1 во всех вариантах принимается на 5 м больше ширины целика, т. е. 20 м.

Угол θ определяется по формуле

$$\theta = \arcsin \frac{M}{Z_c}, \quad (6.30)$$

где Z_c – длина скважин, пробуренных над куполом обрушения (для схемы 1 и 2), м; M – расстояние по нормали между плоскостью кровли дегазируемого пласта и концом скважины, м.

Длина скважин $Z_{\text{кн}}$, проекция которых на пласт располагается под углом к простиранию в схеме 2, определяется геометрически с учетом, что угол между скважинами $\varphi = 20 \div 30^\circ$:

$$Z_{\text{кн}} = \frac{Z_{\text{с}}}{\cos \varphi}. \quad (6.31)$$

Длина скважин, пробуренных с поверхности, определяется по формуле

$$Z_{\text{п}} = j \cdot \sin \alpha + H + l_{\text{п}}, \quad (6.32)$$

где $Z_{\text{п}}$ – длина скважин, пробуренных с поверхности, м; j – расстояние от вентиляционной выработки до проекции забоя скважины на разрабатываемый пласт (см. рис. 6.2), м; α – угол падения пласта, град; H – глубина от поверхности до вентиляционного штрека, м; $l_{\text{п}}$ – длина перебура (5 ÷ 10 м).

Расстояние j определяется по формуле

$$j = b_1 + 0,05H, \quad (6.33)$$

где b_1 – протяженность зоны, препятствующей разгрузке пород у выработки, м; H – глубина от поверхности до вентиляционного штрека, м.

Согласно требованиям инструкции [11] расстояние между скважинами (кустами скважин) в схемах 1, 2, 3 (рис. 6.1, а, б, в) определяется паспортом выемочного участка и должно быть кратным шагу обрушения пород кровли, но не менее 25 м и не более 50 м. В данной работе рекомендуется его принять:

- $P_{\text{к}} \leq 50$ м для схемы 2;
- $P_{\text{с}} \leq 40$ м для схем 1, 3.

Расстояние между вертикальными скважинами, пробуренными с поверхности для дегазации выработанных пространств, $P_{\text{п}}$ должно приниматься кратным шагу обрушения пород основной кровли, но не менее 60 м и не более 120 м. В данной работе рекомендуется его принять 90 м. Скважины бурятся заранее. При расстоянии от забоя скважины до очистного забоя не менее 30 м скважина подключается к вакуум-насосу (рис. 6.2).

Определение числа скважин, числа кустов скважин и числа участков перфорированных труб в оставляемом в завале трубопроводе выполняется аналогично разделу 3:

$$U_i = \frac{L_i}{P_i}, \quad (6.34)$$

где U_i – число дегазационных скважин (U_c в схемах 1, 3 и 6), кустов скважин (U_k в схеме 2) или участков перфорированных труб ($U_{пт}$ в схеме 4); L_i – длина выемочного столба $L_{ст}$ (в схемах 1, 3, 4 и 6) или длина лавы l_l (схема 2), м; P_i – расстояние между соответствующими скважинами, кустами или участками перфорированных труб ($P_c, P_k, P_{п}, P_{пт}$), м.

Расстояние между участками перфорированных труб $P_{пт}$ принимаем равным 45 м. Для определения числа скважин с учетом кустов $U_{ск}$ в схеме 2 (рис. 6.1, б) значение U_k умножаем на 2:

$$U_{ск} = 2U_k. \quad (6.35)$$

Суммарная длина скважин для схем 1, 3, 6 составит:

$$Y_{сд} = Z_i \cdot U_c, \quad (6.36)$$

где $Y_{сд}$ – суммарная длина скважин для дегазации выработанного пространства; Z_i – длина скважин [Z_c в схемах 1 и 3 (рис. 6.1, а, в), $Z_{п}$ в схеме 6 (рис. 6.2)], м; U_c – число скважин.

Для схемы 2 (рис. 6.1, б):

$$Y_{сд} = (Z_c + Z_{кн})U_k, \quad (6.37)$$

где Z_c – длина скважин, проекция которых на пласт располагается по простиранию, м; $Z_{кн}$ – длина скважин, проекция которых на пласт располагается под углом к простиранию, м; U_k – число кустов скважин.

5. Изображения схемы дегазации выемочного участка и составление сводной таблицы параметров дегазации

Выбранные схемы дегазации пласта и выработанного пространства изображаются в масштабе М 1:500 с детализацией элементов в соответствии с рис. 6.1, 6.2, 6.3. При этом на размерных линиях и выносках ставятся значения от конкретного варианта. Для большей наглядности рекомендуется разные группы скважин обозначать разными цветами. При этом следует учитывать, что

представленные выше в общем виде схемы дегазации пласта и выработанного пространства изображены отдельно в разных разделах, а в конкретном варианте их показывают на одном чертеже (см. примеры выполнения работы).

Структуру сводной таблицы параметров дегазации можно также посмотреть в примерах.

Примеры выполнения работы

Пример № 1

Исходные данные		Значение
Метанообильность	пласта $I_{пл}$, м ³ /мин	2,6
	выработанного пространства $I_{вп}$, м ³ /мин	3,7
Полная мощность угольных пачек пласта m , м		1,9
Длина лавы $l_{л}$, м		245
Глубина от поверхности до вентиляционного штрека H , м		300
Угол падения пласта α , град		12
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1600
Скорость движения воздуха в выработке (в лаве) V , м/с		4
Коэффициент крепости угля по М. М. Протоdjяконову f		1,1
Объемная масса угля γ , т/м ³		1,32
Выход летучих веществ V^{daf} , %		26,4
Природная метаноносность пласта χ , м ³ /т.с.б.м.		12,8
Метановыделение из пласта без его дегазации $q_{пл}$, м ³ /т		4,9
Непосредственная кровля	мощность $m_{нк}$, м	6,7
	состав	алевролит

1. Определение необходимого значения коэффициента дегазации

Вначале определяем все составляющие, необходимые для расчета по формуле (6.1).

Площадь поперечного сечения очистного забоя составит:

$$S = 0,55 \cdot 5 \cdot 1,9 = 5,23 \text{ м}^2.$$

Метанообильность выемочного участка составит:

$$I = 2,6 + 3,7 = 6,3 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Коэффициент неравномерности газовыделения будет равен:

$$K_H = 1,94 \cdot 6,3^{-0,14} = 1,5.$$

С учетом двух полученных выше значений допустимое по фактору вентиляции метановыделение в выработку без дегазации источников метановыделения составит:

$$I_B = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 5,23(1-0)}{1,5} = 4,18 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Теперь определяем необходимое значение коэффициента дегазации:

$$K'_d = 1 - \frac{4,18}{1,5 \cdot 6,3} = 0,55.$$

2. Выбор схем дегазации и определение суммарного значения коэффициента дегазации

Определяем долю каждого источника в газовом балансе:

$$n_{\text{пл}} = \frac{2,6}{6,3} = 0,41; \quad n_{\text{вп}} = \frac{3,7}{6,3} = 0,59.$$

Так как оказалось, что $n_{\text{вп}} > n_{\text{пл}}$, считаем выбор схемы дегазации для выработанного пространства приоритетным.

Максимально возможный коэффициент дегазации пласта согласно нормативным требованиям (табл. 6.2) составляет 0,5, а доля выработанного пространства в газовом балансе в наших условиях больше, чем пласта ($n_{\text{вп}} > n_{\text{пл}}$) на 43 %. Поэтому считаем, что необходимо выбрать схему дегазации выработанного пространства с коэффициентом дегазации большим чем 0,5. Предварительно выбираем схему дегазации скважинами с поверхности (схема № 6 в табл. 6.1). Для дальнейших расчетов выбираем величину коэффициента дегазации для этой схемы $k_{d \text{ вп}} = 0,55$.

Теперь выбрав схему дегазации выработанного пространства, приступаем к выбору схемы дегазации для второго источника метановыделения – угольного пласта. Для этого определяем необходимый коэффициент дегазации пласта без учета коэффициента ес-

тественной дегазации по формуле (6.7). Значения всех составляющих формулы уже определены, поэтому производим расчет:

$$k'_{д\text{пл}} = \frac{0,55 - 0,59 \cdot 0,55}{0,41} = 0,55.$$

Теперь по формуле (6.8) определяем необходимый коэффициент дегазации с учетом влияния естественной дегазации пласта, предварительно приняв коэффициент естественной дегазации $k_e = 0,15$:

$$k'_{д\text{плс}} = \frac{0,55 - 0,15}{1 - 0,15} = 0,47.$$

Необходимый коэффициент дегазации пласта рассчитан, теперь из табл. 6.2 выбираем схему, для которой выполняется условие (6.9). Предварительно выбираем схему перекрещивающимися скважинами в зоне предварительного гидроразрыва (схема № 5 в табл. 6.2). Для дальнейших расчетов выбираем величину коэффициента дегазации для этой схемы $k_{д\text{пл}} = 0,5$.

Для проверки правильности решений о принятых схемах по формуле (6.10) определяем суммарное значение коэффициента дегазации:

$$K_{дег} = 0,41 \cdot (0,5 + (1 - 0,5) \cdot 0,15) + 0,59 \cdot 0,55 = 0,56.$$

Полученное значение превышает необходимое значение коэффициента дегазации $K'_д$. При этом коэффициент запаса составит:

$$K_з = \frac{0,56}{0,55} = 1,018 \approx 1,02.$$

Таким образом, схемы выбраны правильно. Принимаем их окончательно и приступаем к определению параметров.

3. Определение параметров выбранной схемы дегазации пласта

Выбранная схема дегазации пласта с перекрещивающимися скважинами в зоне предварительного гидроразрыва предусматривает бурение трех видов скважин: гидроразрыва, восстающих

параллельных забоя и пробуренных под углом к линии забоя. Необходимо определить следующие параметры:

- длину скважин гидроразрыва $l_{гр}$;
- длину восстающих скважин в кусте $l_{в}$;
- длину скважин, пробуренных в кусте под углом к линии забоя $l_{кн}$;
- расстояние между скважинами гидроразрыва $R_{гр}$;
- расстояние между кустами дегазационных скважин $R_{к}$;
- число скважин гидроразрыва $N_{гр}$;
- общее число дегазационных скважин во всех кустах $N_{ск}$;
- суммарную длину скважин в выемочном столбе $L_{сд}$.

Длину скважин определяем исходя из длины лавы 245 м и регламентированной величины недобура ($l_{н} = 15$ и $l_{н гр} = 30$ м):

$$l_{гр} = 245 - 30 = 215 \text{ м};$$

$$l_{в} = 245 - 15 = 230 \text{ м};$$

$$l_{кн} = \frac{230}{\cos 30^\circ} = \frac{230}{0,866} = 265,59 \approx 266 \text{ м}.$$

Расстояние между скважинами гидроразрыва с учетом радиуса их действия $r_{г} = 15$ м составит:

$$R_{гр} = 2 \cdot 15 - 10 = 20 \text{ м}.$$

Прежде чем определить расстояние между кустами дегазационных скважин, необходимо найти расстояние между параллельно-одиночными скважинами для данных условий. Расчет выполняем по формуле (6.16), предварительно определив составляющие этой формулы.

Полезная длина скважины при длине герметизации $l_{г} = 6$ м составит:

$$l'_c = 230 - 6 = 224 \text{ м}.$$

Коэффициент, учитывающий мощность угольных пачек пласта, определяется из выражения (6.19):

$$\beta_{п} = \frac{1}{16 + 12 \cdot 1,9} = 0,0258.$$

Начальное удельное метановыделение в скважину составит:

$$g_0 = 12,8 \cdot 0,0258 = 0,33 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{сут}).$$

Коэффициент, характеризующий темп снижения во времени газовыделения из пласта в скважины с учетом $V^{daf} > 25 \%$, равен:

$$a = 0,025 - 0,00039 \cdot 26,4 = 0,0147 \text{ сут}^{-1}.$$

С учетом минимально допустимой продолжительности дегазации пласта восстающими скважинами $\tau = 180$ сут, расстояние составит:

$$R_B = \frac{224 \cdot 1,9 \cdot \frac{0,33}{0,0147} \cdot \ln(0,0147 \cdot 180 + 1)}{245 \cdot 1,9 \cdot 1,32 \cdot 0,5 \cdot 4,9} = 8,2 \text{ м.}$$

Значение коэффициента интенсификации $k_{\text{и}}^{\Gamma}$ при продолжительности дегазации 180 суток составит 1,8. Тогда искомая величина – расстояние между кустами восстающих скважин:

$$R_K = 1,8 \cdot 8,2 = 14,76 \approx 15 \text{ м.}$$

Число скважин гидроразрыва

$$N_{\text{гр}} = \frac{1600}{20} = 80 \text{ шт.}$$

Число кустов скважин:

$$N_K = \frac{1600}{15} = 106,66 \approx 107 \text{ шт.}$$

Для определения числа скважин с учетом кустов умножаем значение N_K на число скважин в кусте:

$$N_{\text{ск}} = 107 \cdot 2 = 214 \text{ шт.}$$

Суммарная длина скважин (6.28) составит:

$$L_{\text{сд}} = 230 \cdot 107 + 107 \cdot 266 \cdot 1 + 215 \cdot 80 = 70272 \text{ м.}$$

4. Определение параметров выбранной схемы дегазации выработанного пространства

Для схемы дегазации выработанных пространств вертикальными скважинами, пробуренными с поверхности, определяем следующие параметры:

- длину скважин $Z_{\text{п}}$;
- расстояние между скважинами $P_{\text{п}}$;
- число скважин в выемочном столбе $U_{\text{с}}$;
- суммарную длину скважин $Y_{\text{сд}}$.

Длину скважин, пробуренных с поверхности, определяем по формуле (6.32). Предварительно находим расстояние от вентиляционного штрека до проекции забоя скважины на разрабатываемый пласт:

$$j = 20 + 0,05 \cdot 300 = 35 \text{ м.}$$

Тогда с учетом перебура $l_{\text{п}} = 7$ м длина скважин составит:

$$Z_{\text{п}} = 35 \cdot \sin(12^\circ) + 300 + 7 = 314,28 \approx 314 \text{ м.}$$

Расстояние между скважинами принимаем согласно рекомендациям: $P_{\text{п}} = 90$ м.

Число скважин на выемочный столб:

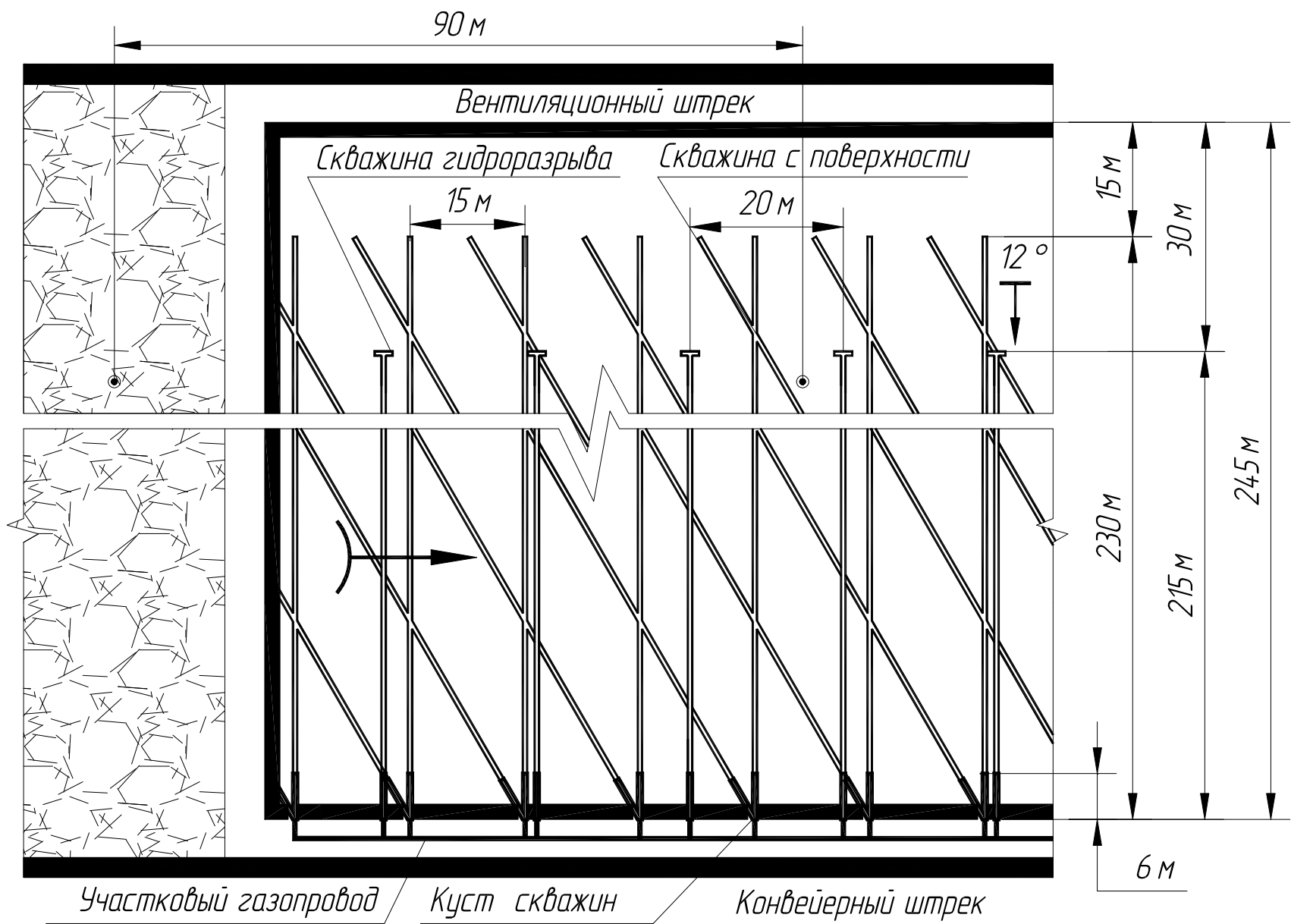
$$U_{\text{с}} = \frac{1600}{90} = 17,77 \approx 18 \text{ шт.}$$

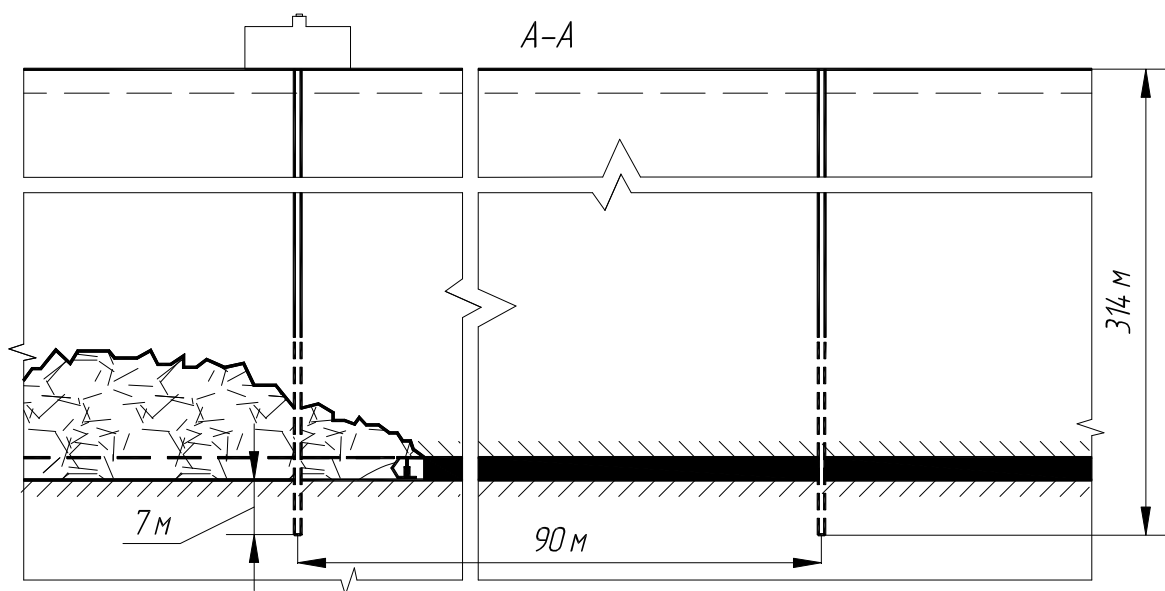
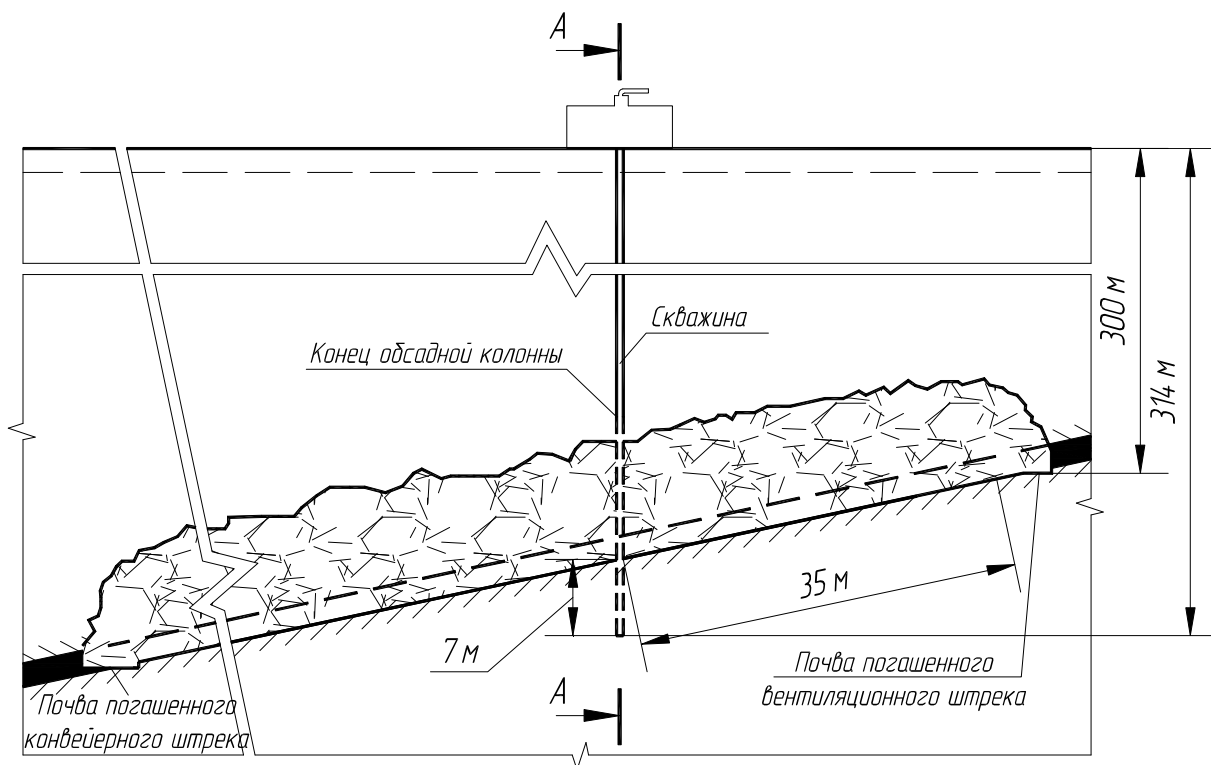
Суммарная длина скважин составит:

$$Y_{\text{сд}} = 314 \cdot 18 = 5652 \text{ м.}$$

5. Изображение схемы дегазации выемочного участка и составление сводной таблицы параметров дегазации

Выполняем масштабное изображение принятых схем дегазации. Показываем вид в плоскости пласта, сечение по падению и простиранию. Составляем сводную таблицу параметров дегазации.





Сводная таблица параметров дегазации

№	Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
Общие параметры дегазации			
1	Метановыделение на выемочном участке I	м ³ /мин	6,3
2	Допустимое метановыделение в выработку I_B	м ³ /мин	4,18
3	Необходимое значение коэффициента дегазации K'_d	–	0,55
4	Доля пласта в газовом балансе $n_{пл}$	–	0,41
5	Доля выработанного пространства в газовом балансе $n_{ВП}$	–	0,59
6	Принятый коэффициент дегазации выработанного пространства $k_{д ВП}$	–	0,55
7	Принятый коэффициент дегазации пласта с учетом влияния естественной дегазации $k_{д пл}$	–	0,5
8	Суммарное значение коэффициента дегазации $K_{дег}$	–	0,56
9	Коэффициент запаса дегазации $K_з$	–	1,02
Параметры схемы дегазации пласта			
10	Длина скважин гидроразрыва $l_{гр}$	м	215
11	Длина восстающих скважин в кусте l_B	м	230
12	Длина скважин, пробуренных в кусте под углом к линии забоя $l_{кн}$	м	266
13	Расстояние между скважинами гидроразрыва $R_{гр}$	м	20
14	Расстояние между кустами дегазационных скважин R_k	м	15
15	Число скважин гидроразрыва $N_{гр}$	шт.	80
16	Общее число дегазационных скважин во всех кустах $N_{ск}$	шт.	214
17	Суммарная длина скважин $L_{сд}$	м	70272
Параметры схемы дегазации выработанного пространства			
18	Длина скважин $Z_{п}$	м	314
19	Расстояние между скважинами $P_{п}$	м	90
20	Число скважин в выемочном столбе U_c	шт.	18
21	Суммарная длина скважин $Y_{сд}$	м	5652

Пример № 2

Исходные данные		Значение
Метанообильность	пласта $I_{пл}$, м ³ /мин	2,4
	выработанного пространства $I_{вп}$, м ³ /мин	4,8
Полная мощность угольных пачек пласта m , м		2,4
Длина лавы $l_{л}$, м		220
Глубина от поверхности до вентиляционного штрека H , м		250
Угол падения пласта α , град		12
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1420
Скорость движения воздуха в выработке (в лаве) V , м/с		3,8
Коэффициент крепости угля по М. М. Протоdjeяконову f		1,1
Объемная масса угля γ , т/м ³		1,36
Выход летучих веществ V^{daf} , %		23,2
Природная метаноносность пласта χ , м ³ /т.с.б.м.		10,8
Метановыделение из пласта без его дегазации $q_{пл}$, м ³ /т		4,4
Непосредственная кровля	мощность $m_{нк}$, м	5,0
	состав	алевролит

1. Определение необходимого значения коэффициента дегазации

Вначале определяем все составляющие, необходимые для расчета, по формуле (6.1).

Площадь поперечного сечения очистного забоя составит:

$$S = 0,55 \cdot 5 \cdot 2,4 = 6,6 \text{ м}^2.$$

Метанообильность выемочного участка составит:

$$I = 2,6 + 4,6 = 7,2 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Коэффициент неравномерности газовыделения будет равен:

$$K_{н} = 1,94 \cdot 7,2^{-0,14} = 1,47.$$

С учетом двух полученных выше значений допустимое по фактору вентиляции метановыделение в выработку без дегазации источников метановыделения составит:

$$I_{в} = \frac{0,6 \cdot 3,8 \cdot 6,6 \cdot (1 - 0,5)}{1,47} = 5,12 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Теперь определяем необходимое значение коэффициента дегазации:

$$K'_d = 1 - \frac{5,12}{1,47 \cdot 7,2} = 0,52.$$

2. Выбор схем дегазации и определение суммарного значения коэффициента дегазации

Определяем долю каждого источника в газовом балансе:

$$n_{\text{пл}} = \frac{2,6}{7,2} = 0,36; \quad n_{\text{вп}} = \frac{4,8}{7,2} = 0,64.$$

Так как оказалось, что $n_{\text{вп}} > n_{\text{пл}}$, считаем выбор схемы дегазации для выработанного пространства приоритетным.

Максимально возможный коэффициент дегазации пласта согласно нормативным требованиям (табл. 6.2) составляет 0,5, а доля выработанного пространства в газовом балансе в наших условиях больше, чем пласта ($n_{\text{вп}} > n_{\text{пл}}$), на 77 %. Поэтому считаем необходимым выбрать схему дегазации выработанного пространства с максимально возможным коэффициентом дегазации. Предварительно выбираем схему дегазации скважинами, пробуренными над целиком угля (схема № 1 в табл. 6.1). Для дальнейших расчетов выбираем величину коэффициента дегазации для этой схемы: $k_{d \text{ вп}} = 0,65$.

Теперь, выбрав схему дегазации выработанного пространства, приступаем к выбору схемы дегазации для второго источника метановыделения – угольного пласта. Для этого определяем необходимый коэффициент дегазации пласта без учета коэффициента естественной дегазации по формуле (6.7). Значения всех составляющих формулы уже определены, поэтому производим расчет:

$$k'_{d \text{ пл}} = \frac{0,52 - 0,64 \cdot 0,65}{0,36} = 0,29.$$

Теперь по формуле (6.8) определяем необходимый коэффициент дегазации с учетом влияния естественной дегазации пласта, предварительно приняв коэффициент естественной дегазации $k_e = 0,15$:

$$k'_{d \text{ плс}} = \frac{0,29 - 0,15}{1 - 0,15} = 0,16.$$

Необходимый коэффициент дегазации пласта рассчитан, теперь из табл. 6.2 выбираем схему, для которой выполняется условие (6.9). Так как требуется небольшой коэффициент, предварительно выбираем схему с наименьшим коэффициентом – с восстающими параллельно-одиночными скважинами (схема № 1 в табл. 6.2). Для дальнейших расчетов выбираем величину коэффициента дегазации для этой схемы: $k_{д\text{пл}} = 0,25$.

Для проверки правильности решений о принятых схемах по формуле (6.10) определяем суммарное значение коэффициента дегазации:

$$K_{\text{дег}} = 0,36 \cdot (0,25 + (1 - 0,25) \cdot 0,15) + 0,64 \cdot 0,65 = 0,546 \approx 0,55.$$

Полученное значение превышает необходимое значение коэффициента дегазации $K'_д$. При этом коэффициент запаса составит:

$$K_з = \frac{0,55}{0,52} = 1,057 \approx 1,06.$$

Таким образом, схемы выбраны правильно. Принимаем их окончательно и приступаем к определению параметров.

3. Определение параметров выбранной схемы дегазации пласта

Выбранная схема дегазации пласта восстающими параллельно-одиночными скважинами на пологих пластах предусматривает бурение одного вида скважин – восстающих, параллельных очистному забою. Необходимо определить следующие параметры:

- длину восстающих скважин $l_в$;
- расстояние между скважинами $R_в$;
- число скважин $N_в$;
- суммарную длину скважин в выемочном столбе $L_{сд}$.

Длину скважин определяем исходя из длины лавы 220 м и регламентированной величины недобура ($l_н = 15$ м):

$$l_в = 220 - 15 = 205 \text{ м.}$$

Далее определяем расстояние между параллельно-одиночными скважинами по формуле (6.15), предварительно определив составляющие этой формулы.

Полезная длина скважины при длине герметизации $l_T = 8$ м составит:

$$l'_c = 205 - 8 = 197 \text{ м.}$$

Коэффициент, учитывающий мощность угольных пачек пласта, находится из выражения (6.19):

$$\beta_{\text{п}} = \frac{1}{16 + 12 \cdot 2,4} = 0,0223.$$

Начальное удельное метановыделение в скважину составит:

$$g_0 = 10,8 \cdot 0,0223 = 0,24 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{сут}).$$

Коэффициент, характеризующий темп снижения во времени газовыделения из пласта в скважины с учетом $V^{daf} > 25$ %, равен:

$$a = 0,042 - 0,00088 \cdot 23,2 = 0,0216 \text{ сут}^{-1}.$$

С учетом минимально допустимой продолжительности дегазации пласта восстающими скважинами $\tau = 180$ сут расстояние равно:

$$R_{\text{в}} = \frac{197 \cdot 2,4 \cdot \frac{0,24}{0,0216} \cdot \ln(0,0216 \cdot 180 + 1)}{220 \cdot 2,4 \cdot 1,36 \cdot 0,25 \cdot 4,4} = 10,6 \text{ м.}$$

Полученное значение округляем в меньшую сторону до целого и принимаем 10 м.

Число скважин:

$$N_{\text{в}} = \frac{1420}{10} = 142 \text{ шт.}$$

Суммарная длина скважин (6.28) составит:

$$L_{\text{сд}} = 205 \cdot 142 = 29110 \text{ м.}$$

4. Определение параметров выбранной схемы дегазации выработанного пространства

Для схемы дегазации выработанного пространства скважинами, пробуренными над целиком угля, определяем следующие параметры:

- длину скважин Z_c ;
- расстояние между скважинами P_c ;
- угол между скважинами, пробуренными над куполом обрушения и плоскостью пласта θ , град;
- число скважин в выемочном столбе U_c ;
- суммарную длину скважин $Y_{сд}$.

Длину скважины, пробуренной над куполом обрушения, определяем по формуле (6.30). Принимаем составляющие формулы согласно рекомендациям:

$$c_1 = 10 \text{ м}; b_1 = 20 \text{ м}; M = 8 + 5 = 13; \psi = 60^\circ.$$

Тогда получаем:

$$Z_c = \sqrt{13^2 + \left(\frac{13}{\text{tg}(60^\circ)} + 10 + 20 \right)^2} = 39,69 \approx 40 \text{ м.}$$

Расстояние между скважинами принимаем согласно рекомендациям $P_c = 35 \text{ м}$.

Угол θ составит:

$$\theta = \arcsin \frac{13}{40} = 19^\circ.$$

Число скважин на выемочный столб:

$$U_c = \frac{1420}{35} = 40,57 \approx 41 \text{ шт.}$$

Суммарная длина скважин составит:

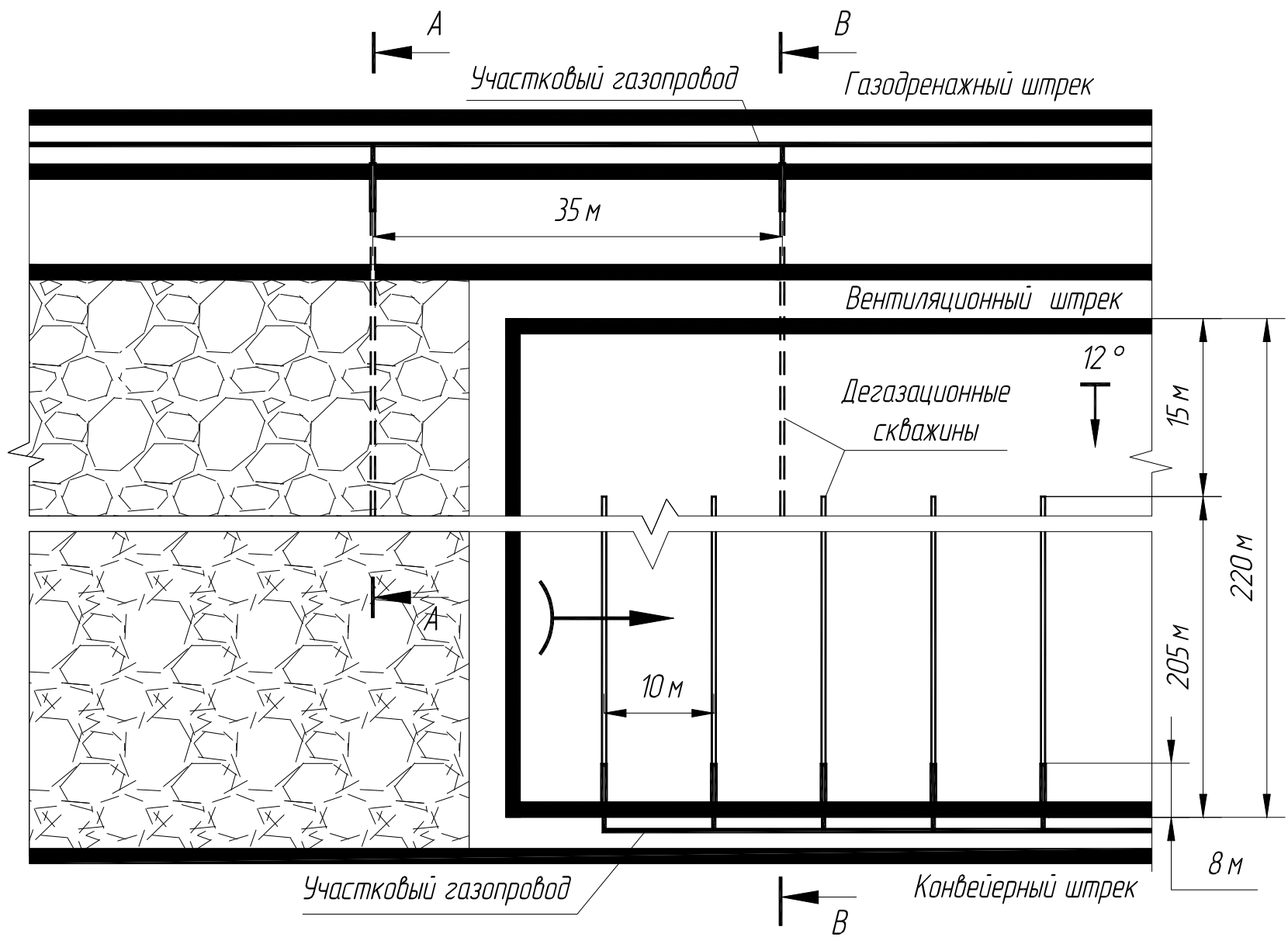
$$Y_{сд} = 41 \cdot 40 = 1640 \text{ м.}$$

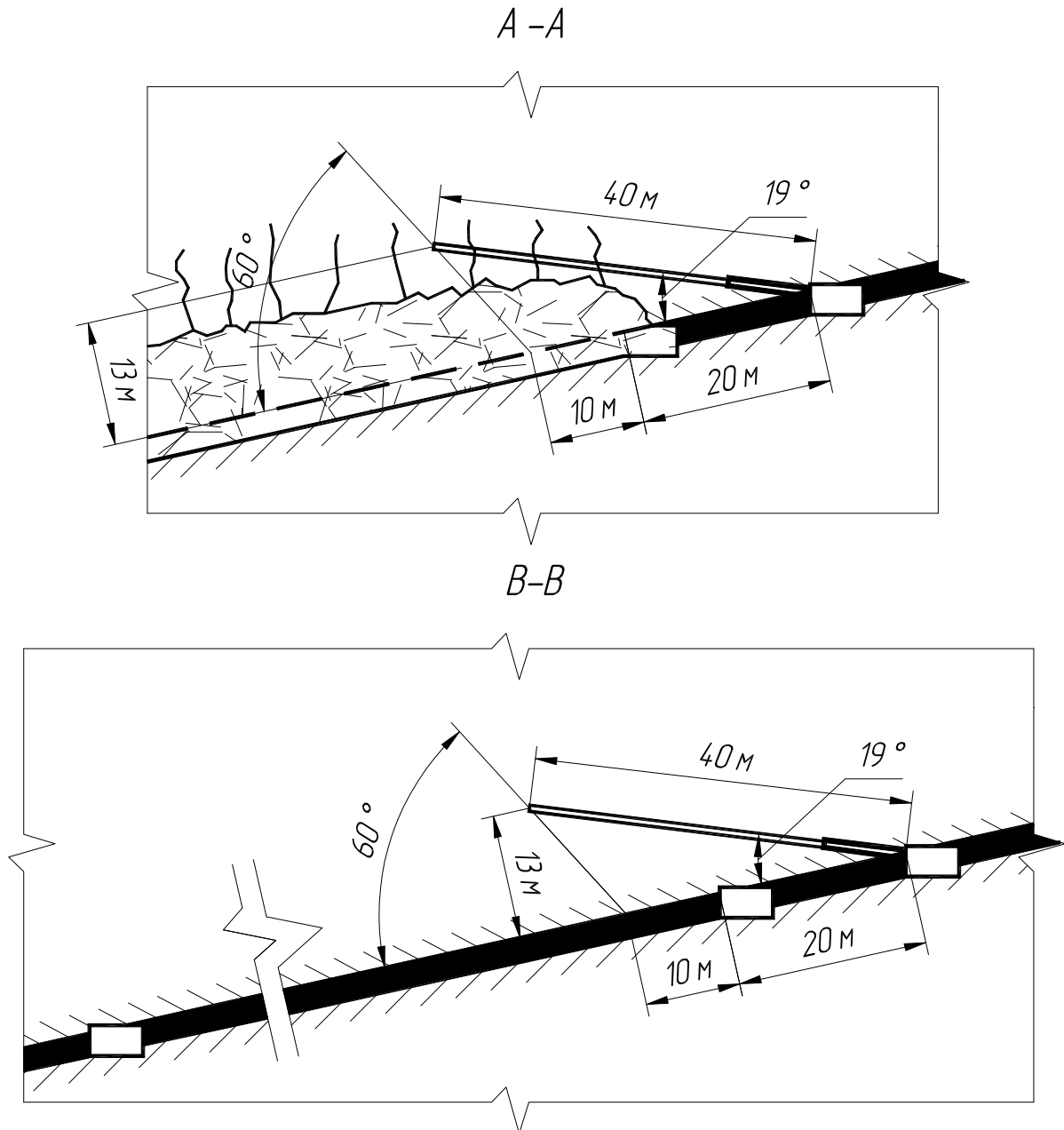
5. Изображение схемы дегазации выемочного участка и составление сводной таблицы параметров дегазации

Составляем сводную таблицу параметров дегазации. Выполняем масштабное изображение принятых схем дегазации. Показываем вид в плоскости пласта и два сечения по падению пласта (по завальной части и впереди очистного забоя).

Сводная таблица параметров дегазации

№ п/п	Наименование параметра	Ед. изм.	Значение
Общие параметры дегазации			
1	Метановыделение на выемочном участке I	м ³ /мин	7,2
2	Допустимое метановыделение в выработку I_b	м ³ /мин	5,12
3	Необходимое значение коэффициента дегазации K'_d	–	0,52
4	Доля пласта в газовом балансе $n_{пл}$	–	0,36
5	Доля выработанного пространства в газовом балансе $n_{вп}$	–	0,64
6	Принятый коэффициент дегазации отработанного пространства $k_{д вп}$	–	0,65
7	Принятый коэффициент дегазации пласта с учетом влияния естественной дегазации $k_{д пл}$	–	0,25
8	Суммарное значение коэффициента дегазации $K_{дег}$	–	0,55
9	Коэффициент запаса дегазации K_3	–	1,06
Параметры схемы дегазации пласта			
10	Длина восстающих параллельно-одиночных скважин l_b	м	205
11	Расстояние между параллельно-одиночными скважинами R_b	м	10
12	Число параллельно-одиночных скважин N_b	шт.	142
13	Суммарная длина скважин $L_{сд}$	м	29110
Параметры схемы дегазации выработанного пространства			
14	Длина скважин Z_c	м	40
15	Расстояние между скважинами P_c	м	35
16	Угол между скважинами, пробуренными над куполом обрушения и плоскостью пласта, θ	град	19
17	Число скважин в выемочном столбе U_c	шт.	41
18	Суммарная длина скважин $Y_{сд}$	м	1640





Примеры контрольных вопросов

1. Назовите условия, в которых необходима дегазация.
2. Как определяется необходимое значение коэффициента дегазации K'_d ?
3. Какие параметры схемы дегазации выработанного пространства определялись в работе?
4. Какая схема дегазации пласта применена в работе?
5. Какое суммарное значение коэффициента дегазации $K_{\text{дег}}$ обеспечивается согласно принятым вами схемам дегазации?

Таблица 6.4

Исходные данные к РГР № 6

№ варианта	$I_{пл},$ м ³ /мин	$I_{вп},$ м ³ /мин	$m,$ м	$l_{л},$ м	$H,$ м	$\alpha,$ град	$L_{ст},$ м	$V,$ м/с	f	$\gamma,$ т/м ³	$V^{daf},$ %	$\chi,$ м ³ /т.с.б.м.	$q_{пл},$ м ³ /т	$m_{нк},$ м	непосредственная кровля
1	1,7	2,1	1,8	200	314	11	1300	3,9	0,8	1,38	23	12,2	7,3	5,5	аргиллит
2	1,6	1,9	1,9	220	280	10	1290	3,9	0,9	1,39	24	13,7	8,2	4,4	алевролит
3	2,0	2,3	2,0	210	401	9	1680	3,9	0,9	1,37	26	13,2	7,9	6,7	песчаник
4	2,3	2,5	2,1	220	176	8	1310	3,9	1,0	1,36	27	12,7	7,6	3,5	алевролит
5	2,7	2,7	2,2	215	332	7	1320	4,0	1,0	1,33	28	14,2	8,5	4,8	аргиллит
6	2,2	2,3	2,3	225	297	6	1360	3,8	1,1	1,35	23	14,7	8,8	5,4	песчаник
7	2,1	2,0	2,4	200	169	5	1350	3,9	1,2	1,34	24	9,7	5,8	4,5	аргиллит
8	2,2	2,8	2,5	240	421	16	1340	3,8	1,2	1,38	26	13,7	8,2	6,6	алевролит
9	2,5	3,0	2,6	255	233	15	1330	4,0	0,8	1,39	27	13,2	7,9	3,8	песчаник
10	2,7	3,2	2,7	250	191	14	1770	3,9	0,9	1,37	28	12,7	7,6	5,2	алевролит
11	2,4	2,5	2,8	245	367	13	1380	3,9	0,9	1,36	23	14,2	8,5	4,7	аргиллит
12	2,2	2,3	2,9	240	314	12	1390	3,8	1,0	1,33	24	14,7	8,8	5,3	песчаник
13	3,4	3,5	3,0	200	280	19	1400	4,0	1,0	1,35	26	12,2	7,3	3,5	аргиллит
14	3,7	3,6	3,1	210	401	18	1430	3,9	1,1	1,34	27	10,2	6,1	4,8	алевролит
15	3,6	4,5	3,2	190	176	17	1720	3,9	1,1	1,38	28	13,2	7,9	5,4	песчаник
16	3,0	3,6	3,3	230	332	20	1410	3,8	1,2	1,39	23	12,7	7,6	4,5	алевролит
17	2,9	3,2	3,4	220	297	21	1440	4,0	0,8	1,37	24	11,3	6,7	6,6	аргиллит
18	3,4	3,8	3,5	230	169	25	1550	3,9	0,9	1,36	26	14,7	8,8	3,8	песчаник
19	3,9	4,0	3,6	210	421	24	1460	3,9	0,9	1,33	27	12,2	7,3	5,2	аргиллит
20	4,2	4,3	3,7	190	233	23	1500	3,8	1,0	1,35	28	13,7	8,2	4,7	алевролит
21	3,5	3,4	3,8	240	191	22	1490	4,0	1,2	1,34	23	13,2	7,9	5,3	песчаник
22	2,4	2,5	2,8	200	280	19	1400	4,0	1,0	1,35	28	13,7	8,2	4,7	алевролит

РГР № 7. ПРОФИЛАКТИКА ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ

Цель работы: приобретение навыков в проектировании профилактических мероприятий для предотвращения эндогенных пожаров при отработке выемочного столба механизированным комплексом.

Теоретические положения

Отработка пластов самовозгорающегося угля сопряжена с опасностью возникновения эндогенных пожаров. Пожар – крайне опасное явление, которое влечет за собой немедленную остановку горных работ, изоляцию опасного участка и выполнение комплекса мероприятий по тушению пожара. Характерное место возникновения пожара – выработанное пространство. Это обуславливает значительные трудности при его ликвидации.

Вопросы, связанные с отработкой пожароопасных пластов (профилактика, обнаружения, ликвидация), регламентируются рядом специальных нормативных документов. Данная работа посвящена профилактике пожаров и основана на требованиях документов [12], [13], [14].

Все пласты по склонности к самовозгоранию разделены на три категории: не склонные, склонные и весьма склонные. Большинство мощных пластов являются склонными и весьма склонными к самовозгоранию. Возникновение пожара обусловлено совокупным взаимодействием многих факторов. Основными из них являются: склонность угля к самовозгоранию, величина и характер концентрированных скоплений угля в выработанном пространстве, величина и продолжительность притока воздуха и содержание в нем кислорода, тепло- и массообмен между угольным скоплением и фильтрующимся через него воздухом. Исключая или изменяя один из них, можно затормозить процесс самовозгорания угля, что и предусматривается противопожарной профилактикой. Профилактика включает в себя технологические решения по применению схем отработки выемочных полей, сни-

жающих вероятность возникновения пожара, и непосредственно мероприятия по снижению самонагревания угля.

Технологическая схема ведения очистных работ должна предусматривать следующие моменты [13]. Пологие пласты мощностью до 4,5 м, как правило, отрабатываются длинными столбами по простиранию, механизированными комплексами без разделения на слои с оставлением межлавных целиков не менее 20 м. Уклонные поля отрабатывают, как правило, в восходящем порядке. Отработка выемочных столбов по бесцеликовой схеме допускается для шахтопластов, отнесенных к категории склонных к самовозгоранию. В случае отработки столбов по простиранию в нисходящем порядке по бесцеликовой схеме необходимо предусматривать через два столба оставление барьерных столбов с последующей их отработкой. Скорость подвигания очистных забоев на пластах, отнесенных к категории склонных к самовозгоранию, должна быть не менее 60 м/мес, а на весьма склонных к самовозгоранию – не менее 90 м/мес.

Изначально должна рассматриваться возможность применения возвратноточной схемы проветривания выемочного участка. При этом необходимо выполнять проверку опасности образования местных скоплений метана на сопряжении лавы с вентиляционной выработкой (k_0) согласно руководству [12]. На выемочных столбах при величине $k_0 < 1$ возможность применения возвратноточной схемы подтверждается. При величине $k_0 \geq 1$ и невозможности устранения опасных скоплений метана средствами дегазации допускается применять схему проветривания с управляемым изолированным отводом метана из выработанного пространства за счет общешахтной депрессии или с помощью газоотсасывающих вентиляторов (прямоточное или комбинированное проветривание). При этом использование поверхностных газоотсасывающих вентиляторов для отвода метана из-за перемычек, изолирующих неподдерживаемые выработки действующих и ранее отработанных выемочных столбов, и по скважинам, пробуренным в выработанное пространство с поверхности, не допускается.

Следует отметить, что комбинированные и прямоточные схемы проветривания являются потенциально пожароопасными вследствие значительного выноса угольной пыли в выработанное пространство. Поэтому необходима оценка таких схем по факто-

ру эндогенной пожароопасности даже на пластах, не склонных к самовозгоранию. Оценка производится по отношению времени перемещения проветриваемой зоны выработанного пространства ($t_{\text{пер}}$, сут) к продолжительности инкубационного периода самовозгорания угля ($t_{\text{инк}}$, сут). Если отношение менее 0,5, схема не является пожароопасной. При отношении от 0,5 до 1 схема малоопасная. При отношении $t_{\text{пер}}/t_{\text{инк}} \geq 1$ схема является пожароопасной, вследствие чего подготовку выемочных столбов надо осуществлять спаренными выработками (с межлавыми целиками) с отводом исходящей струи на сбойку, отстающую от очистного забоя на пожаробезопасное расстояние:

$$H = v t_{\text{инк}}, \quad (7.1)$$

где H – максимально допустимое расстояние до отстающей от очистного забоя сбойки, м; v – скорость подвигания очистного забоя, м/сут; $t_{\text{инк}}$ – инкубационного периода самовозгорания угля, сут.

Графические пояснения к формуле (7.1) представлены на рис. 7.5. Методика определения значений k_0 и $t_{\text{пер}}$ изучается в рамках дисциплины "Аэрология горных предприятий". В данной работе во всех вариантах с прямоточным проветриванием схема считается пожароопасной ($t_{\text{пер}}/t_{\text{инк}} \geq 1$), соответственно необходимо определить пожаробезопасное расстояние по формуле (7.1). Основные моменты выбора технологической схемы отработки выемочного столба с учетом пожароопасности, описанные выше, а также выбор соответствующих профилактических мероприятий могут быть представлены в виде алгоритма, изображенного на рис. 7.1 и 7.2.

Описанные выше технологические аспекты частично снижают пожароопасность, но не ликвидируют ее основные источники – концентрированные скопления угля и угольной пыли в выработанном пространстве. Подробнее об источниках пожароопасности говорится в 1 разделе работы. Профилактические мероприятия, выполняемые при отработке выемочного столба, направлены на снижение сорбционной способности угля к кислороду воздуха. Это достигается применением специальных веществ – антипирогенов, которые тормозят процесс самовозгорания угля. Считается, что процесс окисления (а значит самонагревания) угля невозможно полностью остановить в шахтных условиях. Его можно только

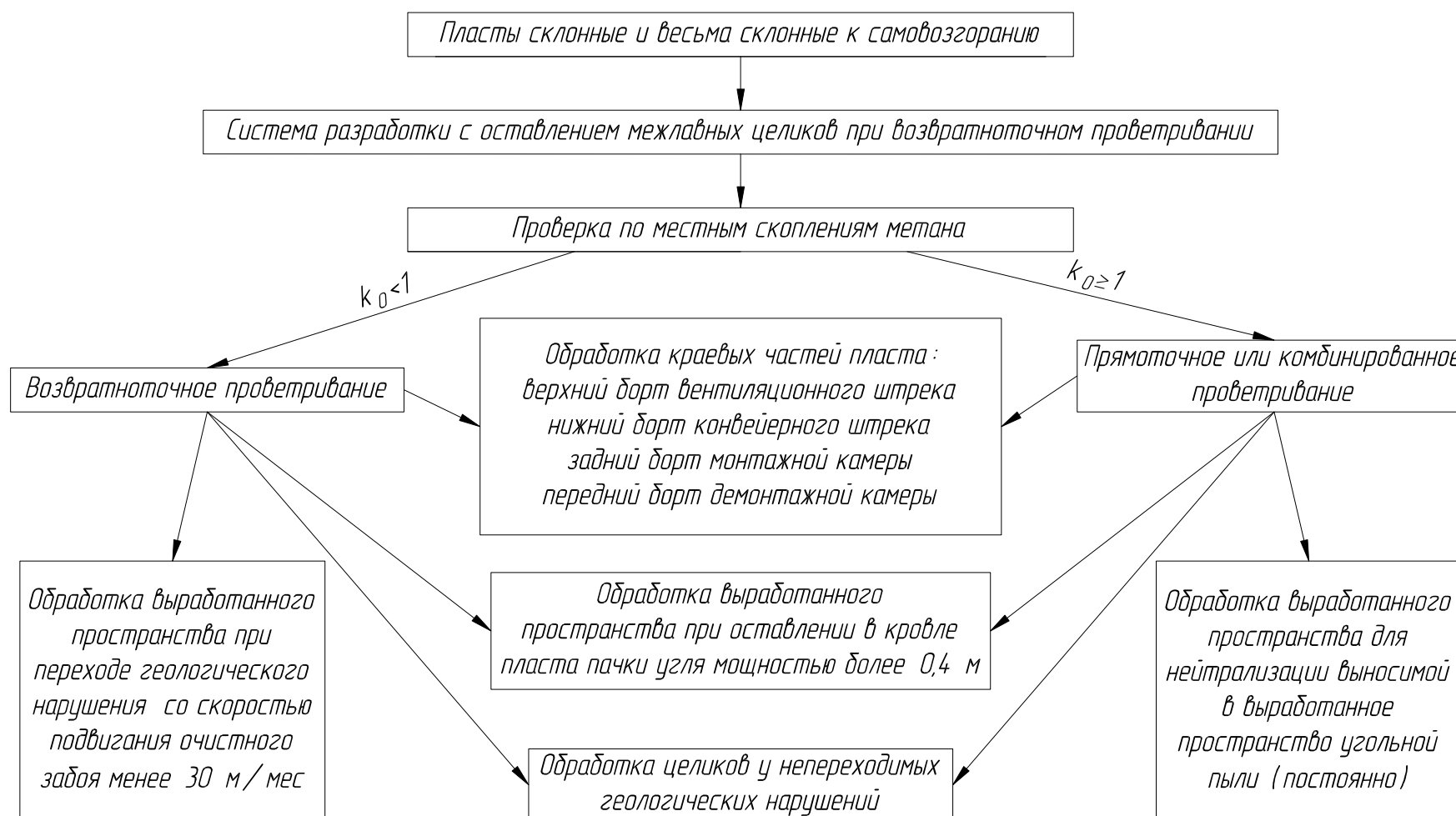


Рис. 7.1. Алгоритм выбора профилактических мероприятий по предотвращению самовозгорания угля на пластах склонных и весьма склонных к самовозгоранию

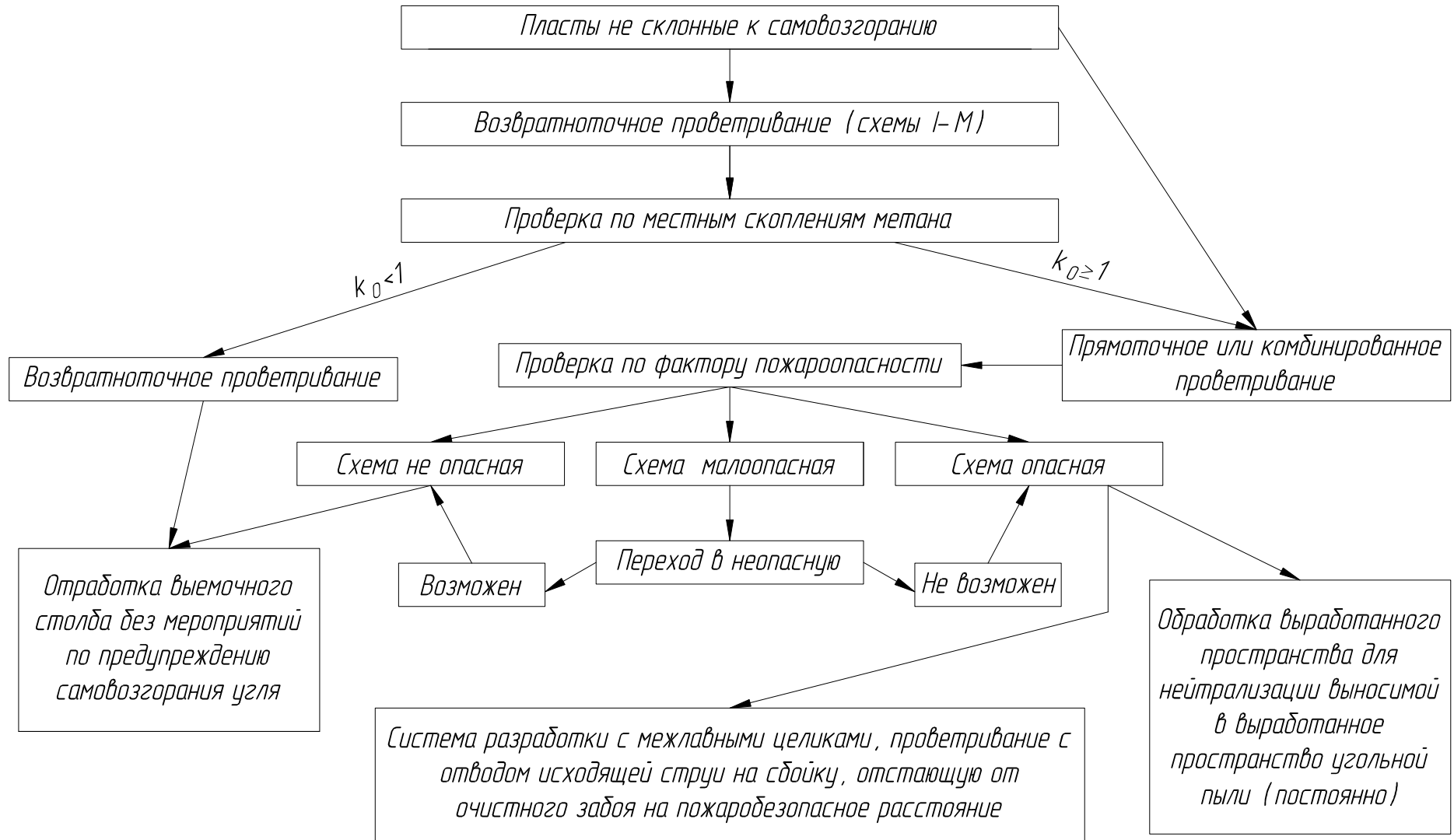


Рис. 7.2. Алгоритм проверки по фактору эндогенной пожароопасности пластов не склонных к самовозгоранию

замедлить. Безопасной считается ситуация, когда тепло экзотермической реакции при окислении угля рассеивается в окружающую среду и температура скопления угля не отличается от естественной для конкретной глубины. В процессе самонагрева угля до его возгорания наблюдаются три стадии:

- разогревание;
- выпаривание влаги;
- интенсивное окисление.

Первые две стадии являются инкубационным периодом, продолжительность которого составляет 60–80 % времени, необходимого для развития процесса окисления от естественной температуры угля до его возгорания.

Самовозгорание угля – это физико-химический процесс, приводящий к возгоранию скопления угля вследствие того, что выделение тепла превышает теплоотдачу в окружающую среду.

По принципу действия антипирогены подразделяются на вещества, оказывающие механическое, химическое и химико-механическое действие на уголь.

К антипирогенам, оказывающим механическое действие, относятся вещества, образующие на поверхности угля защитные пленки: тальк, инертная пыль, мел, молотый известняк, жидкое стекло, каучук, латекс, полиакриламид, высыхающие масла, смола и др. Защитное действие пленкообразующих антипирогенов зависит от стадии развития процесса самовозгорания угля.

К антипирогенам, оказывающим химическое действие, относятся:

- вещества, вступающие в реакцию с углем в адсорбционном слое (перекись водорода, марганцевокислый калий, хромовокислый калий и др.);
- вещества, разлагающиеся при низких температурах с выделением газообразных продуктов (бикарбонат натрия, углекислый аммоний, щавелевокислый аммоний, мочевины, тиомочевина и др.);
- вещества, разлагающиеся при повышенных и высоких температурах с выделением новых продуктов (хлористый аммоний, хлористый кальций, хлористый натрий, углекислый аммоний и др.).

При разложении карбонатные соединения выделяют углекислый газ и аммиак, которые тормозят реакцию окисления за счет

снижения содержания кислорода в рудничном воздухе и уменьшения сорбирующей способности угля. Кроме того, они вступают в реакцию с углем и уменьшают число активных функциональных групп, что приводит к торможению процесса окисления.

Ингибирующее действие хлоридов основано: при низких температурах на снижении скорости влагоотдачи, а при повышенных – на их разложении с выделением соляной кислоты.

К антипирогенам, оказывающим химико-механическое действие на уголь, относятся: водная суспензия гашеной извести, инертная пыль, поверхностно-активные вещества и др. Механизм действия их основан на снижении активности и величины сорбирующей поверхности за счет образования защитных предохранительных пленок.

Ход работы

В работе рассматриваются комплексные меры по профилактике эндогенных пожаров при отработке пласта системой разработки длинными столбами по простиранию при возвратноточном и прямоточном проветривании выемочного участка. Работа включает себя следующие этапы.

1. Выявление потенциальных источников пожароопасности.
2. Определение параметров обработки водными растворами антипирогенов краевых частей пластов угля и целиков.
3. Обработка выработанного пространства.
4. Составление паспорта профилактических мероприятий.

1. Выявление потенциальных источников пожароопасности

В начале работы отмечалось, какие условия ведения очистных работ являются потенциально пожароопасными. Рассмотрим подробнее основные участки пласта и технологические ситуации, являющиеся пожароопасными. Для удобства дальнейшего представления материала введем обозначения по индексам (по аналогии с РГР № 3) и представим потенциальные источники пожароопасности на нескольких отдельных рисунках.

Наиболее "универсальными" источниками пожароопасности на всех пластах, склонных и весьма склонных к самовозгоранию, являются краевые части пласта (целики). Эти участки подвержены непосредственному контакту с кислородом воздуха на протя-

жении значительного времени. Кроме того, они имеют повышенную трещиноватость вследствие действия опорного давления. Под действием депрессии в краевой части целика возникает фильтрация (движение воздуха). Это способствует проникновению воздуха (а значит кислорода) вглубь по системе трещин и вызывает самонагревание внутри целика. Таким образом, все краевые части целиков, оставляемые в выемочном поле, должны подвергаться обработке. При рассматриваемых в данной работе вариантах это (рис. 7.3):

- задний борт монтажной камеры (Ц.1);
- верхний борт нижележащего целика (нижний борт конвейерного штрека, Ц.2);
- нижний борт вышележащего целика (верхний борт вентиляционного штрека, Ц.3);
- передний борт демонтажной камеры (Ц.4).

Другим опасным фактором являются условия разработки, когда в пределах выемочного столба имеются разрывные геологические нарушения (рис. 7.3). Согласно инструкции [13] опасными считаются нарушения с амплитудой более 0,5 м. При переходе нарушений со скорости подвигания забоя менее 30 м/мес необходимо выполнять мероприятия по нейтрализации еще одного источника пожароопасности – концентрированных потерь угля (П.1). Скорость подвигания очистных забоев при переходе нарушений снижается. Попавший в выработанное пространство уголь будет длительное время находиться под воздействием утечек воздуха, проходящих за очистной крепью. Это может привести к самовозгоранию попавшего в завал угля.

Встречаются разрывные нарушения, непреходимые комплексами. Возле них оставляются целики угля (рис. 7.3), которые тоже являются источниками пожароопасности (Ц.5).

Следующая группа источников пожароопасности обусловлена мощностью и строением пласта. К ней можно отнести (рис. 7.4):

- нерабочие пласты и пропластки в непосредственной кровле разрабатываемых пластов, обрушающиеся в выработанное пространство (А.1);
- потери угля в кровле штреков при отработке мощных пластов, когда мощность пласта значительно превышает высоту штрека или в кровле есть пропластки (А.2);

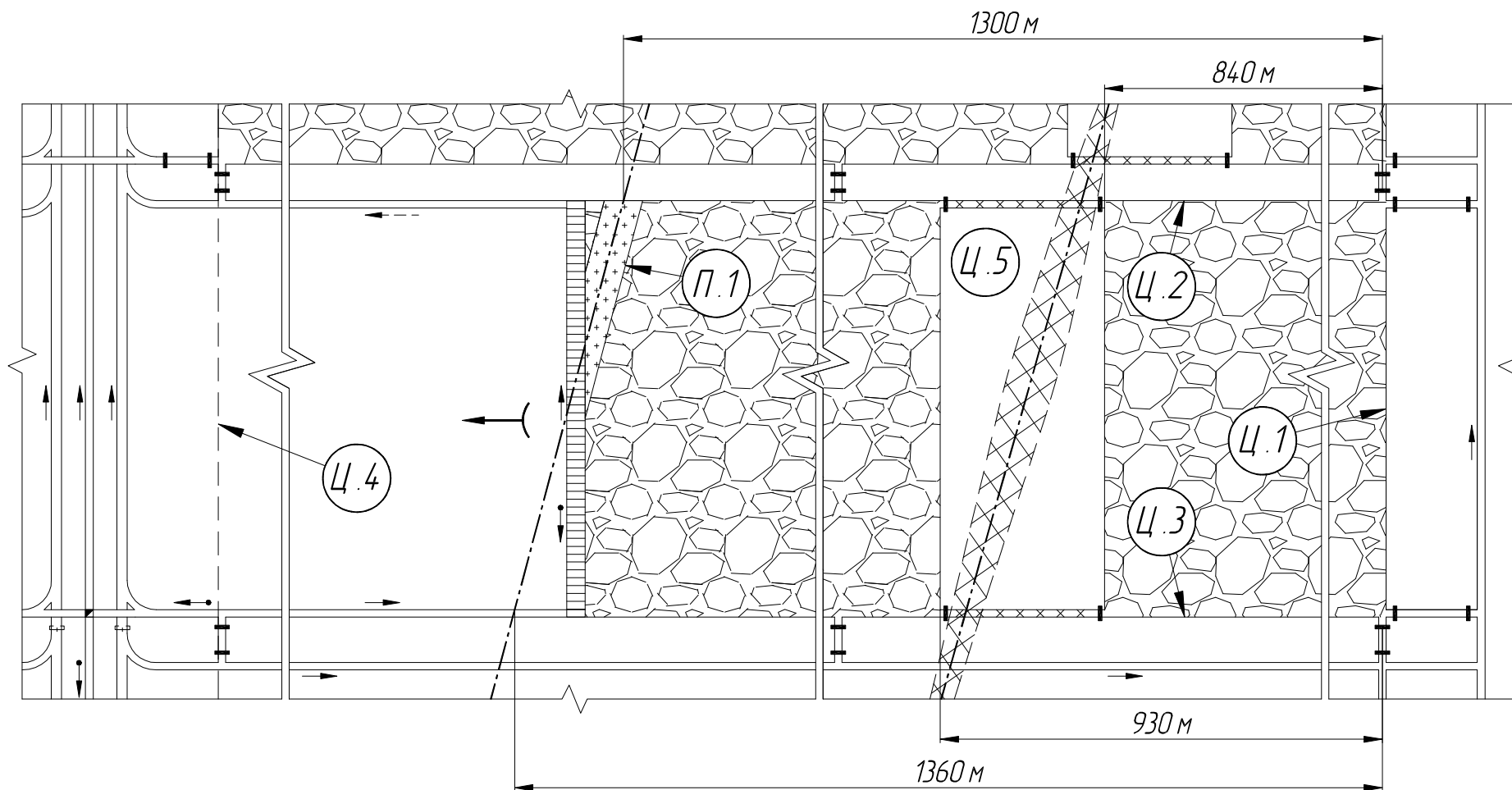


Рис. 7.3. Пример схемы источников пожароопасности в выемочном столбе при восходящем возвратном проветривании (в-вт). Источники А.1 и А.2 условно не показаны (представлены на отдельном рисунке)

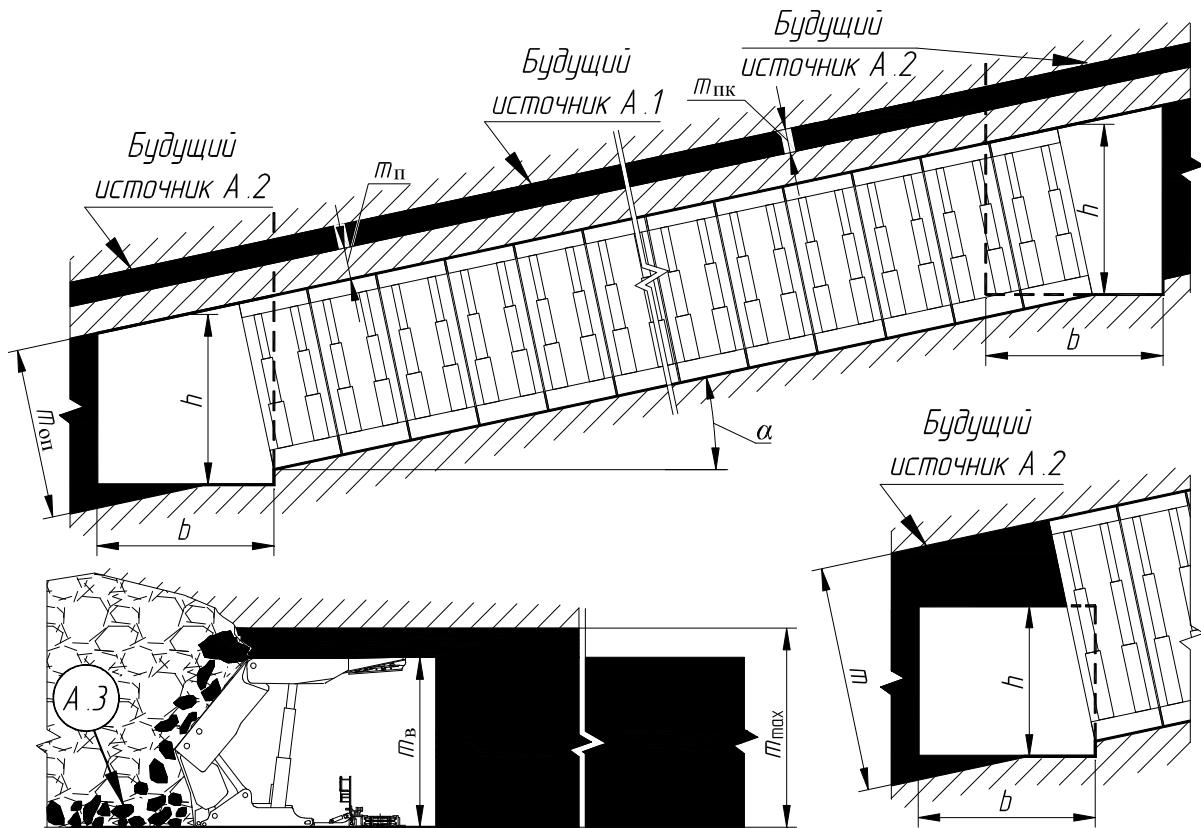


Рис. 7.4. Источники пожароопасности А.1-А.3

– увеличение мощности пласта в пределах выемочного столба, а именно имеются участки с мощностью m_{\max} , которые невозможно полностью вынимать очистным комплексом (А.3).

Пожароопасными считаются пачки мощностью более 0,4 м [13, 14, 19]. Строго говоря, на пожароопасных пластах необходимо реализовывать такие технологические схемы отработки, чтобы исключить образование источников пожароопасности, обусловленных мощностью и строением пласта. Это особенно важно при прямоточном и комбинированном проветривании выемочного участка. Однако на практике это не всегда возможно, например, по причине наличия на шахте очистного оборудования, не позволяющего исключить оставление пожароопасной пачки. Другой пример – технологии, изначально предполагающие оставление массовых потерь в выработанном пространстве (подкровельная или межслоевая пачка угля). Поэтому нормативные документы в некоторых случаях допускают наличие таких источников пожароопасности, но только в случае их нейтрализации с помощью специальных мероприятий [19]. При этом проектная документация должна быть

согласована (или разработана) специализированными организациями.

При слоевых системах разработки и технологии с выпуском подкровельной пачки кроме указанных выше источников пожароопасности выделяют еще несколько. При этом риск возникновения эндогенного пожара значительно увеличивается. Подробнее эти вопросы рассматриваются при изучении дисциплины "Разработка мощных угольных пластов".

Отдельно следует отметить еще один источник пожароопасности – угольную пыль (*П.2*). Согласно инструкции [13] профилактические мероприятия по нейтрализации угольной пыли необходимо выполнять даже на пластах не склонных к самовозгоранию, обрабатываемых с выносом угольной пыли в выработанное пространство при реализации комбинированных и прямых схем проветривания выемочных участков (рис. 7.5).

В данном разделе необходимо отметить потенциальные источники пожароопасности на схеме выемочного столба (рис. 7.3 и 7.5) и поместить их в сводную таблицу (табл. 7.1 и 7.2), руководствуясь при этом принципами, представленными в этом примере. Также, по мере необходимости, следует делать пояснения и дополнительные рисунки помимо схемы выемочного столба (рис. 7.3).

В данной работе наличие источников пожароопасности напрямую или косвенно отражено в задании. Расположение геологических нарушений по длине столба указано от монтажной камеры (интервал). Такой же подход применен к обозначению нерабочей пачки в кровле. Во всех вариантах скорость подвигания очистного забоя при переходе нарушения принимается менее 30 м/мес, т. е. требуется обработка выработанного пространства (источник *П.1*).

Необходимо запомнить все потенциальные источники пожароопасности, независимо от варианта. Грамотный горный инженер должен их знать и обладать навыками их выявления на стадии проектирования очистных работ. Это позволит заранее откорректировать технологические параметры отработки (например, увеличить скорость отработки путем уменьшения длины лавы) и спланировать мероприятия по снижению интенсивности самонагревания угля.

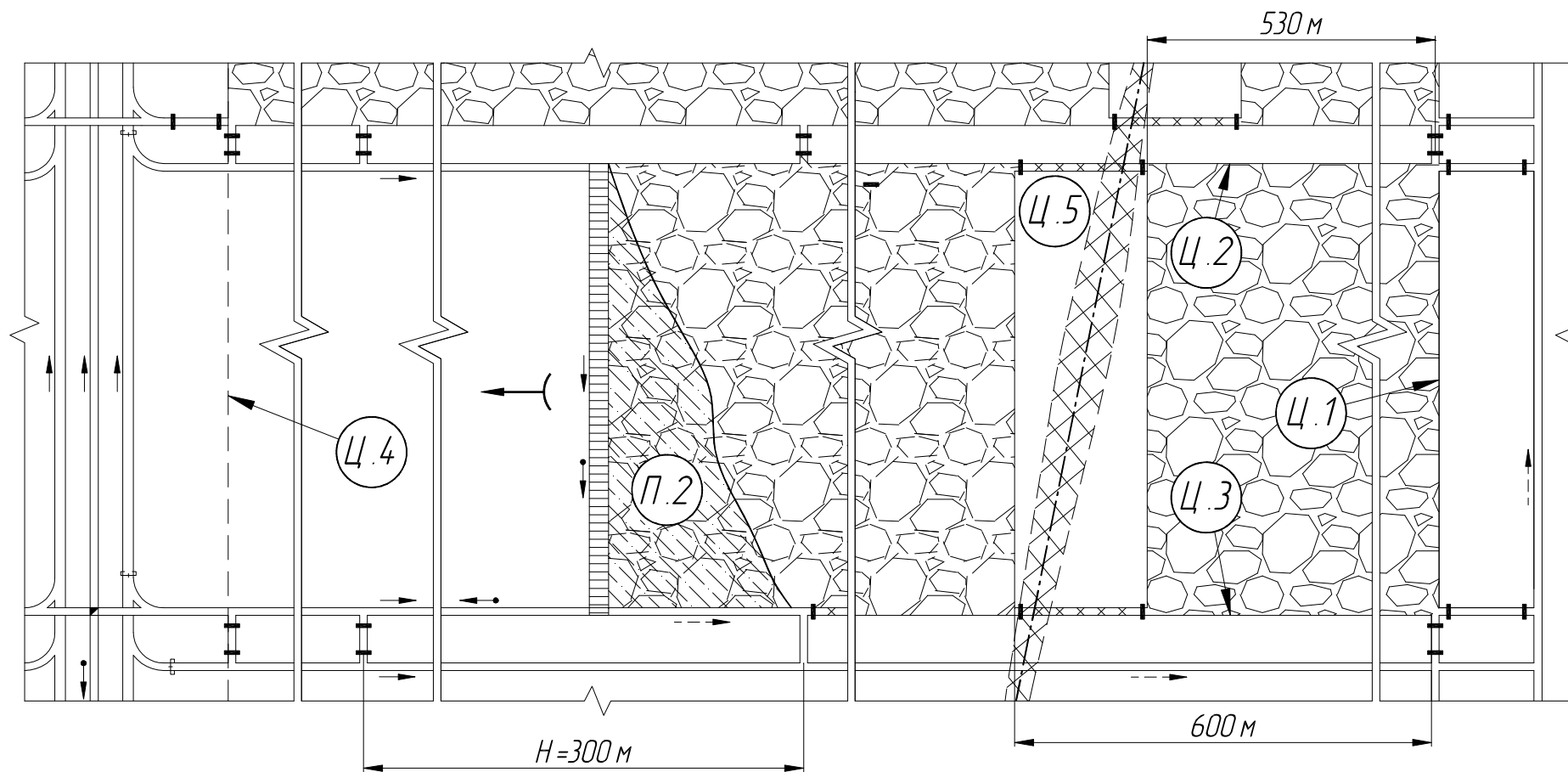


Рис. 7.5. Пример схемы источников пожароопасности в выемочном столбе при нисходящем прямоточном проветривании (н-пт)

Таблица 7.1

Сводная таблица источников пожароопасности (к рис. 7.3 и 7.4)

Тип		Индексы
Краевые части пласта	задний борт монтажной камеры	Ц.1
	нижний борт конвейерного штрека	Ц.2
	верхний борт вентиляционного штрека	Ц.3
	передний борт демонтажной камеры	Ц.4
Целик в выработанном пространстве (перемонтаж комплекса из-за непереходимого нарушения, 840–930 м от монтажной камеры)		Ц.5
Концентрированные потери угля (низкая скорость подвигания при переходе нарушения, 1300–1360 от монтажной камеры)		П.1
Верхняя пачка угля нерабочей мощности (120–840 м от монтажной камеры)		А.1
Пачка в кровле выемочных штреков		А.2

Таблица 7.2

Сводная таблица источников пожароопасности (к рис. 7.5)

Тип		Индексы
Краевые части пласта	задний борт монтажной камеры	Ц.1
	нижний борт конвейерного штрека	Ц.2
	верхний борт вентиляционного штрека	Ц.3
	передний борт демонтажной камеры	Ц.4
Целик в выработанном пространстве (перемонтаж комплекса из-за непереходимого нарушения, 530–600 м от монтажной камеры)		Ц.5

2. Определение параметров обработки водными растворами антипирогенов краевых частей пластов угля и целиков

Раздел основан на рекомендациях руководства [12]. Основными параметрами, определяемыми в данной работе, являются:

- длина шпуров (скважин) $l_{\text{шп}} (l_{\text{скв}})$, м;
- расстояние между шпурами (скважинами) $R_{\text{шп}} (R_{\text{скв}})$, м;
- число шпуров (скважин) $n_{\text{шп}} (n_{\text{скв}})$;
- количество сухого антипирогена, $Q_{\text{ан}}$, л;
- продолжительность нагнетания водного раствора антипирогена в шпур t , мин.

Диаметр шпуров, как правило, принимается 42 мм. Длина всех шпуров будет определяться исходя из зоны повышенной

трещиноватости, которая принимается равной расстоянию до максимума опорного давления. В данной работе для значений расстояний до максимума введены следующие обозначения:

- задний борт монтажной камеры и передний борт демон-
тажной камеры x_k , м;
- нижний борт конвейерного штрека, $x_{кш}$;
- верхний борт вентиляционного штрека $x_{вш}$.

Расчет этих расстояний не является задачей этой работы, так как рассматривался ранее в РГР № 3. В данной работе эти значения указаны в исходных данных. Вообще, если потребуется выполнить расчет этих расстояний, в качестве ширины a_i в формулу (3.2) следует подставлять ширину выработанного пространства. При этом расчетной схемой будет схема, представленная на рис. 3.3 а.

Расстояние между шпурами принимается таким, чтобы радиусы увлажнения двух соседних шпуров перекрывали друг друга не менее чем на 10 % длины:

$$R_{шп} \leq 2r_y \cdot \cos 30, \quad (7.2)$$

где $R_{шп}$ – расстояние между шпурами, м; r_y – радиус увлажнения, м.

Радиус увлажнения r_y составляет 1,5÷2,0 м. Чем больше длина шпура, тем меньше радиус увлажнения. Глубина герметизации шпуров должна быть не менее радиуса увлажнения.

Схема расположения шпуров (рис. 7.6) может быть одно-
рядная (при высоте обрабатываемых краевых частей h_y менее $2r_y$) или двухрядная в шахматном порядке (при $h_y \geq 2r_y$). Число шпуров (скважин) для обработки конкретного участка определяется исходя из длины обрабатываемой поверхности и расстояния между шпурами:

$$n_i = \frac{n_p L_{об}}{R_i}, \quad (7.3)$$

где n_i – число шпуров или скважин ($n_{шпi}$ или $n_{скви}$); n_p – число рядов шпуров; $L_{об}$ – общая длина обрабатываемой поверхности, м (принимается равной длине столба, длине лавы или ширине целика); R_i – расстояние между шпурами или скважинами ($R_{шп}$ или $R_{скв}$), м.

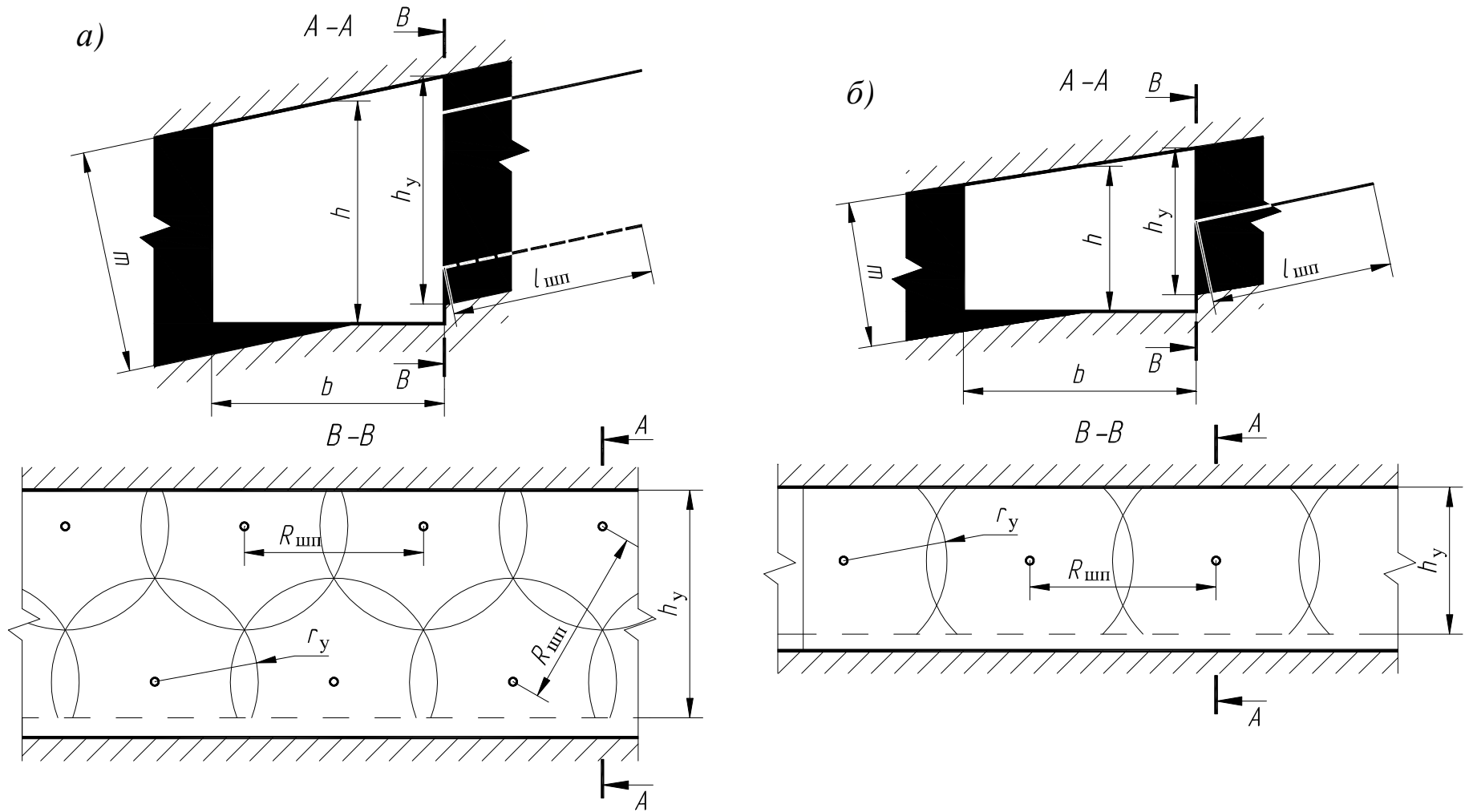


Рис. 7.6. Схемы расположения шпуров обработки целиков угля водными растворами антипирогенов:
 а – двухрядная в шахматном порядке; б – однорядная

Количество антипирогена определяется из выражения

$$M_{\text{ан}} = q_{\text{уд}} V_{\text{уг}} c, \quad (7.4)$$

где $M_{\text{ан}}$ – количество антипирогена для обработки выемочного участка, л; $q_{\text{уд}}$ – удельный расход водного раствора антипирогена на 1 м³ угля, л/м³ (принимается 20); $V_{\text{уг}}$ – объем угля, подлежащего обработке, м³; c – концентрация антипирогена, доли единицы (принимается согласно данным табл. 7.3).

Объем угля, подлежащий обработке, равен:

$$V_{\text{уг}} = L_{\text{об}} h_{\text{y}} l_i, \quad (7.5)$$

где $L_{\text{об}}$ – общая длина обрабатываемой поверхности, м; h_{y} – высота обнаженного участка (высота обрабатываемого борта выработки), м; l_i – длина шпуров или скважин ($l_{\text{шп}}$ или $l_{\text{скв}}$).

Таблица 7.3

Эффективная концентрация антипирогенов в водном растворе

Наименование веществ	Эффективная концентрация в водном растворе c , %
Поверхностно-активные вещества (ПАВ)	1÷5
Мочевина	2÷5
Диаммоний фосфат	3÷5
Сернокислый алюминий	
Углекислый аммоний	5÷8
Известковое молоко	5÷10
Инертная пыль	10÷20
Хлористый кальций	
Тальковый сланец	
Доменный шлак (размол)	
Мартеновский шлак (размол)	

Время нагнетания раствора антипирогенов в шпур (скважину) определяется по формуле

$$t = \frac{q_{\text{уд}} V_{\text{уг}}}{q_{\text{наг}} n_i}, \quad (7.6)$$

где t – продолжительность нагнетания водного раствора антипирогена в шпур, мин; $q_{уд}$ – удельный расход водного раствора антипирогена на 1 м^3 угля, л/м³; $V_{уг}$ – объем угля, подлежащего обработке, м³; $q_{наг}$ – темп нагнетания, л/мин; c – концентрация антипирогена, доля единицы; n_i – число шпуров или скважин ($n_{шп}$ или $n_{скв}$).

Общее время нагнетания, необходимое для обработки целика (массива) угля, является суммой затраченного времени на обработку всех шпуров с учетом возможности одновременной закачки в несколько шпуров. Для повышения эффективности действия антипирогена необходимо произвести повторную обработку угля через 5÷10 дней.

Целики угля, оставляемые в зонах разрывных нарушений, непреходимых очистными комплексами, предварительно обрабатываются через скважины диаметром 40÷112 мм. Скважины бурятся в середине пласта по мощности, на расстоянии друг от друга $R_{скв} = 5÷10$ м (рис. 7.7). Длина скважины $l_{скв}$ принимается на 15 м меньше длины лавы. Устье скважины герметизируется на глубину $l_r = 4÷5$ м.

Представленная методика определения параметров при обработке краевых частей несколько упрощена. Некоторые составляющие полного расчета по руководству [12] определяются путем опытной закачки антипирогена в один-два шпура. Поэтому в рамках данной работы определяются параметры, не требующие натурного исследования, но в то же время достаточные для проектирования схемы обработки.

3. Обработка выработанного пространства

Вначале рекомендуется принципиально выбрать способ обработки: водными аэрозолями антипирогенов или подачей азота.

Подачу азота рекомендуется применять для источников опасности в виде массовой концентрации угля на протяжении всего (или большей части) отрабатываемого столба. В контексте данной работы это обрушаемые в выработанное пространство пропластки мощностью более 0,4, а также потери угля в кровле над выемочными штреками (рис. 7.4).

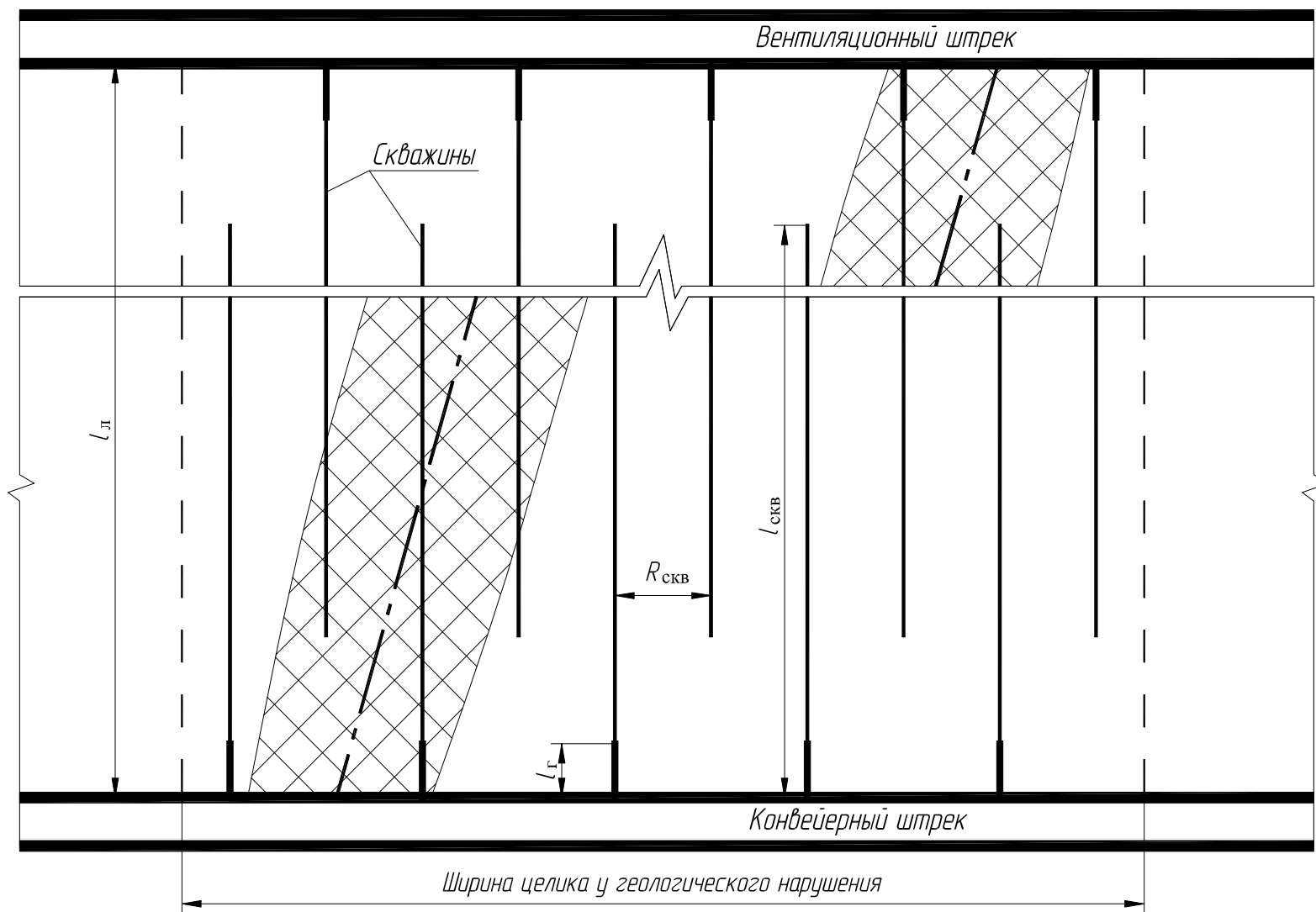


Рис. 7.7. Схема профилактической обработки целиков угля в местах геологических нарушений, непреходимых очистными комплексами

Для остальных источников опасности можно применять обработку водными растворами антипирогена. Далее для выбранного способа принимается оборудование и конкретные параметры.

Параметры обработки аэрозолями антипирогенов

В процессе движения аэрозоля частицы раствора антипирогена оседают и смачивают уголь в выработанном пространстве, что снижает его способность к окислению. Кроме того, повышение влажности угля способствует увеличению продолжительности стадии выпаривания влаги и предупреждению аккумуляции тепла.

Согласно требованиям инструкции [13] для дезактивации скоплений угольной пыли в выработанном пространстве при реализации прямоточной и комбинированной схем проветривания необходимо использовать жидкие антипирогены. Их подача производится в потоке утечек воздуха в выработанное пространство в виде аэрозолей на уровне вентиляционного и конвейерного штреков. Для обработки концентрированных потерь угля при переходе геологического нарушения при возвратноточном проветривании подача производится с конвейерного штрека [14].

Следует отметить, что большинство параметров обработки выработанного пространства аэрозолями в руководстве [14] представлено в виде конкретных рекомендаций (табл. 7.4), которые и будут использованы в данной работе. Для обработки выработанного пространства при прямоточном и комбинированном проветривании рекомендуется применение туманообразователей [19]. Принципиальные схемы обработки при возвратноточном и прямоточном проветривании представлены в примерах.

Важным параметром также является время обработки выработанного пространства в течение смены. Для его определения проводят воздушно-депресссионную съемку в пределах выемочного поля для определения объема и направления утечек воздуха. При этом измеряют разницу влагосодержания воздуха в поступающей в очистной забой и исходящей из него воздушных струях. На основе этих данных можно определить время. Чем больше вынос влаги, тем больше нужно ее восстанавливать с помощью аэрозолей. Места замера влаги также отмечены на принципиальных схемах, представленных в примерах.

Таблица 7.4

**Оптимальные параметры профилактической обработки
выработанного пространства аэрозолями антипирогенов**

Расход распыляемого водного раствора антипирогена при использовании в качестве генератора аэрозолей, м ³ /с (л/мин)	туманообразователя ТК-1	3,8·10 ⁻⁴ (23)
	пылеподавателя ПГР-60	3,4·10 ⁻⁴ (20)
	кольцевого оросителя ОКВ-7	5,2·10 ⁻⁴ (16)
Рабочее давление жидкости при использовании в качестве генератора аэрозолей, МПа (кгс/см ²)	туманообразователя ТК-1	0,5 (5)
	пылеподавателя ПГР-60	3,0 (30)
	кольцевого оросителя ОКВ-7	2,0 (20)
Расход сжатого воздуха при работе туманообразователя ТК-1, м ³ /с (м ³ /мин)		2,1 · 10 ⁻² (1,2)
Рабочее давление сжатого воздуха при работе туманообразователя ТК-1, МПа (кгс/см ²)		0,5 (5)
Среднемассовый размер аэрозольных частиц, мкм		8-10,5
Используемый антипироген		см. табл. 7.3
Концентрация антипирогена в водном растворе при обработке выработанного пространства, %	в зонах разрывных геологических нарушений пласта	15-20
	при оставлении пачки угля мощностью более 0,4 м в кровле пласта	4-6
Режим обработки выработанного пространства (подачи антипирогена)	при переходе разрывных геологических нарушений	во все добычные смены
	при оставлении пачки угля мощностью более 0,4 м в кровле пласта	в одну смену в сутки
Для нейтрализации выносимой в выработанное пространство пыли (при прямоточном и комбинированном проветривании)		не реже одной смены в сутки

Представленные в руководстве [14] номограммы рассчитаны на скорость подвигания забоя только до 5 м в сутки. Также существует зависимость времени обработки от длины столба, отработанной без нее. Поэтому можно принять следующие значения времени обработки. При возвратноточном проветривании:

- 50 мин при длине столба от 5 до 10 м;
- 30 мин при длине столба до 5 м.

При прямоточном и комбинированном проветривании:

- 50 мин при длине столба от 2,5 до 5 м;
- 30 мин при длине столба до 2,5 м.

Приведенные значения будут достаточными даже при самых неблагоприятных показателях утечек и выноса влаги. Кроме то-

го, возможна установка генераторов аэрозолей на секциях крепи. Их выключение будет происходить автоматически при передвижке секций.

С целью уменьшения влияния данного способа на аэродинамический режим призабойного выработанного пространства количество воздуха, выпускаемого генератором аэрозолей, не должно превышать величину естественных утечек. Для торможения процесса окисления угля при утечке воздуха более $1 \text{ м}^3/\text{с}$ необходимо предусматривать дополнительный генератор, место установки которого определяется также по результатам воздушно-депресссионной съемки.

Характеристика оборудования для распыления водных растворов антипирогенов, рекомендуемого нормативными документами, приведена в табл. 7.5–7.7. Могут использоваться и другие типы высоконапорных форсунок, обеспечивающие получение тонкодисперсных аэрозолей, прошедшие необходимую сертификацию.

В нормативных документах есть рекомендации по применению антипирогенов в твердом (сухом) виде. Однако такие способы обработки не получили распространения и в данной работе не рассматриваются.

Таблица 7.5

Основные параметры гидрореактивного пылеподавателя ПГР-60 и кольцевого оросителя ОКВ-7

Параметры	Тип генератора аэрозолей	
	ПГР-60	ОКВ-7
Рабочее давление, МПа ($\text{кгс}/\text{см}^2$)	1–3 (10–30)	0,5–2 (5–20)
Расход воды, $\text{м}^3/\text{с}$ (л/мин)	$(8,3–41,6) \cdot 10^{-5}$ (5–25)	$(26,6–51,6) \cdot 10^{-5}$ (15,9–31)
Объем эжектируемого воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$)	0,25–1,16 (15–70)	0,58–1,16 (35–70)
Дальнобойность факела, м	3–8	2–6
Угол раствора, град	100–140	140–160
Среднемассовый размер аэрозольных частиц, мкм	9	10,5
Диаметр рабочего колеса (кольца), м	0,3	0,35
Масса, кг	15	4,5

Таблица 7.6

Основные параметры рекомендуемых туманообразователей

Параметры	Тип туманообразователя		
	ТК-1	ТЗ-1	ТУ-6
Рабочее давление, МПа (кгс/см ²)	0,5 (5)	0,5 (5)	0,5–0,6 (5–6)
Расход сжатого воздуха, м ³ /с (м ³ /мин)	(2–5,6)·10 ⁻² (1,2–3,4)	4,5·10 ⁻² (2,7)	0,4–0,5 (2,5–3)
Расход воды, м ³ /с (л/мин)	(0,8–7,1)·10 ⁻⁴ (23–43)	4,1·10 ⁻⁴ (25)	(1–1,3)·10 ⁻⁴ (6–8)
Дальнобойность, м	13–14	15	10
Среднемассовый размер аэрозольных частиц, мкм	8–10	8–10	15–20
Форма факела	Сплошной конус	Полый конус	Полый конус
Масса, кг	0,7	0,6	0,2

Таблица 7.7

Рекомендуемые типы форсунок для распыления водных растворов антипирогенов

Параметры	Тип форсунок		
	ЗФЗ, 3-75	КФ2, 2-15	КФЗ, 3-40
Расход воды при давлении 1,6 МПа, м ³ /с (л/мин)	22·10 ⁻⁵ (13,2)	14,6·10 ⁻⁵ (8,8)	22·10 ⁻⁵ (13,2)
Диаметр выходного отверстия, мм	4,2	1,9	2,4
Форма факела	Полый конус	Сплошной конус	Сплошной конус
Угол раствора факела, град	75	15	40
Длина активной части факела при давлении 1,6 МПа, м	0,8	2,5	0,8

Подача азота в выработанное пространство

Рассматривается подача азота в виде инертной пены. Основным параметром способа является необходимый расход азота для нагнетания. Его можно определить по формуле

$$Q_n = 60 \cdot Q_v \frac{C_1 - C_2}{C_n + C_2 - 1}, \quad (7.7)$$

где Q_n – необходимый расход азота, м³/ч; Q_v – утечки воздуха внутри окисленных зон выработанного пространства, м³/мин;

C_1 – среднее содержание кислорода окисленных зон в выработанном пространстве, доля ед. (принимается 0,15); C_2 – противопожарный инерционный показатель окисленных зон выработанного пространства, доля ед.; C_n – чистота азотного газа при нагнетании азота для профилактики пожара, доля ед.

Противопожарный инерционный показатель представляет собой значение концентрации кислорода, при котором процесс окисления угля протекает крайне медленно. Другими словами, это максимально допустимая концентрация кислорода в выработанном пространстве с точки зрения предотвращения эндогенного пожара. Согласно требованиям нормативных документов это значение должно быть менее 10 % (менее 0,1 доли ед.). В зонах, изолированных по причине интенсивного нагревания или пожара, концентрация кислорода не должна превышать 3 %. Чистота азотного газа, получаемого современными промышленными установками, предназначенными для горной промышленности, составляет 0,92÷0,99. Установки располагают на поверхности. Конструктивно они выполнены, как правило, в виде стационарного модуля или модуля, размещенного на грузовом автомобиле. В зависимости от значения Q_n может понадобиться более одной установки. Кроме того необходимо иметь резервную установку.

Далее определяют параметры азотного трубопровода и необходимое давление азотной установки с учетом предполагаемого сопротивления трубопровода. В рамках данной работы этот расчет можно не производить, так как не оговаривается сеть горных выработок от поверхности до выемочного участка. В дипломном проекте рекомендуется выполнить полный расчет.

Инертная пена вырабатывается пеногенераторами ГПА-1, установленными в непосредственной близости от выработанного пространства. Подача инертной пены непосредственно в выработанное пространство производится через перфорированную трубу.

4. Составление паспорта профилактических мероприятий

Под паспортом в данной работе имеется в виду комплексное графическое и табличное представление принятых профилактических схем и мероприятий с указанием численных значений параметров расположения шпуров (скважин) и обработки выработанного пространства для конкретного варианта. Перед составлением

паспорта следует произвести выбор параметров и все необходимые расчеты в зависимости от специфики конкретного варианта.

Согласно заданиям предполагается изображение одного из двух вариантов системы разработки длинными столбами по простиранию с оставлением межлавных целиков: с возвратноточным и прямоточным проветриванием. Паспорт состоит из следующих элементов:

- сводная таблица источников пожароопасности в выемочном столбе;
- схемы источников пожароопасности в выемочном столбе;
- схемы обработки краевых частей водными растворами антипирогена;
- принципиальные схемы обработки выработанного пространства;
- сводная таблица профилактических мероприятий.

Схема выемочного столба (М 1: 5000) и сводная таблица источников пожароопасности представляются согласно рекомендациям раздела 1. Схемы обработки краевых частей это схемы обработки:

- заднего борта монтажной камеры и переднего борта демонтажной камеры (ширина камер принимается 8 м);
- нижнего борта конвейерного штрека;
- верхнего борта вентиляционного штрека;
- целика у геологического нарушения (не во всех вариантах).

Каждая схема изображается в масштабе 1:100 или 1:50 минимум в двух видах. Выработку следует располагать относительно пласта согласно рекомендациям, озвученным в рамках дисциплины "Основы горного дела". В выработках с наклонной кровлей (пологие пласты) высота h считается размером посередине выработки. Крезь выработки допускается не показывать.

Принципиальные схемы обработки выработанного пространства водными аэрозолями антипирогенов и твердыми антипирогенами (или накачивание азота) изображаются на плане очистного забоя в масштабе 1:100. На схеме показывается направление перемещения утечек и соответственно потоков антипирогенов (азота). Схемы обработки выработанного пространства и сводные таблицы профилактических мероприятий также представлены в примере выполнения работы.

Примеры выполнения работы

Пример № 1

Исходные данные		Значение
Схема проветривания выемочного участка		в-вт
Пласт	строение	сложное
	мощность основной пачки $m_{оп}$, м	4,3
	мощность прослойка породы $m_{п}$, м	0,8
	мощность пачки в кровле $m_{пк}$, м	0,6
	присутствие пачки в кровле, м	120–840
	угол падения пласта α , град	12
Максимальная вынимаемая комплексом мощность $m_{в}$, м		4,5
Длина лавы $l_{л}$, м		220
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1520
Размеры сечения выемочных штреков, м	ширина b	4,5
	высота h	4,3
Расположение геологических нарушений, м	непереходимого комплексом	840–930
	переходимого комплексом	1300–1360
Скорость подвигания очистного забоя $v_{оз}$, м/сут		5,6
Темп нагнетания раствора антипирогена $q_{наг}$, л/мин		38,5
Расстояние до максимума опорного давления, м	задний борт монтажной камеры и передний борт демонтажной камеры $x_{к}$	4,8
	верхний борт вентиляционного штрека $x_{вш}$	3,9
	нижний борт конвейерного штрека $x_{кш}$	4,4
Утечки воздуха внутри окисленных зон выработанного пространства Q_y , м ³ /мин		30

1. Выявление потенциальных источников пожароопасности

Анализ геологической информации и предполагаемых технологических параметров обработки столба показывает следующее. Вероятность местных скоплений метана не подтверждается, поэтому принимается возвратноточная схема проветривания. Источниками пожароопасности будут краевые части монтажной и демонтажной камеры, а также борта штреков по всей длине выемочного столба (Ц.1, Ц.2, Ц.3, Ц.4).

После отхода от монтажной камеры на 120 м прогнозируется появление верхней нерабочей пачки мощностью 0,6 м через прослойку 0,8 м. Полная мощность пласта будет составлять 5,7 м. Максимально вынимаемая комплексом мощность 4,5 м. Таким образом, вся пачка угля будет уходить в выработанное пространство. Кроме того, эта пачка будет присутствовать в кровле вентиляционного и конвейерного штрека, так как штреки имеют высоту, равную мощности пласта (основной пачки), т. е. 4,3 м (рис. 7.4). Это наиболее опасные источники пожароопасности (*А.1* и *А.2*). Пачка прогнозируется на протяжении 720 м до крупного геологического нарушения.

В пределах столба выявлено два геологических нарушения. Первое на расстоянии 840–930 м (с учетом оставляемого целика) от монтажной камеры невозможно перейти очистным комплексом. Поэтому возле него будет оставлен целик, очистной комплекс будет перемонтироваться. Этот целик будет источником пожароопасности (*Ц.5*). Второе нарушение (1300–1360 м от монтажной камеры) относительно небольшой амплитуды, его можно перейти очистным комплексом. Однако при переходе необходимо выполнять специальные мероприятия по упрочнению пород кровли и верхней пачки пласта. При переходе нарушения возможно оставление концентрированных потерь угля в выработанном пространстве. В этот период проектная скорость подвигания забоя составит менее 30 м/мес. Попавший в выработанное пространство уголь будет длительное время находиться под воздействием утечек воздуха, проходящего за очистной крепью. Это может привести к самовозгоранию попавшего в завал угля. Поэтому при переходе этого нарушения необходимо выполнять мероприятия по нейтрализации еще одного источника пожароопасности – концентрированных потерь угля (*П.1*).

Выявленные источники отмечаем на схеме источников пожароопасности в выемочном столбе (рис. 7.3). Составляем сводную таблицу источников пожароопасности (табл. 7.1).

2. Определение параметров обработки водными растворами антипирогенов краевых частей пластов угля и целиков

В данном разделе определяем параметры для обработки источников пожароопасности *Ц.1*, *Ц.2*, *Ц.3*, *Ц.4* и *Ц.5*. В качестве антипирогена для этих источников будет применяться хлористый

кальций. Вначале определим параметры для первых четырех источников. Согласно рекомендациям принимаем длину шпуров равную расстоянию до максимума опорного давления, которое определено ранее и известно на данном этапе (указано в задаче):

- задний борт монтажной камеры и передний борт демон- тажной камеры $l_{ш1} = x_k = 4,8$ м;
- верхний борт вентиляционного штрека $l_{ш2} = x_{вш} = 3,9$ м;
- нижний борт конвейерного штрека, $l_{ш3} = x_{кш} = 4,4$ м.

Диаметр шпуров принимается 42 мм.

Далее принимаем проектные значения радиусов увлажнения r_y из рекомендованного диапазона 1,5÷2,0 м. При этом учитываем, что чем больше длина шпура, тем меньше радиус увлажнения:

- задний борт монтажной камеры и передний борт демон- тажной камеры $r_{y1} = 1,7$ м;
- верхний борт вентиляционного штрека $r_{y2} = 2$ м;
- нижний борт конвейерного штрека, $r_{y3} = 1,7$ м.

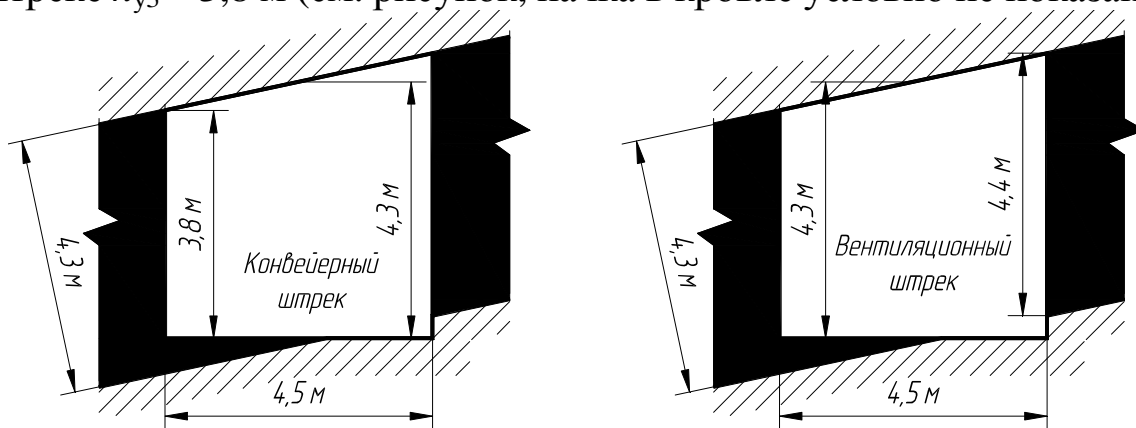
Теперь можно определить следующий параметр – расстоя- ние между шпурами $R_{шп}$:

$$R_{шп1} = 2 \cdot 1,7 \cdot \cos 30^\circ \approx 2,9 \text{ м};$$

$$R_{шп2} = 2 \cdot 2 \cdot \cos 30^\circ \approx 3,5 \text{ м};$$

$$R_{шп1} = 2 \cdot 1,7 \cdot \cos 30^\circ \approx 2,9 \text{ м}.$$

Принимаем решение о схеме расположения шпуров. Высота обрабатываемых краевых частей монтажной и демон- тажной камеры $h_{y1} = 4,3$ м, в вентиляционном штреке $h_{y2} = 4,4$ м, а в конвейерном штреке $h_{y3} = 3,8$ м (см. рисунок, пачка в кровле условно не показана).



Во всех случаях она больше, чем $2r_y$. Поэтому для всех краевых частей принимается двухрядная схема с расположением шпуров в шахматном порядке. Определяем число шпуров для обработки каждой краевой части:

$$\text{монтажная (демонтажная) камера } n_{\text{шп1}} = \frac{2 \cdot 220}{2,9} = 151,7 \approx 152 \text{ шт.};$$

$$\text{вентиляционный штрек } n_{\text{шп2}} = \frac{2 \cdot 1520}{3,5} = 868,6 \approx 869 \text{ шт.};$$

$$\text{конвейерный штрек } n_{\text{шп3}} = \frac{2 \cdot 1520}{2,9} = 1048,3 \approx 1048 \text{ шт.}$$

Таким образом, для обработки краевых частей этих четырех источников пожароопасности необходимо 2221 шпуров.

Далее определяем объем угля, подлежащего обработке, в каждой краевой части:

$$V_{\text{уг1}} = 220 \cdot 4,3 \cdot 4,8 \approx 4541 \text{ м}^3 \text{ (по обоим камерам } 9082 \text{ м}^3\text{)};$$

$$V_{\text{уг2}} = 1520 \cdot 3,9 \cdot 4,4 \approx 26083 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{уг3}} = 1520 \cdot 4,4 \cdot 3,8 \approx 25414 \text{ м}^3.$$

Теперь можно определить количество антипирогена. Согласно рекомендациям табл. 7.3 принимаем концентрацию хлористого кальция 15 % и производим расчет:

$$M_{\text{ан1}} = 20 \cdot 9082 \cdot 0,15 = 27246 \text{ л};$$

$$M_{\text{ан2}} = 20 \cdot 26083 \cdot 0,15 = 78249 \text{ л};$$

$$M_{\text{ан3}} = 20 \cdot 24837 \cdot 0,15 = 74511 \text{ л.}$$

Продолжительность нагнетания водного раствора антипирогена в шпуровы составит:

$$t_1 = \frac{20 \cdot 9082}{38,5 \cdot 304} \approx 16 \text{ мин}; \quad t_2 = \frac{20 \cdot 26083}{38,5 \cdot 869} \approx 16 \text{ мин};$$

$$t_3 = \frac{20 \cdot 25414}{38,5 \cdot 1048} \approx 13 \text{ мин.}$$

В завершении этого раздела определяем параметры обработки целика угля, оставляемого у непереходимого геологического нарушения. У нарушения будет оставлен целик шириной 90 м. Согласно рекомендациям для предварительной обработки целика принимаем схему с бурением скважин из двух штреков и следующие ее параметры:

- длина скважин $l_{\text{СКВ}} = 205$ м;
- диаметр скважин 75 мм;
- расстояние между скважинами $R_{\text{СКВ}} = 9$ м;
- число скважин, буримых с вентиляционного штрека $n_{\text{СКВ}} = 5$;
- число скважин, буримых с конвейерного штрека $n_{\text{СКВ}} = 5$;
- длина герметизации устья скважин $l_{\Gamma} = 5$ м.

3. Обработка выработанного пространства

В пределах столба есть два участка, при отработке которых необходимо выполнять мероприятия по предотвращению самовозгорания угля в выработанном пространстве (см. табл. 7.1). Вначале принимаем решение о способах обработки.

В первой половине выемочного столба (120–840 м от монтажной камеры) присутствует невынимаемая пачка в кровле. Далее после первого геологического нарушения она не выявлена. Наличие пачки повлечет за собой массовое обрушение угля в выработанное пространство (источники А.1 и А.2). Поэтому для этого участка принимаем способ предотвращения с помощью подачи азота в виде инертной пены.

Во второй половине выемочного столба выявлено нарушение, при переходе которого возможен массовый вынос угольной пыли в выработанное пространство (см. табл. 7.1 и раздел 1 этого примера). Для этого участка принимаем обработку выработанного пространства водным аэрозолем антипирогена.

На остальном протяжении выемочного столба (кроме указанных выше двух участков) обработку выработанного пространства производить не требуется. Определяем параметры обработки согласно рекомендациям.

Первый участок. Определим необходимый расход азота для нагнетания. Составляющие формулы (7.7) принимаем согласно рекомендациям ($Q_v = 30 \text{ м}^3/\text{мин}$; $C_2 = 0,07$; $C_n = 0,98$) и получаем:

$$Q_n = 60 \cdot 30 \cdot \frac{0,15 - 0,07}{0,98 + 0,07 - 1} = 2880 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Таким образом поверхностная азотная установка должна обеспечивать расход азота не менее $2280 \text{ м}^3/\text{ч}$. Для генерации пены принимаем пеногенератор ГПА-1. Подачу инертной пены непосредственно в выработанное пространство предполагается производить через перфорированную трубу.

Второй участок. При переходе нарушения для профилактической обработки концентрированных потерь угля в выработанном пространстве (источник П.1) принимаем кольцевой ороситель ОКВ-7 (см. табл. 7.5). Он будет установлен на сопряжении с конвейерным штреком. В качестве антипирогена также будет применяться хлористый кальций. Суточное подвигание забоя будет зависеть от степени влияния неустойчивых вмещающих пород и водопритока. При самой благоприятной ситуации оно составит не более 1,6 м в сутки (2 цикла). Согласно рекомендациям раздела 3 принимаем следующие параметры обработки:

- расход распыляемого водного раствора $5,2 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{с}$;
- рабочее давление жидкости 2,0 МПа;
- среднемассовый размер аэрозольных частиц 10,5 мкм;
- концентрация антипирогена в водном растворе 17 %;
- обработку следует производить во все добычные смены;
- продолжительность обработки в течение смены 30 мин.

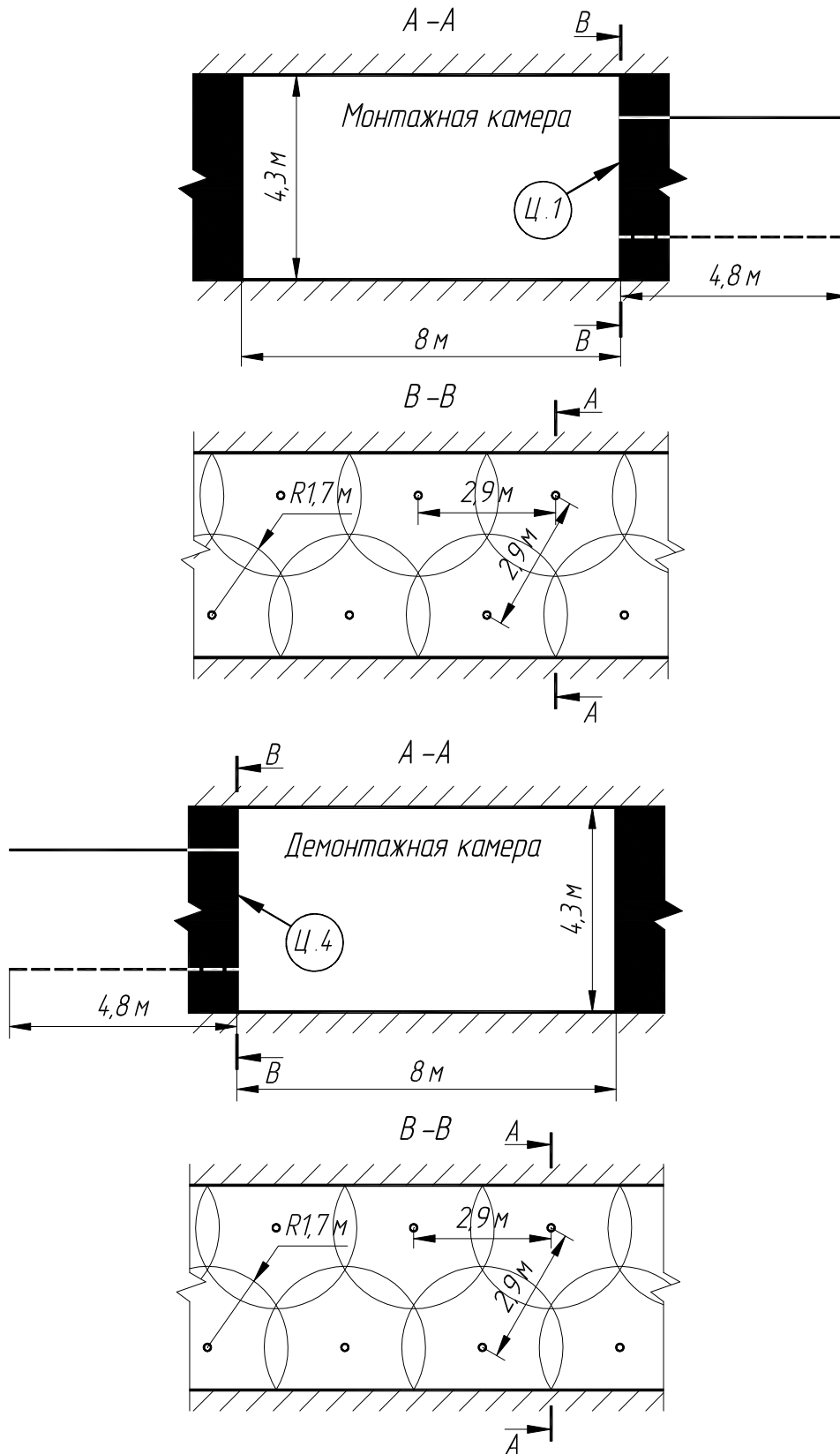
4. Составление паспорта профилактических мероприятий

Сводная таблица источников пожароопасности в выемочном столбе для этого примера представлена в разделе 1 (табл. 7.1).

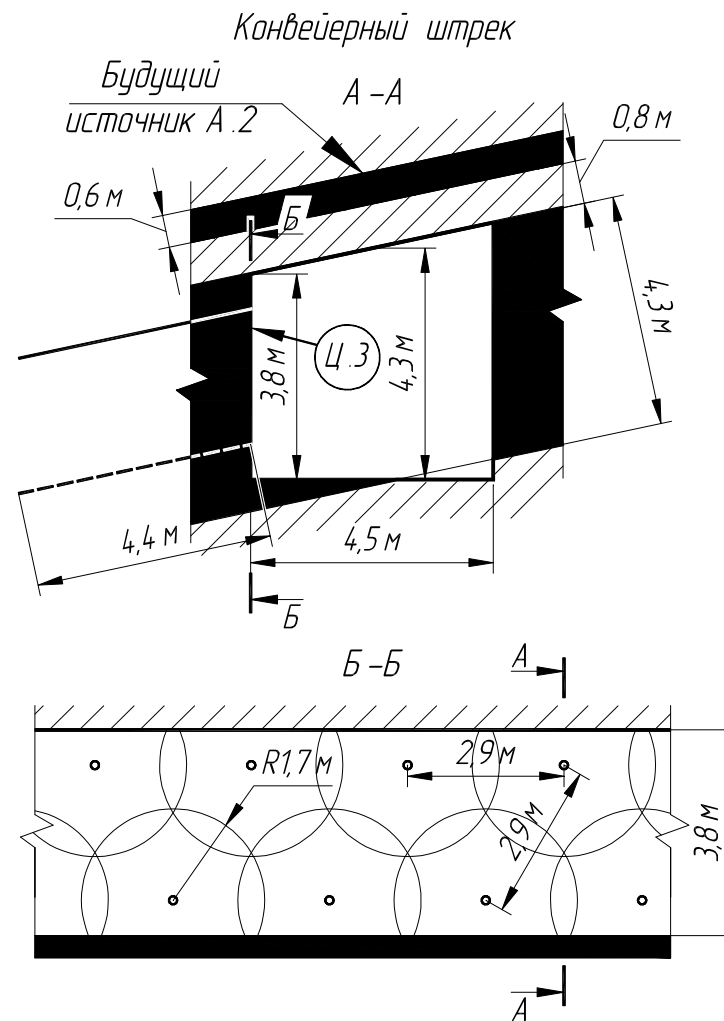
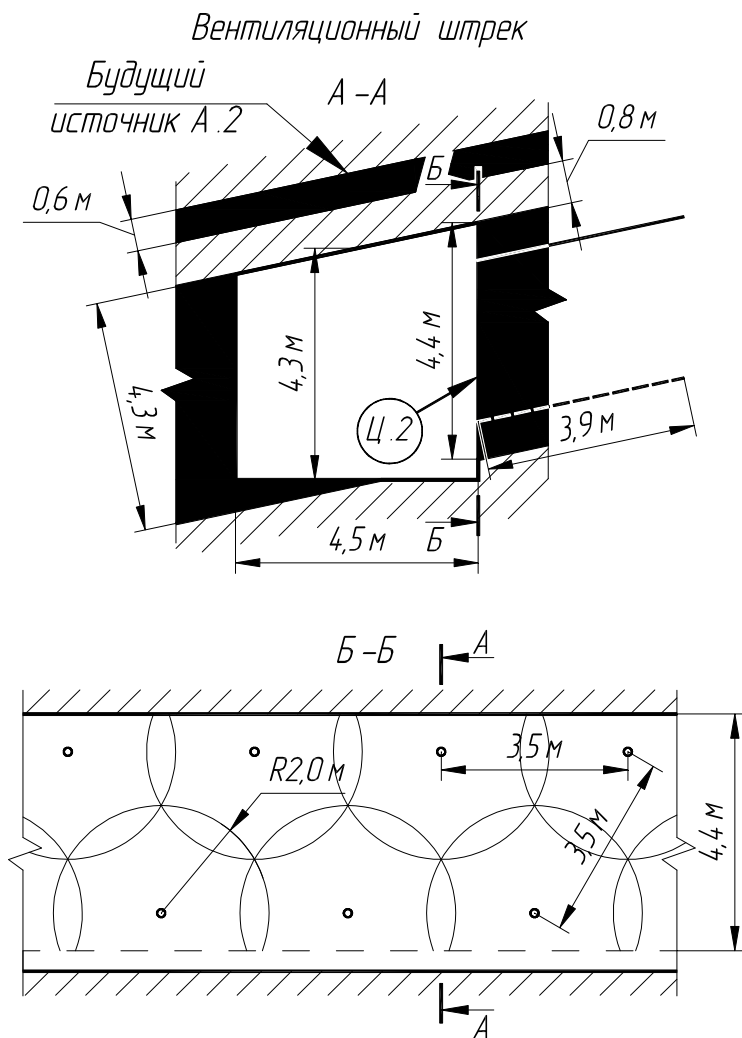
Схема выемочного столба с расположением источников Ц.1, Ц.2, Ц.3, Ц.4, Ц.5 и П.1 представлена на рис 7.3.

Остальные элементы паспорта представлены далее.

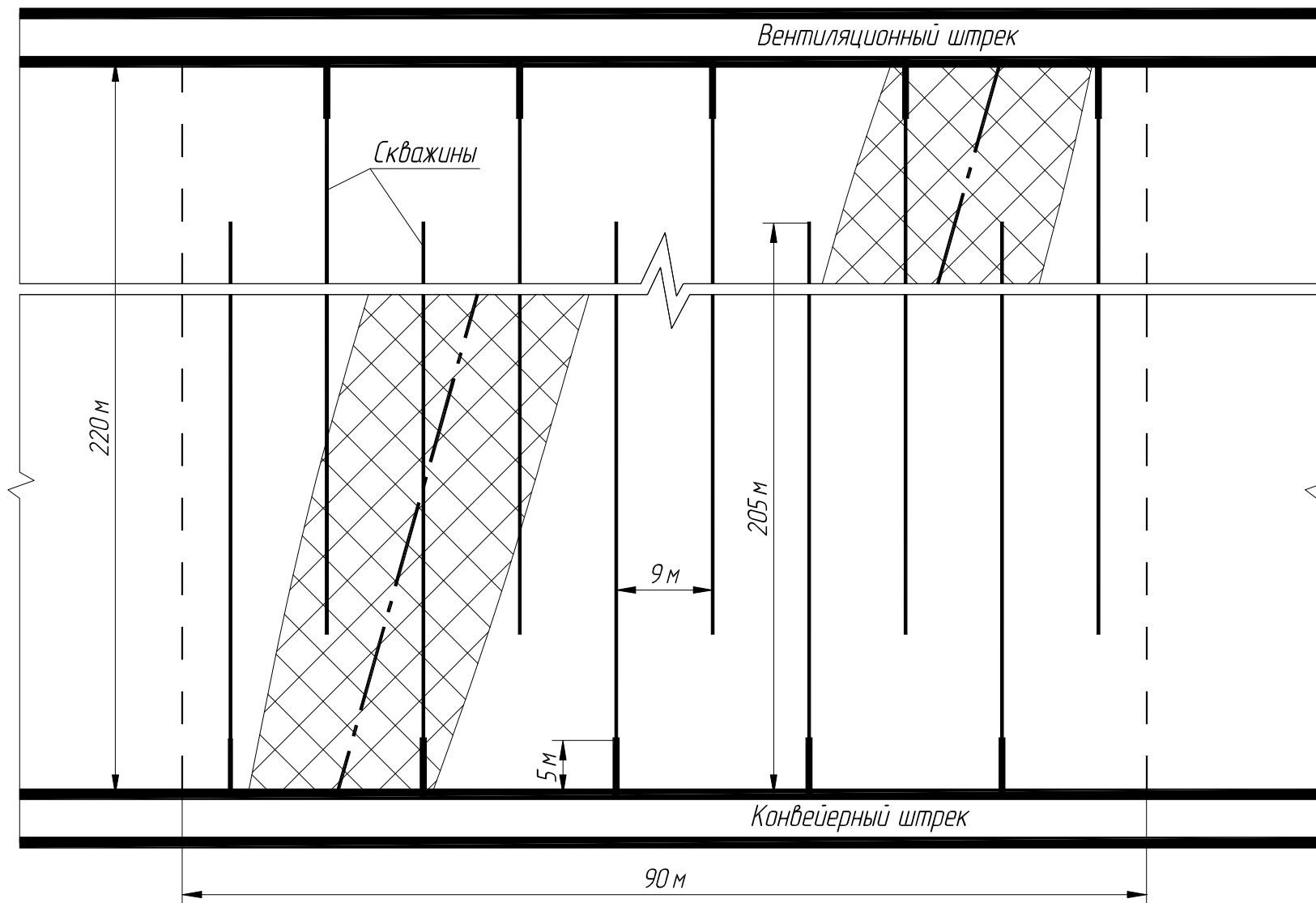
**Схемы обработки краевых частей источников Ц.1 и Ц.4
нагнетанием в шпуров водного раствора антипирогена**



Схемы обработки краевых частей источников Ц.2 и Ц.3 нагнетанием в шпуроводного раствора антипирогена



Схемы обработки источника Ц.5 нагнетанием в скважины водного раствора антипирогена



Источники пожароопасности А.1 и А.2

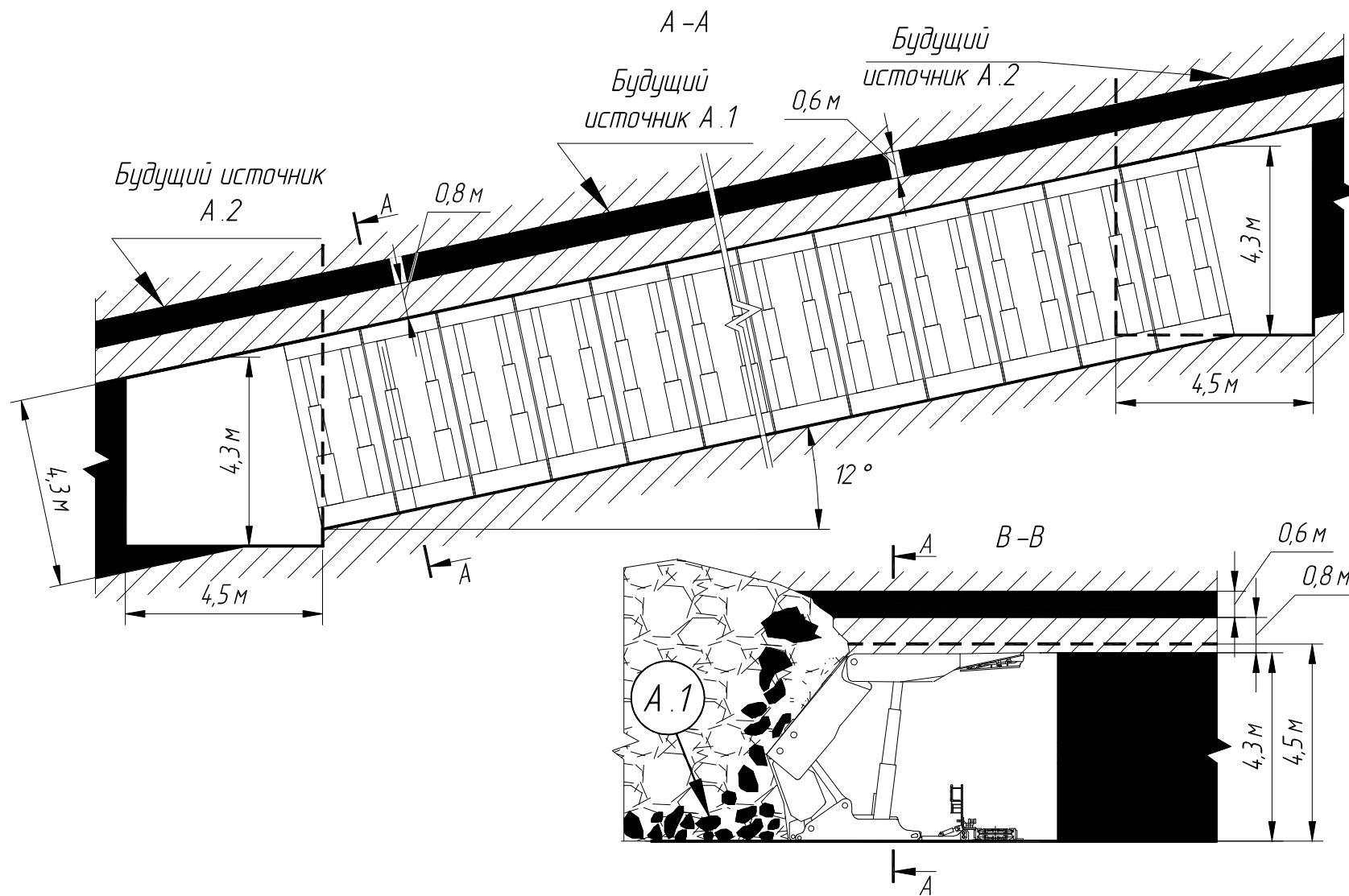
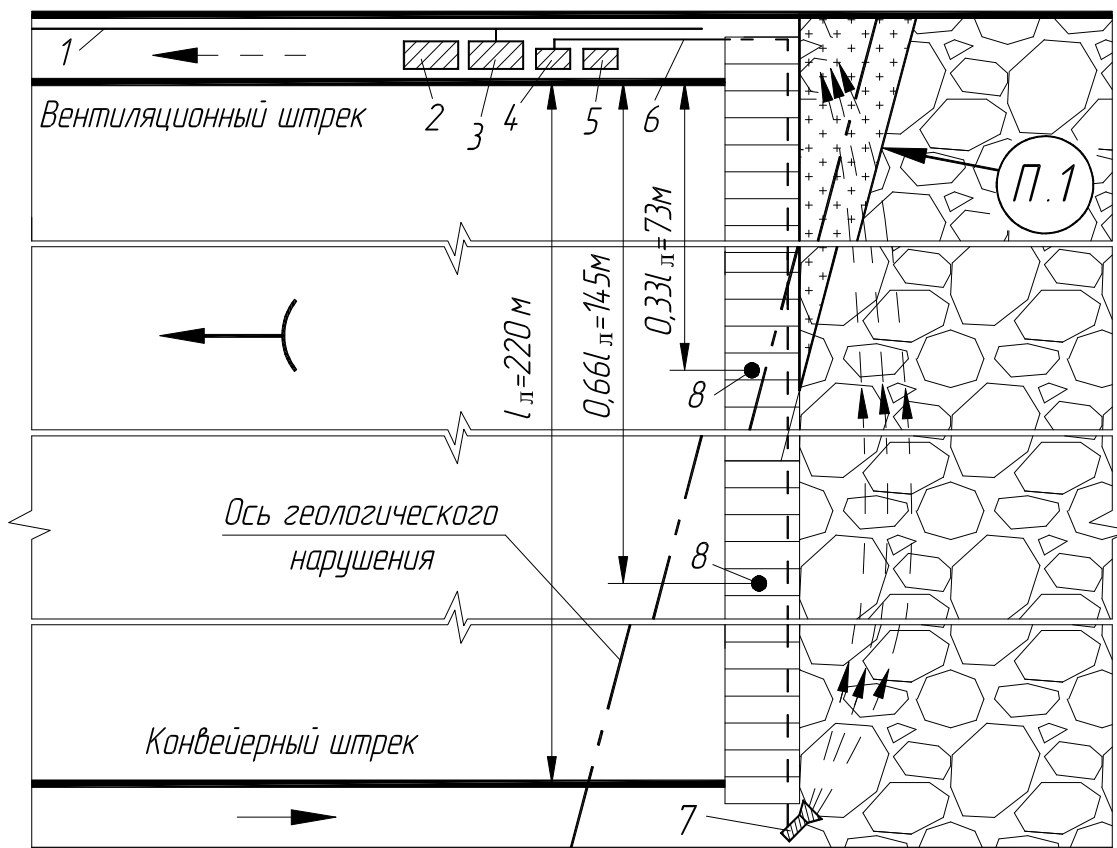
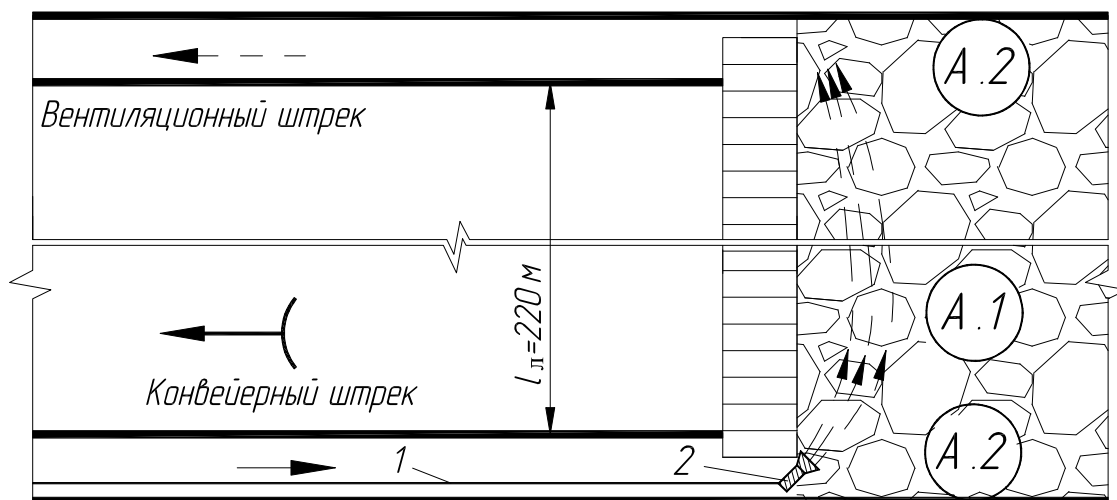


Схема обработки выработанного пространства аэрозолем антипирогена для нейтрализации источника П.1



1 – противопожарно-оросительный трубопровод; 2 – емкость с антипирогеном; 3 – дозаторное устройство; 4 – высоконапорный насос; 5 – электродвигатель; 6 – высоконапорный шланг; 7 – кольцевой ороситель ОКВ-7; 8 – места замера влагосодержания воздуха

Схема обработки выработанного пространства азотом для нейтрализации источника А.1 и А.2



1 – азотный трубопровод; 2 – пеногенератор ГПА-1

Сводная таблица профилактических мероприятий

Индекс источника пожароопасности	Принятые профилактические мероприятия
Ц.1, Ц.2, Ц.3, Ц.4	Обработка краевых частей водным раствором хлористого кальция через шпуров диаметром 42 мм, расположенные по двухрядной схеме
Ц.5	Обработка целика водным раствором хлористого кальция через скважины диаметром 75 мм, пробуренные из вентиляционного и конвейерного штрека
А.1 и А.2	Обработка выработанного пространства азотом в виде инертной пены, генерируемой пеногенератором ГПА-1
П.1	Обработка выработанного пространства водным раствором хлористого кальция в виде аэрозоля, генерируемого кольцевым оросителем ОКВ-7, установленным на сопряжении лавы с конвейерным штреком

Пример № 2

Исходные данные		Значение
Схема проветривания выемочного участка		н-пт
Пласт	строение	простое
	мощность m , м	2,8
	угол падения пласта α , град	9
Максимальная вынимаемая комплексом мощность m_b , м		3,1
Длина лавы l_d , м		230
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1650
Размеры сечения выемочных штреков, м	ширина b	4,5
	высота h	2,8
Тип и расположение геологического нарушения, м		непереход. 530÷600
Скорость подвигания очистного забоя $v_{оз}$, м/сут		7,2
Темп нагнетания раствора антипирогена $q_{наг}$, л/мин		38,5
Расстояние до максимума опорного давления, м	задний борт монтажной камеры и передний борт демонтажной камеры x_k	4,6
	верхний борт вентиляционного штрека $x_{вш}$	3,5
	нижний борт конвейерного штрека $x_{кш}$	4,1
Инкубационный период, сут		43

1. Выявление потенциальных источников пожароопасности

Анализ геологической информации и предполагаемых технологических параметров отработки столба показывает следующее. Подтверждается вероятность местных скоплений метана на сопряжении лавы со штреком, поэтому принимается прямоточная схема проветривания с нисходящим поступлением воздуха по лаве. Источниками пожароопасности будут краевые части монтажной и демонтажной камеры, а также борта штреков по всей длине выемочного столба (Ц.1, Ц.2, Ц.3, Ц.4).

В пределах столба на расстоянии 530–930 м (с учетом оставляемого целика) от монтажной камеры выявлено геологическое нарушение, которое невозможно перейти очистным комплексом. Поэтому возле него оставляется целик, очистной комплекс будет перемонтироваться. Этот целик является источником пожароопасности (Ц.5).

Схема проветривания прямоточная, что влечет за собой массовый вынос пыли в выработанное пространство. Следовательно, возникнет вероятность ее самонагревания в выработанном пространстве. Поэтому необходимо выполнять мероприятия по нейтрализации еще одного источника пожароопасности – угольной пыли (П.2).

Выявленные источники отмечаем на схеме источников пожароопасности в выемочном столбе (рис. 7.5). Составляем сводную таблицу источников пожароопасности (табл. 7.2).

В завершении этого раздела определяем пожаробезопасное расстояние до отстающей от очистного забоя сбойки, на которую отводится исходящая струя. При скорости подвигания забоя 7,2 м/сут и инкубационном периоде самовозгорания 43 дня максимально допустимое расстояние составит:

$$H = 7,2 \cdot 43 = 309,6 \text{ м; принимаем значение } 300 \text{ м.}$$

2. Определение параметров обработки водными растворами антипирогенов краевых частей пластов угля и целиков

В данном разделе определяем параметры для обработки источников пожароопасности Ц.1, Ц.2, Ц.3, Ц.4 и Ц.5. В качестве антипирогена для этих источников будет применяться мочевины.

Вначале определим параметры для первых четырех источников. Согласно рекомендациям принимаем длину шпуров равную расстоянию до максимума опорного давления, которое определено ранее и известно на данном этапе (указано в задании):

– задний борт монтажной камеры и передний борт демон- тажной камеры $l_{ш1} = x_k = 4,6$ м;

– верхний борт вентиляционного штрека $l_{ш2} = x_{вш} = 3,5$ м;

– нижний борт конвейерного штрека, $l_{ш3} = x_{кш} = 4,1$ м.

Диаметр шпуров принимается 42 мм.

Далее принимаем проектные значения радиусов увлажнения r_y из рекомендованного диапазона $1,5 \div 2,0$ м. При этом учитыва- ем, что чем больше длина шпура, тем меньше радиус увлажне- ния:

– задний борт монтажной камеры и передний борт демон- тажной камеры $r_{y1} = 1,7$ м;

– верхний борт вентиляционного штрека $r_{y2} = 2$ м;

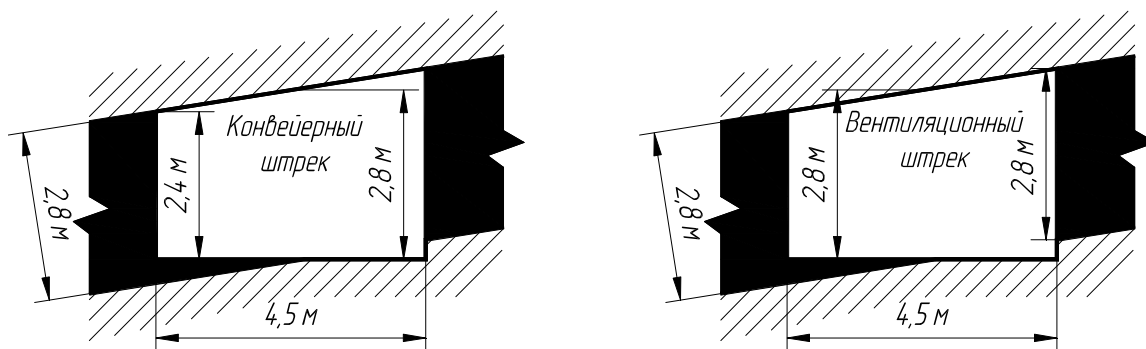
– нижний борт конвейерного штрека, $r_{y3} = 1,7$ м.

Теперь можно определить следующий параметр – расстоя- ние между шпурами $R_{шп}$:

$$R_{шп1} = 2 \cdot 1,7 \cdot \cos 30^\circ \approx 2,9 \text{ м}; \quad R_{шп2} = 2 \cdot 2 \cdot \cos 30^\circ \approx 3,5 \text{ м};$$

$$R_{шп3} = 2 \cdot 1,7 \cdot \cos 30^\circ \approx 2,9 \text{ м};$$

Принимаем решение о схеме расположения шпуров. Высота обрабатываемых краевых частей монтажной, демон- тажной камеры и в вентиляционном штреке составляет $h_{y1} = h_{y2} = 2,8$ м, а в конвейерном штреке $h_{y3} = 2,4$ м (см. рисунок). Во всех случаях она меньше, чем $2r_y$. Поэтому для всех краевых частей принима- ется однорядная схема с расположением шпуров.



Определяем число шпуров для обработки каждой краевой части:

$$\text{монтажная (демонтажная) камера } n_{\text{шп1}} = \frac{230}{2,9} = 79,3 \approx 79 \text{ шт.};$$

$$\text{вентиляционный штрек } n_{\text{шп2}} = \frac{1650}{3,5} = 471,4 \approx 471 \text{ шт.};$$

$$\text{конвейерный штрек } n_{\text{шп3}} = \frac{1650}{2,9} = 568,9 \approx 569 \text{ шт.}$$

Таким образом, для обработки краевых частей этих четырех источников пожароопасности необходимо 1173 шпура.

Далее определяем объем угля, подлежащего обработке в каждой краевой части:

$$V_{\text{уг1}} = 230 \cdot 2,8 \cdot 4,6 \approx 2962 \text{ м}^3 \text{ (по обоим камерам } 5924 \text{ м}^3\text{)};$$

$$V_{\text{уг2}} = 1650 \cdot 2,8 \cdot 3,5 \approx 16170 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{уг3}} = 1650 \cdot 2,4 \cdot 4,1 \approx 16236 \text{ м}^3.$$

Теперь можно определить количество антипирогена. Согласно рекомендациям табл. 7.3 принимаем концентрацию мочевины 4 % и производим расчет:

$$M_{\text{ан1}} = 20 \cdot 5924 \cdot 0,04 \approx 4739 \text{ л};$$

$$M_{\text{ан2}} = 20 \cdot 16170 \cdot 0,04 = 12936 \text{ л};$$

$$M_{\text{ан3}} = 20 \cdot 16236 \cdot 0,04 \approx 12989 \text{ л.}$$

Продолжительность нагнетания водного раствора антипирогена в шпуры составит:

$$t_1 = \frac{20 \cdot 5924}{38,5 \cdot 158} \approx 19 \text{ мин}; \quad t_2 = \frac{20 \cdot 16170}{38,5 \cdot 471} \approx 18 \text{ мин};$$

$$t_3 = \frac{20 \cdot 16236}{38,5 \cdot 569} \approx 15 \text{ мин.}$$

В завершении этого раздела определяем параметры обработки целика угля, оставляемого у непереходимого геологического нарушения. У нарушения будет оставлен целик шириной 70 м. Согласно рекомендациям для предварительной обработки целика принимаем схему с бурением скважин из двух штреков и следующие ее параметры:

- длина скважин $l_{\text{СКВ}} = 215$ м;
- диаметр скважин 75 мм;
- расстояние между скважинами $R_{\text{СКВ}} = 10$ м;
- число скважин, буримых с вентиляционного штрека, $n_{\text{СКВ}} = 3$;
- число скважин, буримых с конвейерного штрека, $n_{\text{СКВ}} = 4$;
- длина герметизации устья скважин $l_{\Gamma} = 5$ м.

3. Обработка выработанного пространства

Для нейтрализации угольной пыли в выработанном пространстве принимаем решение о его обработке аэрозолями антипирогенов. В качестве антипирогена будет применяться хлористый кальций. Согласно рекомендациям руководства [19] предусматриваем обработку с помощью туманообразователей. Выбираем модель ТК-1 (см. табл. 7.6). Согласно рекомендациям раздела 3 принимаем следующие параметры обработки:

- расход распыляемого водного раствора $3,8 \cdot 10^{-4}$ м³/с;
- рабочее давление жидкости 0,5 МПа;
- среднемассовый размер аэрозольных частиц 10,5 мкм;
- концентрация антипирогена в водном растворе 17 %.

Для большей эффективности обработки будет применена технологическая схема с установкой туманообразователей в верхней и нижней частях лавы. При этом орошение будет автоматически включаться при передвижке секций и выключаться после передвижки.

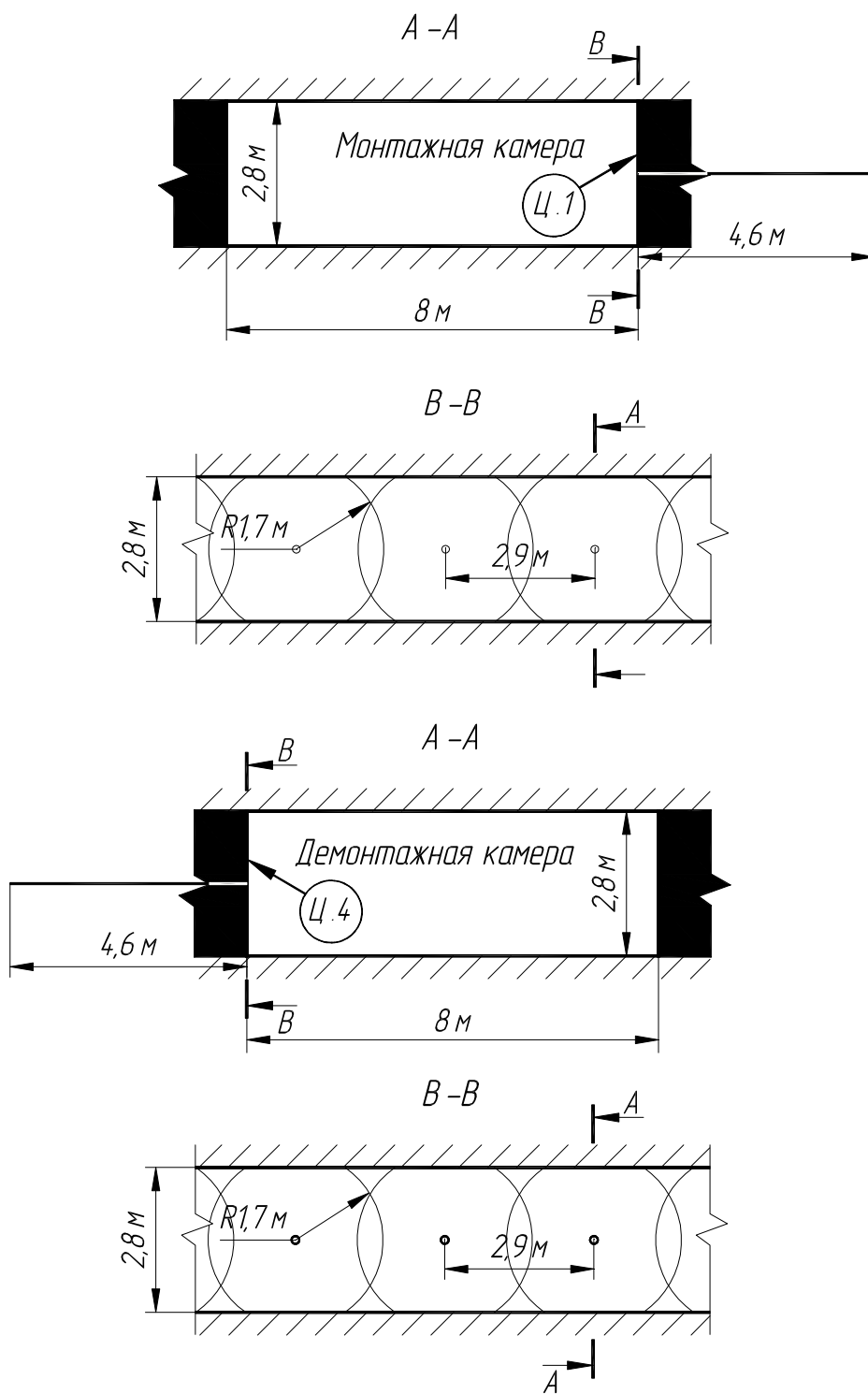
4. Составление паспорта профилактических мероприятий

Сводная таблица источников пожароопасности в выемочном столбе для этого примера представлена в разделе 1 (табл. 7.2).

Схема выемочного столба с расположением источников Ц.1, Ц.2, Ц.3, Ц.4, Ц.5 и П.2 представлена на рис. 7.3.

Остальные элементы паспорта представлены далее.

**Схемы обработки краевых частей источников Ц.1 и Ц.4
водным раствором антипирогена**



Схемы обработки краевых частей источников Ц.2 и Ц.3 водным раствором антипирогена

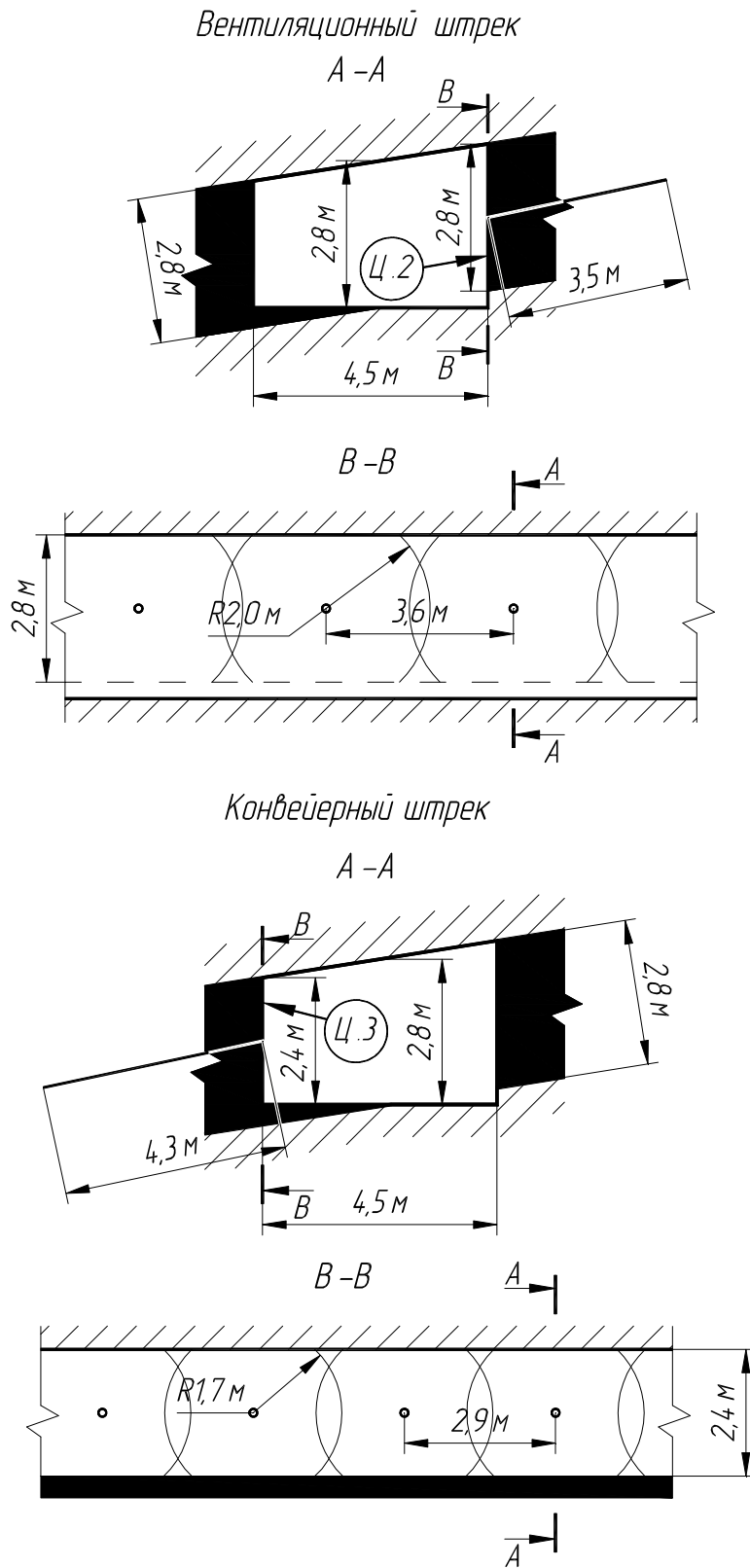


Схема обработки источника Ц.5 нагнетанием в скважины водного раствора антипирогена

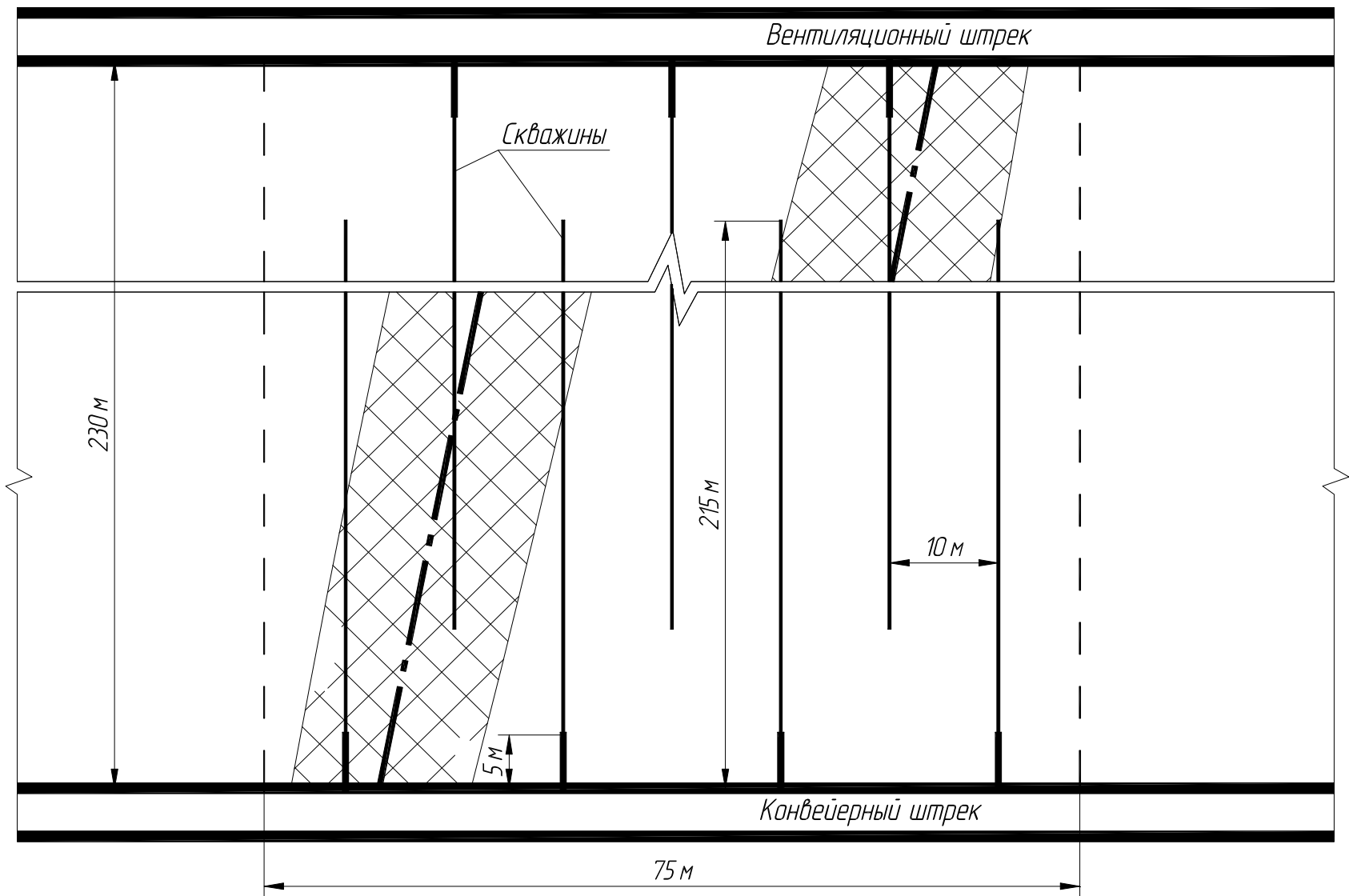
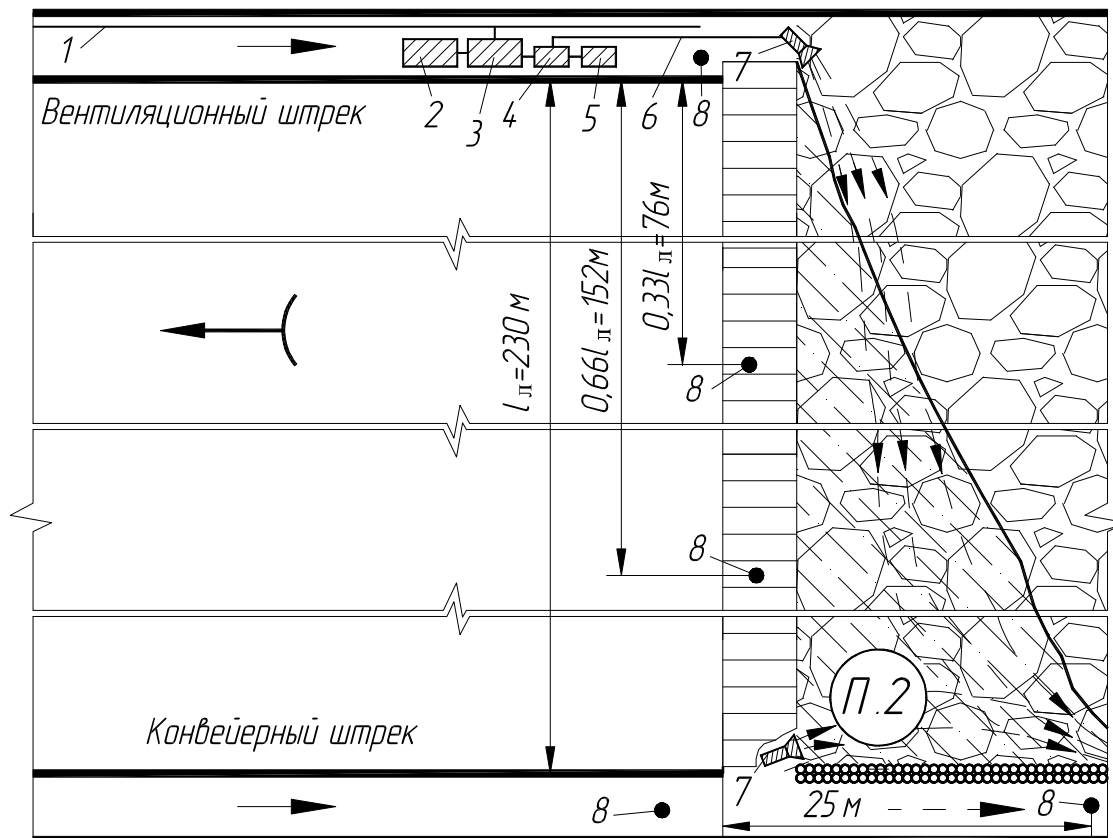


Схема обработки выработанного пространства аэрозолем антипирогена для нейтрализации источника П.2



1 – противопожарно-оросительный трубопровод; 2 – емкость с антипирогеном; 3 – дозаторное устройство; 4 – высоконапорный насос; 5 – электродвигатель; 6 – высоконапорный шланг; 7 – туманообразователь ТК-1; 8 – места замера влагосодержания воздуха

Сводная таблица профилактических мероприятий

Индекс источника пожароопасности	Принятые профилактические мероприятия
Ц.1, Ц.2, Ц.3, Ц.4	Обработка краевых частей водным раствором мочевины через шпуров диаметром 42 мм, расположенные по однорядной схеме
Ц.5	Обработка целика водным раствором мочевины через скважины диаметром 75 мм, пробуренные из вентиляционного и конвейерного штрека
П.2	Обработка выработанного пространства водным раствором хлористого кальция в виде аэрозоля, генерируемого туманообразователями ТК-1, установленными на секциях крепи в верхней и нижней частях лавы

Примеры контрольных вопросов

1. Дайте определение процессу самовозгорания угля.
2. На какие категории по склонности к самовозгоранию разделены все пласты?
3. Опишите алгоритм выбора варианта системы разработки и схемы проветривания выемочных участков с учетом пожароопасности.
4. Назовите потенциальные источники пожароопасности в выемочном поле.
5. Назовите параметры схемы обработки водными растворами антипирогенов краевых частей целиков.

Таблица 7.8

Исходные данные к РГР № 7 для вариантов №№ 1–3

Исходные данные		№ варианта		
		1	2	3
Схема проветривания выемочного участка		в-вт		
Пласт	строение	простое		
	преобладающая мощность $m_{п}$, м	3,5	3,7	2,9
	мощность при утолщении $m_{у}$, м	4,3	4,4	3,6
	присутствие утолщения, м	130÷870	145÷964	96÷864
	угол падения пласта α , град	11	10	13
Максимальная вынимаемая комплексом мощность $m_{в}$, м		3,7	3,8	3,1
Длина лавы $l_{л}$, м		230	250	210
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1615	1590	1790
Размеры сечения выемочных штреков, м	ширина b	3,85	4,30	4,45
	высота h	3,5	3,7	2,9
Скорость подвигания очистного забоя $v_{оз}$, м/сут		5,6	6,4	7,2
Темп нагнетания раствора антипирогена $q_{наг}$, л/мин		38,5		
Расстояние до максимума опорного давления, м	задний борт монтажной и передний борт демонтажной камеры $x_{к}$	4,8	4,9	4,9
	верхний борт вентиляционного штрека $x_{вш}$	3,9	3,8	3,8
	нижний борт конвейерного штрека $x_{кш}$	4,3	4,1	4,1
Утечки воздуха внутри окисленных зон выемочного пространства $Q_{у}$, м ³ /мин		30	33	31

Таблица 7.9

Исходные данные к РГР № 7 для вариантов №№ 4–8

Исходные данные		№ варианта				
		4	5	6	7	8
Схема проветривания выемочного участка		в-вт				
Пласт	строение	сложное				
	мощность основной пачки $m_{оп}$, м	3,4	4,1	3,8	3,6	4,2
	мощность прослойка породы $m_{п}$, м	0,7	0,6	0,7	0,8	0,6
	мощность пачки в кровле $m_{пк}$, м	0,6	0,7	0,8	0,9	0,7
	присутствие пачки в кровле, м	142÷810	134÷630	181÷1150	167÷968	112÷768
	угол падения пласта α , град	17	13	10	11	9
Максимальная вынимаемая комплексом мощность $m_{в}$, м		3,5	4,3	4,0	3,8	4,4
Длина лавы $l_{л}$, м		280	260	230	240	220
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1615	1650	1820	1530	1460
Размеры сечения выемочных штреков, м	ширина b	4,15	4,10	4,35	4,45	3,85
	высота h	3,4	4,1	3,8	3,6	4,2
Скорость подвигания очистного забоя $v_{оз}$, м/сут		5,6	6,4	7,2	6,4	5,4
Темп нагнетания раствора антипирогена $q_{нар}$, л/мин		38,5				
Расстояние до максимума опорного давления, м	задний борт монтажной и передний борт демонтажной камеры $x_{к}$	4,7	4,9	5,3	5,4	4,9
	верхний борт вентиляционного штрека $x_{вш}$	3,9	4,2	4,3	4,3	4,4
	нижний борт конвейерного штрека $x_{кш}$	4,4	4,8	4,9	5,2	4,8
Утечки воздуха внутри окисленных зон выработанного про- странства Q_y , м ³ /мин		30	31	33	32	35

Исходные данные к РГР № 7 для вариантов №№ 9–15

Исходные данные		№ варианта						
		9	10	11	12	13	14	15
Схема проветривания выемочного участка		в-вт						
Пласт	строение	простое						
	мощность m , м	2,1	3,2	2,4	2,5	3,8	2,9	4,0
	угол падения пласта α , град	20	12	17	13	9	13	11
Максимальная вынимаемая комплексом мощность m_b , м		4,4	3,7	2,5	2,7	4,1	3,2	4,2
Длина лавы $l_{л}$, м		260	230	280	220	270	200	250
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1545	1670	1789	1699	1720	1635	1703
Размеры сечения выемочных штреков, м	ширина b	4,25	4,35	3,90	4,15	4,25	4,35	4,45
	высота h	2,4	3,2	2,4	2,5	3,8	2,9	4,0
Тип и расположение геологического нарушения, м		неперех. 640÷730	перех. 720÷770	неперех. 810÷900	перех. 940÷990	неперех. 655÷730	перех. 790÷850	перех. 640÷680
Скорость подвигания очистного забоя $v_{оз}$, м/сут		5,6	6,4	7,2	6,4	7,2	5,6	7,2
Темп нагнетания раствора антипирогена $q_{нар}$, л/мин		38,5						
Расстояние до максиму-ма опорного давления, м	задний борт монтажной и передний борт демонтажной камеры x_k	4,9	5,2	4,8	5,4	4,8	6,1	5,9
	верхний борт вентиляционного штрека $x_{вш}$	3,9	4,1	4,0	4,3	4,1	5,6	5,3
	нижний борт конвейерного штрека $x_{кш}$	4,6	4,6	4,2	5,3	4,4	5,9	5,5

Таблица 7.11

Исходные данные к РГР № 7 для вариантов №№ 16–22

Исходные данные		№ варианта						
		16	17	18	19	20	21	22
Схема проветривания выемочного участка		н-пт						
Пласт	строение	простое						
	мощность m , м	3,0	2,9	3,3	3,5	2,6	3,6	3,2
	угол падения пласта α , град	13	18	10	12	21	10	11
Максимальная вынимаемая комплексом мощность m_b , м		3,1	3,2	3,1	3,2	3,1	3,1	3,4
Длина лавы l_d , м		210	230	240	280	220	250	230
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1650	1650	1720	1810	1838	2025	1965
Размеры сечения выемочных штреков, м	ширина b	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5	4,5
	высота h	2,8	2,9	3,3	3,1	2,6	3,1	3,1
Расположение геологического нарушения, непереходимого комплексом, м		640÷720	810÷915	620÷730	540÷630	435÷530	240÷350	340÷430
Скорость подвигания очистного забоя $v_{оз}$, м/сут		7,2	7,2	6,4	4,8	7,2	6,4	4,8
Темп нагнетания раствора антипирогена $q_{наг}$, л/мин		38,5						
Расстояние до максимума опорного давления, м	задний борт монтажной и передний борт демонтажной камеры x_k	4,6	5,2	4,7	4,9	4,7	4,9	5,1
	верхний борт вентиляционного штрека $x_{вш}$	3,5	3,6	3,8	4,6	3,9	3,8	3,7
	нижний борт конвейерного штрека $x_{кш}$	4,1	4,3	4,5	4,8	4,5	4,7	4,8
Инкубационный период, сут		43	43	53	36	51	39	49

РГР № 8. ТЕХНОЛОГИЯ УПРОЧНЕНИЯ НЕУСТОЙЧИВЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Цель работы: изучение технологических схем химического упрочнения массива горных пород.

Теоретические положения

Ведение горных работ в зонах с неустойчивыми породами (в т. ч. и углем) сопряжено с повышенной опасностью. Наиболее характерные места возникновения таких зон – геологические нарушения. При работе в таких зонах возникает высокая вероятность массовых вывалов пород в горные выработки, что может привести к травмам горнорабочих и повреждению оборудования. Кроме того, эти зоны ввиду сильной трещиноватости, как правило, обладают повышенной газо- и водопроницаемостью, что помимо вывалов также представляет серьезную опасность. Проблемы возникают не только при неустойчивых вмещающих породах, но и при ослабленном угле. К проблемным можно отнести участки со слабым, склонным к интенсивному отжиму, углем и с сильнотрещиноватым кливажистым углем. Участками, требующими упрочнения даже при относительно устойчивых породах, также являются:

- кровля и бока передовых выработок, переходимых очистным забоем;
- сопряжения очистных забоев с выработками, оконтуривающими выемочный столб;
- демонтажные камеры;
- участки выемочного столба и целиков, попадающие в зоны повышенного горного давления (ЗПГД).

Следует отметить, что описанные выше зоны встречаются практически на каждой шахте. На многих шахтах ведение горных работ осложнено большим количеством геологических нарушений, которые периодически снижают эффективность подготовительных и очистных работ. Поэтому изучение современных технологий упрочнения горного массива является важным и актуальным этапом подготовки горного инженера.

Технология химического упрочнения успешно применяется на отечественных и зарубежных шахтах уже более 30 лет. Сущность этой технологии заключается в скреплении неустойчивого массива специальными составами. Наибольшее распространение в качестве таких составов получили синтетические двухкомпонентные смолы. В отечественной угольной промышленности технология получила широкое применение относительно недавно, хотя положительные результаты ее применения в Кузбассе были получены еще в 80-х годах прошлого века. В это же время был разработан ряд нормативных документов [15, 16, 17], требования которых использованы при подготовке этой работы. В последние годы на российском рынке появились специализированные компании, предлагающие весь спектр расходных материалов и оборудования для химического упрочнения массива, что способствует широкому распространению этих технологий. Одна из компаний на этом рынке – "Minova International". В качестве примера будет рассмотрена продукция этой компании.

На современном этапе химическое упрочнение можно условно разделить на две технологии:

- нагнетание смол в массив под давлением через шпур (инъекционное упрочнение);
- применение так называемых "PUR-патронов".

Используются различные по составу, свойствам и области применения смолы. Общим моментом является то, что они представляют собой двухкомпонентный состав. В PUR-патронах эти компоненты находятся изолированно в разных оболочках и перемешиваются при разрыве патрона внутри шпура. При нагнетании компоненты подаются по отдельным шлангам и смешиваются перед непосредственным поступлением в шпур. При смешивании компонентов происходит их отвердевание (со вспениванием или без вспенивания) за относительно короткое время.

Важнейшим моментом при применении инъекционного упрочнения является недопущение гидроразрыва упрочняемой породы. С одной стороны, чем больше давление при нагнетании, тем глубже в массив проникает скрепляющий состав. Это позволяет из одного шпура упрочнить большую область неустойчивого массива. С другой стороны, по мере заполнения трещин проникновение состава в массив ухудшается. Закачанное в начале нагнетания

части смолы уже вступают в реакцию, их проникновение прекращается. Под действием напора более жидких фракций, поступающих из шпура, и увеличения объема от вспенивания, давление в трещинах возрастает, что может привести к их полному раскрытию и разрушению упрочняемой части массива (произойдет обратный эффект). В некоторых случаях может начаться интенсивный выход скрепляющего состава по системе трещин в горную выработку, что также недопустимо. Поэтому очень важен выбор оптимального давления для конкретных участков упрочняемого массива. Согласно требованиям нормативных документов [15, 16, 17], давление при упрочнении вмещающих пород не должно превышать 10 МПа. При упрочнении угля давление состава значительно меньше (от 2 до 7 МПа).

Другой важный параметр, от которого зависит расстояние между шпурами, – радиус распространения состава. Его значение зависит от давления и интенсивности заполнения трещин составом. Известны научные разработки, позволяющие повысить эффективность нагнетания путем подключения вакуумного насоса к соседнему шпуру [18]. Это позволяет наряду с давлением, развиваемым нагнетательной установкой, использовать в работе по перемещению скрепляющего раствора в трещиноватой среде вакуумметрическое давление.

В зависимости от свойств упрочняемого массива и требуемого эффекта применяют следующие типы смол:

- полиуретановая;
- органоминеральная;
- фенольная.

Наиболее известная серия полиуретановых смол – "Беведол-Беведан" ("Bevedol-Bevedan"). Выпускаются различные типы, отличающиеся по характеристикам (S, WF, WFA и др.). Время реакции (отверждения) от 0,5 до 20 мин. Область применения конкретного типа определяется в основном степенью обводненности пород. Эти смолы имеют свойство вспениваться и увеличиваться в объеме при контакте с влагой, при отсутствии контакта затвердевают без увеличения объема в виде плотного, непористого материала. Эти материалы наиболее подходят для упрочнения пород кровли, в том числе высокообводненных (например, в зонах геологических нарушений).

Органоминеральная смола "Геофлекс" ("Geoflex") не увеличивается в объеме после реакции компонентов. Выше отмечалось, что при инъекционном упрочнении важно не спровоцировать гидроразрыв упрочняемого массива. Область применения этой смолы – упрочнение трещиноватого, склонного к отжиму угля (борта выработок и плоскость очистного забоя), так как отсутствие вспенивания позволяет производить заполнение трещин смолой без разрушения угля и образования новых трещин. В результате в массиве формируется упрочненная область, скрепленная твердым эластичным составом.

Фенольная смола "Карбофил" ("Carbofill") обладает высоким фактором вспенивания (до 38) и скоростью реакции. Не требует герметичной опалубки при возведении. Поэтому данная смола используется в основном для заполнения больших пустот ("куполов"), образовавшихся при вывалах породы.

Непосредственно нагнетание состава в шпур и массив может производиться различными способами в зависимости от условий применения и требуемого эффекта. К наиболее распространенным способам нагнетания относят нагнетание:

- непосредственно в шпур через герметизатор (рис. 8.1, а);
- через герметизатор с использованием простой нагнетательной трубки (рис. 8.1, б);
- с использованием нагнетательной трубки с функцией анкера (рис. 8.1, в);
- через самонарезающий инъекционный анкер (рис. 8.1, г);
- через герметизатор канатного анкера (рис. 8.1, д).

Нагнетание с использованием только герметизатора имеет ограниченное применение в технологических схемах упрочнения. Его можно применить в тех случаях, когда массив относительно слаботрещиноватый и, соответственно, будет минимальное значение радиуса распространения состава. При этом будет незначительна вероятность выхода нагнетаемого состава в горную выработку. Пример применения такого способа – укрепление бортов диагональной печи. При заблаговременном укреплении уголь в бортах в момент нагнетания состава не будет испытывать повышенного горного давления от очистного забоя и, соответственно, будет находиться в относительно прочном, малотрещиноватом состоянии.



Рис. 8.1. Инъекционные анкеры и приспособления для нагнетания состава:
а – герметизатор; б – герметизатор с пластиковой трубкой;
в – нагнетательная трубка с функцией анкера; г – самонарезающий инъекционный анкер; д – канатный анкер с герметизатором

Если краевая часть укрепляемого массива сильно трещиноватая, то для предотвращения выхода состава в выработку нагнетание необходимо производить с помощью герметизатора и нагнетательной трубки. Применяются пластиковые и металлические трубки различной длины.

Нагнетательная трубка с функцией анкера типа "IRMA" позволяет нагнетать смолу как через обычную трубку. Она остается после процесса нагнетания в шпуре и дополнительно скрепляет массив.

Самонарезающий инъекционный анкер представляет собой полый стержень, который остается в шпуре после бурения, обеспечивая устойчивость шпура и последующее проведение работ по нагнетанию полимерных составов. Далее производят нагнетание смолы, при этом анкер закрепляется на всю длину.

Канатный анкер закрепляется ампульно-нагнетательным способом. Вначале анкер закрепляется ампулой в верхней части шпура. Затем производят нагнетание скрепляющего состава. Герметизация устья шпура происходит за счет распора герметизатора на хвостовике анкера под давлением подаваемого скрепляющего материала. Происходит нагнетание состава в массив с одновременным закреплением анкера по всей длине, которая может составлять несколько метров.

В заключение этой части работы следует отметить, что представленные далее значения параметров схем упрочнения являются ориентировочными и подлежат уточнению путем нагнетания в контрольные шпуры. Каждая конкретная область неустойчивого массива имеет свою уникальную систему трещин, и распространение состава в массив даже из соседних шпуров может отличаться. Выше отмечалось, что расстояние между шпурами зависит от радиуса распространения состава, который как раз и следует уточнять по фактическому нагнетанию в контрольные шпуры. Поэтому в данной работе считается, что он уже установлен и его значение приведено в исходных данных.

Ход работы

В работе рассматриваются комплексные меры по химическому упрочнению неустойчивых зон горного массива при обработке пласта механизированным комплексом. Работа включает в себя следующие этапы.

1. Выявление неустойчивых зон при отработке выемочного столба.
2. Определение параметров упрочнения массива.
3. Составление паспорта работ по упрочнению массива.

1. Выявление неустойчивых зон при отработке выемочного столба

Горный инженер должен обладать навыками по выявлению таких зон в пределах выемочного столба, руководствуясь данными геологической службы шахты, прогнозом горного давления, опытом отработки соседних выемочных столбов и т. д. Поскольку это учебная работа, сами зоны, подлежащие упрочнению, указаны в задании. Параметры "купола" также указаны в задании. Конечно, определить его точные размеры и место образования заранее практически невозможно. Тем не менее, в учебных целях, они указаны в задании. Необходимо отметить участки, подлежащие предварительному упрочнению на схеме выемочного столба (рис. 8.2), и поместить их в сводную таблицу (табл. 8.1), руководствуясь при этом представленным примером.

Некоторые неустойчивые зоны невозможно заранее спрогнозировать. Поэтому, если из опыта ведения очистных работ следует, что возможно появление таких зон, необходимо быть готовым оперативно их устранить согласно ранее разработанному типовому паспорту (например, паспорт мероприятий по ликвидации куполов).

Таблица 8.1

Сводная таблица упрочняемых зон к рис. 8.2

Зона	Расположение	Параметры
Геологическое нарушение (вентиляционный штрека)	240 м от монтажной камеры	Ширина нарушения по плоскости забоя 23 м. Ось под углом 15° к линии падения, размер по оси в пределах столба 80 м
Неустойчивая непосредственная кровля и ложная кровля (купола)	490 м от монтажной камеры	Возможная высота купола до 4 м, ширина по плоскости забоя до 7 м
Диагональная печь	610 м от монтажной камеры	Угол примыкания к штреку 65°
Сильнотрещиноватый уголь в ЗПГД	1060 м от монтажной камеры	Зона шириной 80 м расположена по падению по всей ширине столба

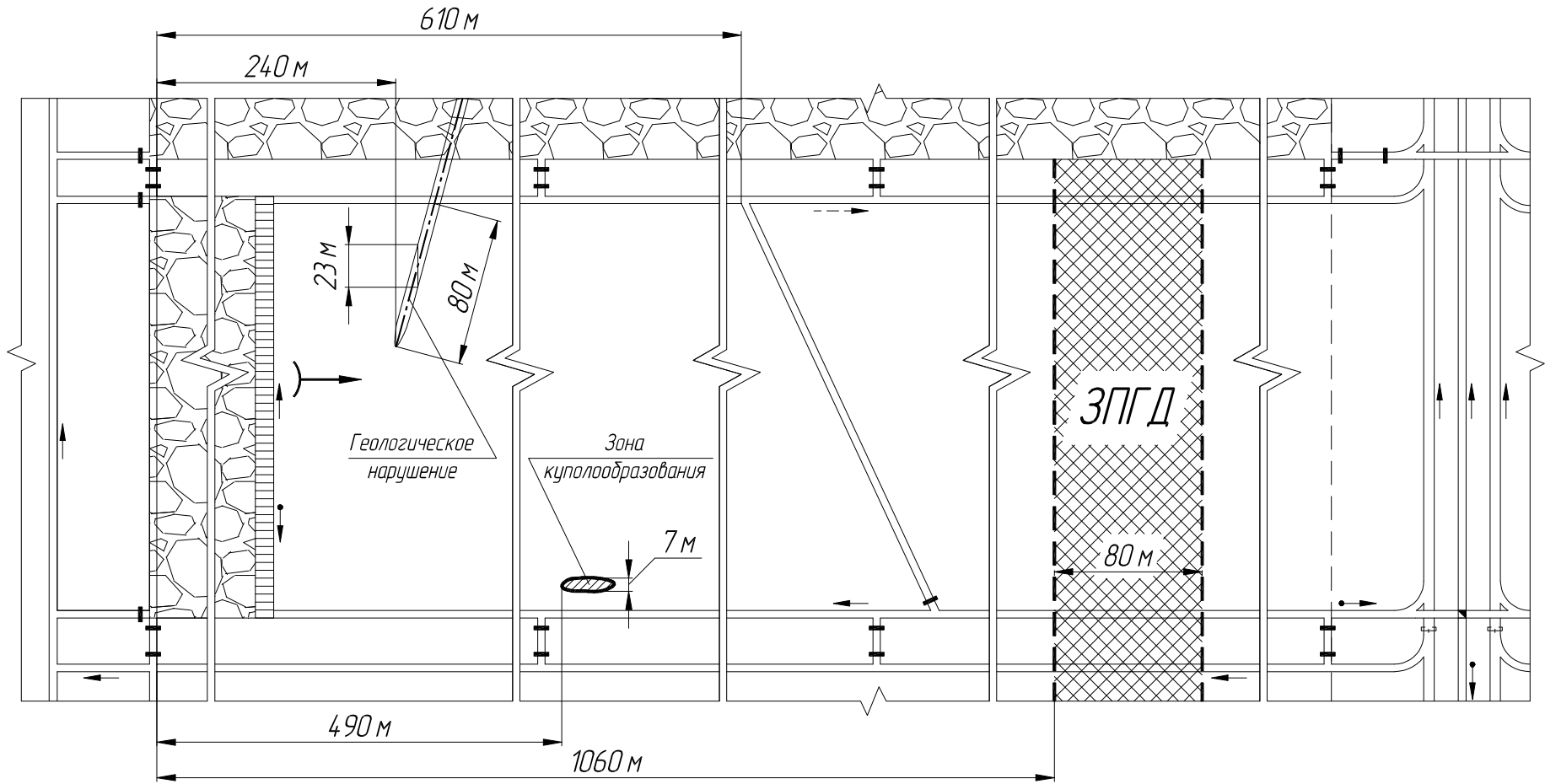


Рис. 8.2. Пример схемы выемочного столба с зонами, подлежащими химическому упрочнению (данная схема использована в примере расчета)

2. Определение параметров упрочнения массива

В начале данного раздела необходимо отметить следующее. Как отмечалось выше, каждая конкретная область неустойчивого массива имеет свою уникальную геометрию распространения и систему трещин. Представленные далее технологические схемы являются принципиальными, типовыми. Их параметры необходимо уточнять на месте при каждом случае применения технологии. Поэтому можно сказать, что из всех рассмотренных мероприятий по управлению состоянием массива, представленных в данном практикуме, работы по упрочнению массива в наибольшей степени предполагают индивидуальный подход к определению параметров технологии в зависимости от конкретных условий ее применения.

2.1. Упрочнение угольного массива

Рассмотрим параметры упрочнения с помощью нагнетания органоминеральной смолы и с помощью "PUR-патронов". Технологическая схема упрочнения нагнетанием смолы в очистном забое представлена на рис. 8.3. Ранее отмечалось, что нагнетаемый состав не должен спровоцировать разрушение угля, поэтому рекомендуют использовать смолы, не увеличивающиеся в объеме.

Параметрами этой технологической схемы являются:

- радиус упрочнения R_y , м;
- расстояние между шпурами в ряду B , м;
- угол наклона шпуров верхнего ряда β , град ($\beta = 10 \div 20^\circ$);
- расстояние между рядами шпуров B_p , м;
- неснижаемое опережение $l_{оп}$, м;
- шаг бурения $l_б$, м;
- длина шпуров нижнего ряда $l_н$, м;
- длина шпуров верхнего ряда $l_в$, м;
- глубина герметизации $l_г$, м ($l_г = 1,3 \div 2,3$ м);
- давление нагнетания P , МПа.

Шпуры бурят диаметром 43 мм. Расстояние между шпурами определяется в зависимости радиуса упрочнения:

$$B \leq 2R_y - 0,7, \quad (8.1)$$

где B – расстояние между шпурами в ряду, м; R_y – радиус упрочнения, м (указан в задании).

Если мощность упрочняемого пласта более $2R_y$, то рекомендуется располагать шпуров в два ряда в шахматном порядке. Расстояние между рядами шпуров B_p в зависимости от мощности пласта принимается $1,0 \div 2,5$ м. Ряды располагают на одинаковом расстоянии от кровли и почвы. Однорядная схема может применяться при небольшой мощности пласта, когда одного ряда шпуров достаточно для эффективного упрочнения пласта по всей мощности.

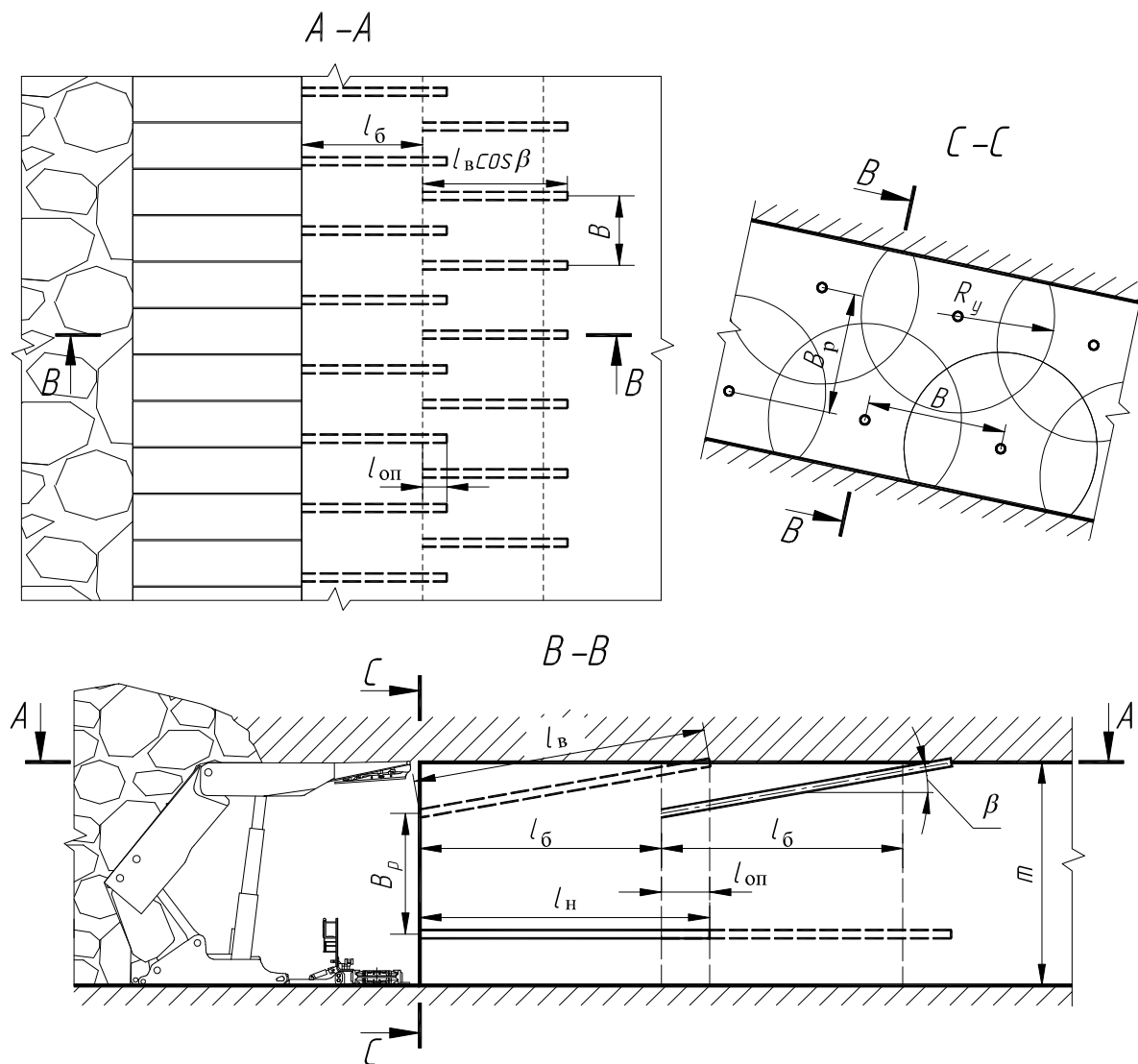


Рис. 8.3. Технологическая схема упрочнения угля в очистном забое нагнетанием скрепляющего состава (масштаб сечений B-B и C-C в 2 раза крупнее, чем сечения A-A)

Длина шпуров нижнего ряда принимается $3 \div 5$ м. Неснижаемое опережение $l_{оп}$ должно составлять не менее ширины захвата комбайна r . Таким образом, при условии выполнения работ по

упрочнению в ремонтно-подготовительную смену максимально возможное подвигание забоя составит 4 м (5 циклов при ширине захвата 0,8 м). Затем необходимо повторить цикл работ по упрочнению. Это максимально возможное подвигание забоя является шагом бурения l_6 . Зная количество циклов в сутки, длину шпуров нижнего ряда можно определить по формуле

$$5 \geq l_n \geq (n_{ц} + 1)r, \quad (8.2)$$

где l_n – длина шпуров нижнего ряда, м; $n_{ц}$ – число циклов в сутки (в четных вариантах принимается 5, в нечетных 4); r – ширина захвата комбайна (принимается 0,8 м), м.

Взаимосвязь между длиной шпура нижнего ряда, неснижаемым опережением и шагом бурения выражается зависимостью

$$l_n = (l_6 + l_{оп}), \quad (8.3)$$

где l_n – длина шпуров нижнего ряда, м; l_6 – шаг бурения, м; $l_{оп}$ – неснижаемое опережение, м.

Если подвигание в 4 м достигается за 2 смены, то можно принять следующий режим работы очистного забоя: смена по упрочнению, затем 2 смены по добыче и т. д.

Длина шпуров верхнего ряда равна:

$$l_b = \frac{l_n}{\cos \beta}, \quad (8.4)$$

где l_b – длина шпуров верхнего ряда, м; l_n – длина шпуров нижнего ряда, м; β – угол наклона шпуров верхнего ряда, град.

При однорядной схеме рекомендуется бурить наклонные шпуры, длина которых определяется по описанному выше алгоритму. Давление при нагнетании в пласт принимается от 2 до 5 МПа. Конкретное значение принимается по фактическому состоянию упрочняемого пласта при условии недопущения его дополнительного разрушения от напора при нагнетании.

Длина шпуров, буримых для упрочнения в бортах переходимых очистным забоем передовых выработок, принимается до 4,5 м (рис. 8.4). Остальные параметры определяются по описанной выше методике. Принцип и параметры расположения шпуров для уп-

рочнения угольного массива в подготовительных выработках аналогичны представленным выше. Оптимальная длина шпуров, буримых в забой выработки при ее проведении, составляет также не более 5 м. Расстояние от устья шпура до контура выработки принимается $0,5 \div 1,0$ м. При возможности проведения выработки за сутки на расстояние большее, чем длина шпура за минусом шага подвигания забоя за цикл (неснижаемое опережение), можно предусмотреть мероприятия по упрочнению забоя чаще чем раз в сутки.

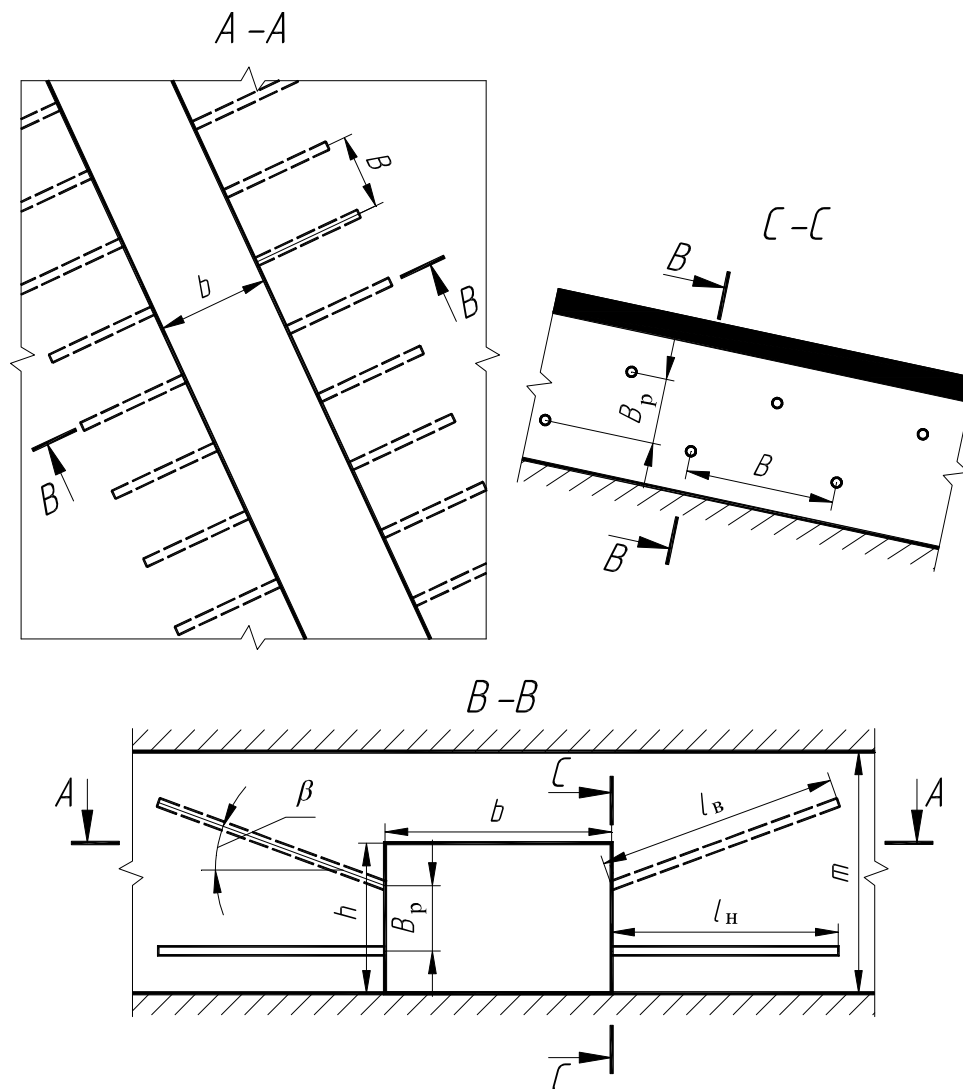


Рис. 8.4. Технологическая схема упрочнения бортов выработки, переходимой очистным забоем (масштаб сечений B-B и C-C в 2 раза крупнее, чем сечения A-A)

Технологическая схема упрочнения угля с помощью "PUR-патронов" представлена на рис. 8.5. Этот способ упрочнения яв-

ляется универсальным и может применяться в очистном забое, в подготовительном забое и для упрочнения бортов передовых выработок при их переходе очистным забоем.

Патроны выпускаются диаметром $36\div 42$ мм, длина патронов 300 мм, вес $0,35\div 0,50$ кг. Сущность этой технологии заключается в следующем. В упрочняемую область забоя в два ряда (в шахматном порядке) бурятся шпуров диаметром 43 мм. Ряды шпуров располагают на одинаковом расстоянии от кровли и почвы или по пачке, наиболее нуждающейся в упрочнении (например, верхняя часть пласта, склонная к отжиму). В шпуров помещаются PUR-патроны, которые досылаются в забой шпура деревянным или стеклопластиковым анкером. Разрушение патронов и перемешивание компонентов производится посредством вращения анкера электросверлом через переходник в течение $10\div 15$ с. Качество установки деревянного анкера и необходимое количество PUR-патронов на шпур контролируется выходом вспененного состава из устья шпура.

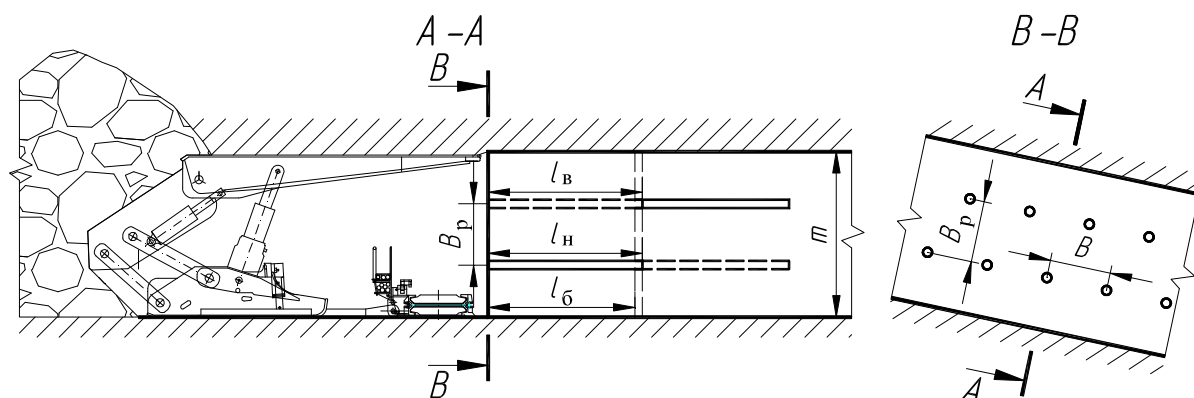


Рис. 8.5. Технологическая схема упрочнения угля в очистном забое с помощью PUR-патронов

Примерные параметры данной технологии следующие:

- длина шпуров нижнего ряда $l_H = 2\div 2,5$ м;
- длина шпуров верхнего ряда $l_B = 2\div 2,5$ м;
- расстояние между шпурами в ряду $B = 0,8\div 1,0$ м;
- расстояние между рядами шпуров $B_P = 0,8\div 1,0$ м;
- шаг бурения $l_б$, м (принимается кратным ширине захвата комбайна).

Принцип и параметры расположения шпуров для упрочнения угольного массива в подготовительных забоях аналогичны.

2.2. Упрочнение вмещающих пород и ликвидация "куполов"

В этом разделе рассматриваются примеры технологических схем для двух случаев:

- передового упрочнения ложной или неустойчивой кровли (например, при переходе нарушения);

- ликвидации образовавшегося "купола" и мероприятия по предотвращению его дальнейшего распространения.

Если при подготовке выемочного столба были выявлены участки с неустойчивой кровлей, склонной к вывалам, то при подходе очистного забоя к этим участкам следует производить передовое (заблаговременное) упрочнение массива. Согласно рекомендациям технологических схем [17] для предотвращения обрушения ложной или неустойчивой кровли мощностью до 0,3 м достаточно упрочнить подкровельную пачку угля. При большей мощности неустойчивых пород (во всех вариантах) шпуров следует перебуривать через пласт в кровлю (рис. 8.6). Параметры этой технологической схемы в целом аналогичны параметрам схемы на рис. 8.3:

- радиус упрочнения R_y , м (указан в задании);
- расстояние между шпурами B , м [определяется по формуле (8.1)];
- длина шпуров $l_{ш}$, м (принимается 3÷5 м);
- угол наклона шпуров к плоскости пласта β , град (принимается 10÷20°);

- шаг бурения $l_б$, м (принимается кратным ширине захвата комбайна r);

- неснижаемое опережение $l_{оп}$, м [не менее ширины захвата комбайна r , см. формулу (8.3)];

- давление нагнетания P , МПа (3÷7 МПа);

- число шпуров $n_{ш}$.

Расчетное число шпуров можно определить исходя из ширины упрочняемой зоны по плоскости очистного забоя (рис. 8.6):

$$n_{шр} = \frac{l_3}{B} + z, \quad (8.5)$$

где $n_{\text{шпр}}$ – расчетное число шпуров для упрочнения кровли в пределах переходимого нарушения; l_3 – ширина упрочняемой зоны (нарушения или купола) по плоскости очистного забоя, м; B – расстояние между шпурами [см. формулу (8.1)], м; z – параметр, зависящий от конфигурации упрочняемой зоны.

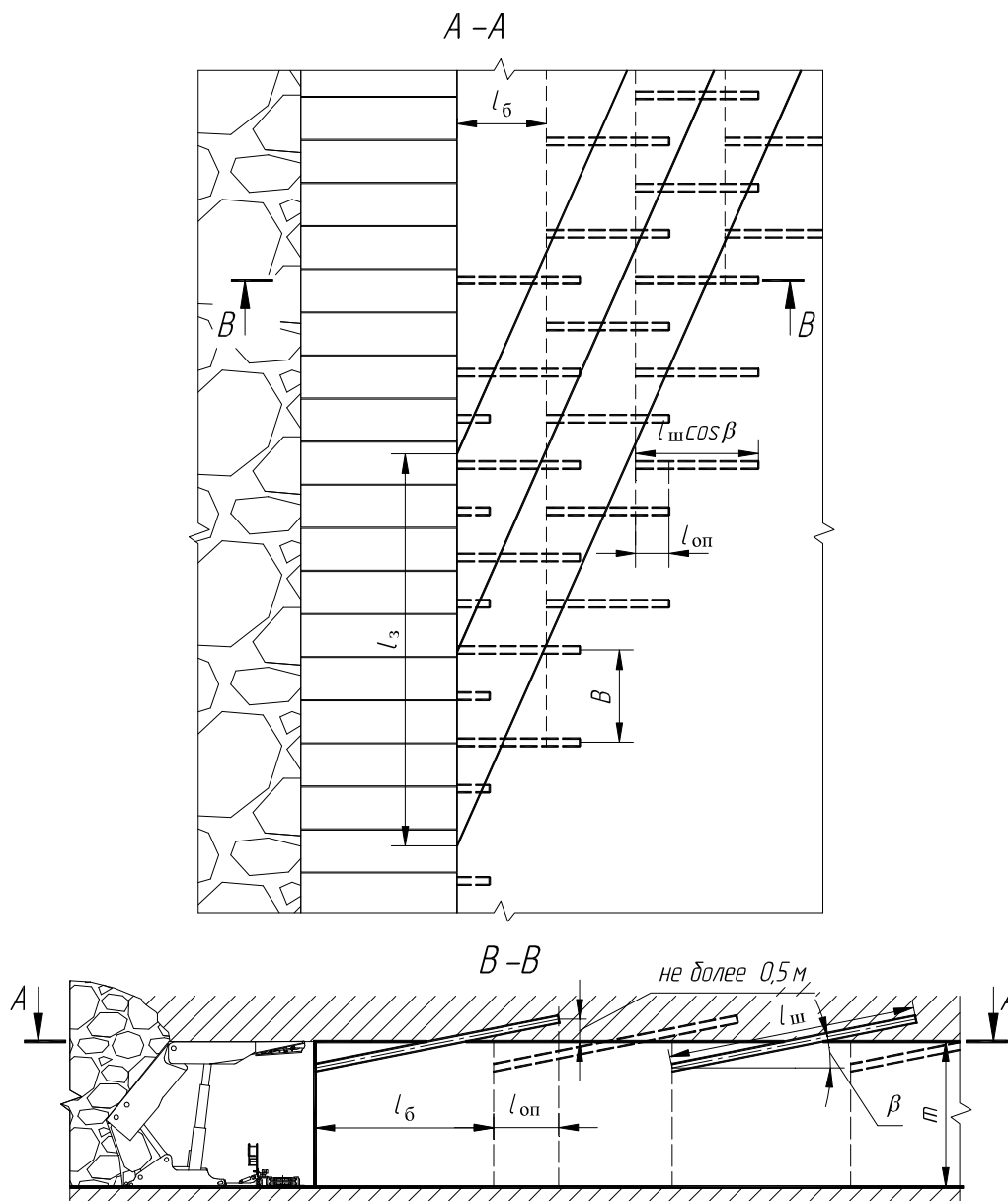


Рис. 8.6. Технологическая схема предварительного упрочнения неустойчивых пород кровли из очистного забоя (масштаб сечения B-B в 2 раза крупнее, чем сечения A-A)

Значение параметра z принимается в зависимости от угла φ между осью нарушения и линией падения пласта, а также ширины нарушения по плоскости забоя l_3 . Эти значения могут быть 0, 1 или 2. Как правило, чем меньше угол φ , тем больше значение z .

Полученное расчетное значение $n_{шр}$ округляем в большую сторону до целого числа. Это будет фактически принятое значение $n_{ш}$. Расположение шпуров относительно упрочняемой зоны, смещение следующего ряда относительно предыдущего и шаг бурения определяют индивидуально таким образом, чтобы внутри упрочняемой зоны не оставалось неупрочненных участков.

Если произошел вывал породы из кровли в виде "купола", то необходимо ликвидировать этот "купол" и принять меры для его дальнейшего нераспространения. В теоретических положениях отмечалось, что для заполнения больших пустот целесообразно применять смолы с высоким фактором вспенивания и скоростью реакции, не требующие герметичной опалубки при возведении. При отсутствии возможности применения вспенивающейся смолы применяют классический способ ликвидации купола – закладку лесоматериалами. Для предотвращения дальнейшего обрушения породы кровли рекомендуется упрочнить через шпуров (рис. 8.7).

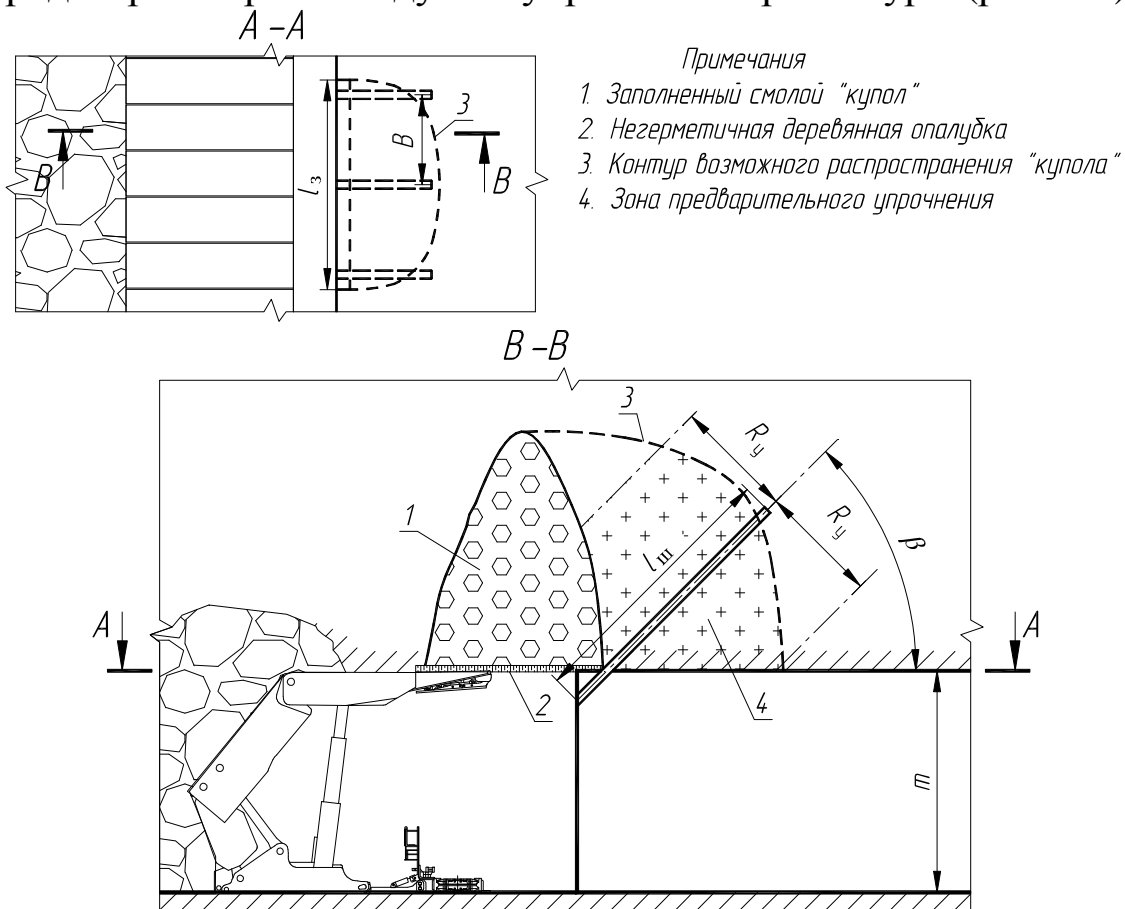


Рис. 8.7. Технологическая схема ликвидации "купола" и предотвращение его дальнейшего распространения (масштаб сечения B-B в 2 раза крупнее, чем сечения A-A)

Параметры расположения шпуров следующие:

- радиус упрочнения R_y , м (указан в задании);
 - расстояние между шпурами B , м [определяется по формуле (8.1)];
 - угол наклона шпуров к плоскости пласта β , град (принимается $35 \div 50^\circ$);
 - длина шпуров $l_{ш}$, м;
 - число шпуров $n_{ш}$ [определяется по формуле (8.5), $z = 0$];
 - давление нагнетания P , МПа ($3 \div 7$ МПа).
- Длину шпуров рекомендуется определять по формуле

$$l_{ш} = \frac{0,7h_k + 0,5}{\cos \beta}, \quad (8.6)$$

где $l_{ш}$ – длина шпуров для предотвращения дальнейшего распространения "купола", м; h_k – высота купола, м; β – угол наклона шпура к плоскости пласта, град.

Высоту купола следует определять с помощью лазерных измерительных приборов. В данной работе она указана в исходных данных.

3. Составление паспорта работ по упрочнению массива

Под паспортом в данной работе имеется в виду графическое представление принятых технологических схем упрочнения с указанием численных значений параметров расположения шпуров для конкретного варианта. Эта часть работы также должна включать в себя следующие элементы:

- схему упрочняемых зон в выемочном столбе;
- технологические схемы упрочнения массива и ликвидации "куполов";
- сводную таблицу мероприятий по упрочнению массива.

Варианты предусматривают изображение выемочного столба при системе разработки длинными столбами по простиранию с проведением штреков вприсечку (ПЦ, рис. 4.1 б) или с оставлением межлавных целиков (МЦ, рис. 8.2). Схема выемочного столба (М 1: 5000) и сводная таблица упрочняемых зон представляются согласно рекомендациям раздела 1. Остальные схемы изображаются в масштабе М 1:50 или 1:100. Планы (виды сверху) рекомендуется показывать в масштабе 1:100, а сечения в масштабе 1:50. При двухрядных схемах на планах показываются проекции только верхнего ряда шпуров.

Расстояние от монтажной камеры до нарушений и диагональных печей указано по штреку (штрек указан в задании). Размер купола по простиранию (по длине столба) в четных вариантах принимается 3,5 м, в нечетных 3 м.

ЗПГД во всех вариантах изображаются вдоль линии падения пласта по всей ширине выемочного столба. Расположение от монтажной камеры и ширина зоны указаны в задании.

Степень детализации должна соответствовать чертежам, представленным в примере выполнения работы.

Пример выполнения работы

Исходные данные		Значение
Система разработки		ПЦ
Пласт	мощность m , м	3,7
	угол падения пласта α , град	12
Длина лавы $l_{л}$, м		220
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1320
Параметры геологического нарушения	у вентиляционного штрека, м	240
	угол оси относительно линии падения пласта φ , град	15
	длина по оси в пределах выемочного столба, м	80
	ширина по плоскости очистного забоя l_3 , м	23
	радиус упрочнения R_y , м	1,8
Параметры зоны куполообразования	у конвейерного штрека, м	490
	возможная высота купола h_k , м	4
	возможная ширина купола по плоскости очистного забоя l_3 , м	7
	радиус упрочнения R_y , м	2
Параметры диагональной печи	расположение, м	610
	угол примыкания к штреку, град	65
	ширина b	3,5
	высота h	2,3
	радиус упрочнения R_y , м	1,5
Расположение и размер ЗПГД	расположение, м	1060
	ширина $L_{пгд}$, м	80
	радиус упрочнения R_y , м	1,6
Максимально возможное число циклов в сутки $n_{ц}$		5

1. Выявление неустойчивых зон при отработке выемочного столба

Анализ геологической информации и предполагаемых технологических параметров отработки столба показывает следующее. После отхода от монтажной камеры на 240 м в районе вентиляционного штрека прогнозируется появление геологического нарушения с углом оси относительно линии падения пласта 15° . Примерная длина нарушения по оси в пределах выемочного столба 80 м. Предполагаемая ширина нарушения по плоскости очистного забоя 23 м.

Далее на расстоянии 490 м от монтажной камеры в районе конвейерного штрека будет находиться зона, в которой возможно куполообразование. Возможно образование "куполов" высотой до 4 м и шириной по плоскости очистного забоя до 7 м.

Следующий участок, на котором потребуется выполнять мероприятия по упрочнению массива, – зона перехода диагональной печи. Печь проведена на расстоянии 610 м (по вентиляционному штреку) от монтажной камеры с углом примыкания к штреку 65° .

Еще один потенциально опасный участок – ЗПГД шириной 80 м, возникшая от целиков для охраны горных выработок, оставленных на вышележащем пласте. Зона расположена на расстоянии 1060 м от монтажной камеры. Угольный пласт в пределах этой зоны находится в напряженном состоянии, близком к предельному. Поэтому в данном месте выемочного столба существует высокая вероятность возникновения отжима по всей длине очистного забоя.

Выявленные зоны, требующие мероприятий по упрочнению массива, отмечаем на схеме выемочного столба (рис. 8.2). Составляем сводную таблицу упрочняемых зон (табл. 8.1).

2. Определение параметров упрочнения массива

2.1. Упрочнение вмещающих пород и ликвидация "куполов"

Упрочнение пород кровли также необходимо производить на двух участках: при переходе геологического нарушения и на участке возможного куполообразования.

Для предварительного упрочнения кровли принимаем технологическую схему, представленную на рис. 8.6. Определяем параметры этой схемы. Диаметр шпуров принимается 43 мм. Рассчитываем расстояние между шпурами в ряду с учетом радиуса упрочнения $R_y = 1,8$ м:

$$B \leq 2 \cdot 1,8 - 0,7; \quad B \leq 2,9 \text{ м.}$$

Принимаем $B = 2,9$ м. Далее принимаем длину шпуров из рекомендованного диапазона $3 \div 5$ м. Принимаем значение $l_{\text{ш}} = 4$ м. Угол наклона шпуров принимаем из рекомендованного диапазона $10 \div 20^\circ$ с учетом того, что торец шпура должен быть выше пласта не более чем на $0,5$ м. Принимаем угол 14° . При этом превышение торца скважины составит $0,47$ м.

Ось нарушения расположена под небольшим углом к линии падения пласта. Поэтому для полноты перекрытия шпурами зоны нарушения принимаем шаг бурения $l_6 = 2,4$ м. Тогда неснижаемое опережение $l_{\text{оп}}$ будет составлять $1,5$ м.

Далее определяем число шпуров с учетом ширины нарушения по плоскости очистного забоя $l_3 = 23$ м:

$$n_{\text{шп}} = \frac{23}{2,9} + 2 = 9,93; \quad n_{\text{ш}} = 10.$$

Начальное давление при нагнетании принимается 7 МПа. Нагнетание будет производиться через герметизатор с использованием пластиковой нагнетательной трубки длиной $1,5$ м. При обнаружении признаков избыточности давления (выход состава в призабойное пространство или соседние шпуры) его необходимо уменьшить. Все параметры упрочнения кровли из очистного забоя при переходе геологического нарушения определены. Сама технологическая схема представлена в графической части.

В завершении этого раздела определяем порядок действий при образовании купола. Сам "купол" необходимо заполнить смолой "Карбофил" ("Carbofill"), предварительно возведя опалубку из лесоматериалов. Для предотвращения его дальнейшего распространения принимается технологическая схема, показанная на рис. 8.7. Определяем параметры этой схемы. Диаметр шпуров принимается 43 мм. Рассчитываем расстояние между шпурами в ряду с учетом радиуса упрочнения $R_y = 2$ м:

$$B \leq 2 \cdot 2 - 0,7; \quad B \leq 3,3 \text{ м.}$$

Принимаем $B = 3$ м. Угол наклона шпуров к плоскости пласта принимаем 45° . Далее определяем длину шпуров:

$$l_{\text{ш}} = \frac{0,7 \cdot 4 + 0,5}{\cos 45^\circ} \approx 4,5 \text{ м.}$$

Число шпуров с учетом возможной ширины "купола" по плоскости очистного забоя $l_3 = 7$ м составит:

$$n_{\text{шп}} = \frac{7}{3,3} = 2,12; \quad n_{\text{ш}} = 3.$$

Начальное давление при нагнетании принимается 7 МПа. Нагнетание будет производиться через герметизатор с использованием пластиковой нагнетательной трубки длиной 1,5 м. При обнаружении признаков избыточности давления (выход состава в призабойное пространство или соседние шпуры) его необходимо уменьшить. Строим технологическую схему (представлена в графической части). Принимаем размер зоны возможного распространения "купола" по длине столба, как и размер купола, равным 3 м. Из схемы видно, что эта зона достаточно упрочнена по высоте, ширине и по длине столба. Следовательно, окончательно принимаем определенные выше параметры и данную технологическую схему.

2.2. Упрочнение угольного массива

Согласно представленному выше анализу выемочного столба по фактору присутствия зон, требующих упрочнения, угольный массив необходимо упрочнять на двух участках: в бортах диагональной печи и в ЗПГД.

Вначале принимаем решение о применении двухрядных схем для обоих участков, так как мощность пласта более двух радиусов упрочнения ($3,7 > 2 \cdot 1,5$).

Для предварительного упрочнения бортов диагональной печи принимаем технологическую схему, представленную на рис. 8.4. Определяем ее параметры. Диаметр шпуров принимается 43 мм. Рассчитываем расстояние между шпурами в ряду с учетом радиуса упрочнения $R_y = 1,5$ м:

$$B \leq 2 \cdot 1,5 - 0,7; \quad B \leq 2,3 \text{ м.}$$

Принимаем $B = 2,3$ м. Далее определяем длину шпуров. Поскольку речь идет об укреплении бортов диагональной печи,

длину шпуров нижнего ряда принимаем из рекомендованного диапазона 3÷4,5 м без учета подвигания очистного забоя. Принимаем длину $l_{\text{н}} = 3,5$ м. Тогда длина наклонных шпуров верхнего ряда составит:

$$l_{\text{в}} = \frac{3,5}{\cos 20^\circ} \approx 3,7 \text{ м.}$$

Расстояние между рядами шпуров $B_{\text{р}}$ принимаем из рекомендованного диапазона 1,0÷2,5 м. Поскольку высота печи относительно небольшая, принимаем $B_{\text{р}} = 1$ м. Устья шпуров верхнего и нижнего ряда по высоте борта будут расположены на одинаковом расстоянии от кровли и почвы диагональной печи. Будет производиться упрочнение обоих бортов по всей длине печи.

Начальное давление при нагнетании принимается 5 МПа. Нагнетание будет производиться через герметизатор. При обнаружении признаков избыточности давления (выход состава в печь или соседние шпуры) его необходимо уменьшить. Все параметры упрочнения бортов диагональной печи определены. Сама технологическая схема представлена в графической части.

При переходе очистным забоем ЗПГД упрочнение пласта будем производить согласно схеме, представленной на рис. 8.3. Определяем параметры этой схемы. Диаметр шпуров принимается 43 мм. Рассчитываем расстояние между шпурами в ряду с учетом радиуса упрочнения $R_{\text{у}} = 1,6$ м:

$$B \leq 2 \cdot 1,6 - 0,7; \quad B \leq 2,5 \text{ м.}$$

Принимаем $B = 2,3$ м. Далее определяем длину шпуров. Вначале находим длину шпуров нижнего ряда. Поскольку речь идет об упрочнении угля в очистном забое, расчет производим по формуле (8.2) с учетом максимально возможного числа циклов в сутки ($n_{\text{ц}} = 5$).

$$5 \geq l_{\text{н}} \geq (5+1) \cdot 0,8; \quad 5 \geq l_{\text{н}} \geq 4,8.$$

Принимаем длину $l_{\text{н}} = 4,8$ м. Тогда длина наклонных шпуров верхнего ряда с учетом угла их наклона 10° составит:

$$l_{\text{в}} = \frac{4,8}{\cos 10^\circ} \approx 4,9 \text{ м.}$$

Расстояние между рядами шпуров B_p принимаем из рекомендованного диапазона 1,0÷2,5 м: $B_p = 2$ м. Устья шпуров верхнего и нижнего ряда по высоте борта будут расположены на одинаковом расстоянии от кровли и почвы пласта. Будет производиться упрочнение по всей длине лавы.

Неснижаемое опережение $l_{оп}$ будет составлять 0,8 м (ширина захвата комбайна). Таким образом, для упрочнения пласта на участке 80 м потребуется выполнить 20 циклов бурения шпуров.

Начальное давление при нагнетании принимается 4 МПа. Нагнетание будет производиться через герметизатор с использованием пластиковой нагнетательной трубки длиной 1,5 м. При обнаружении признаков избыточности давления (выход состава в призабойное пространство или соседние шпуры) его необходимо уменьшить. Все параметры упрочнения пласта в очистном забое при переходе ЗПГД определены. Сама технологическая схема представлена в графической части.

3. Составление паспорта работ по упрочнению массива

Все параметры упрочнения пласта и кровли определены. Изображаем технологические схемы для каждого участка с конкретными параметрами расположения шпуров составляем сводную таблицу мероприятий по упрочнению массива.

Сводная таблица мероприятий по упрочнению массива

Упрочняемые зоны	Принятые профилактические мероприятия
Геологическое нарушение	Бурение из забоя шпуров длиной 4 м под углом 14° на расстоянии 2,9 м друг от друга. В ряду 10 шпуров, шаг бурения 2,4 м (3 цикла), неснижаемое опережение 1,5 м
Образование "купола" и его возможное распространение	Заполнение купола смолой "Carbofill". Для предотвращения его распространения – бурение 3 шпуров длиной 4,5 м под углом 45° на расстоянии 3 м друг от друга
Борта диагональной печи	Бурение вертикальных и наклонных (20°) шпуров длиной 3,5 и 3,7 м на расстоянии 2,3 м друг от друга. Расстояние между рядами шпуров – 1 м
ЗПГД	Бурение вертикальных и наклонных (10°) шпуров длиной 4,8 и 4,9 м на расстоянии 2,3 м друг от друга и 2 м между рядами шпуров. Шаг бурения 4 м (5 циклов), неснижаемое опережение 0,8 м

Схема предварительного упрочнения неустойчивой кровли из очистного забоя при переходе геологического нарушения

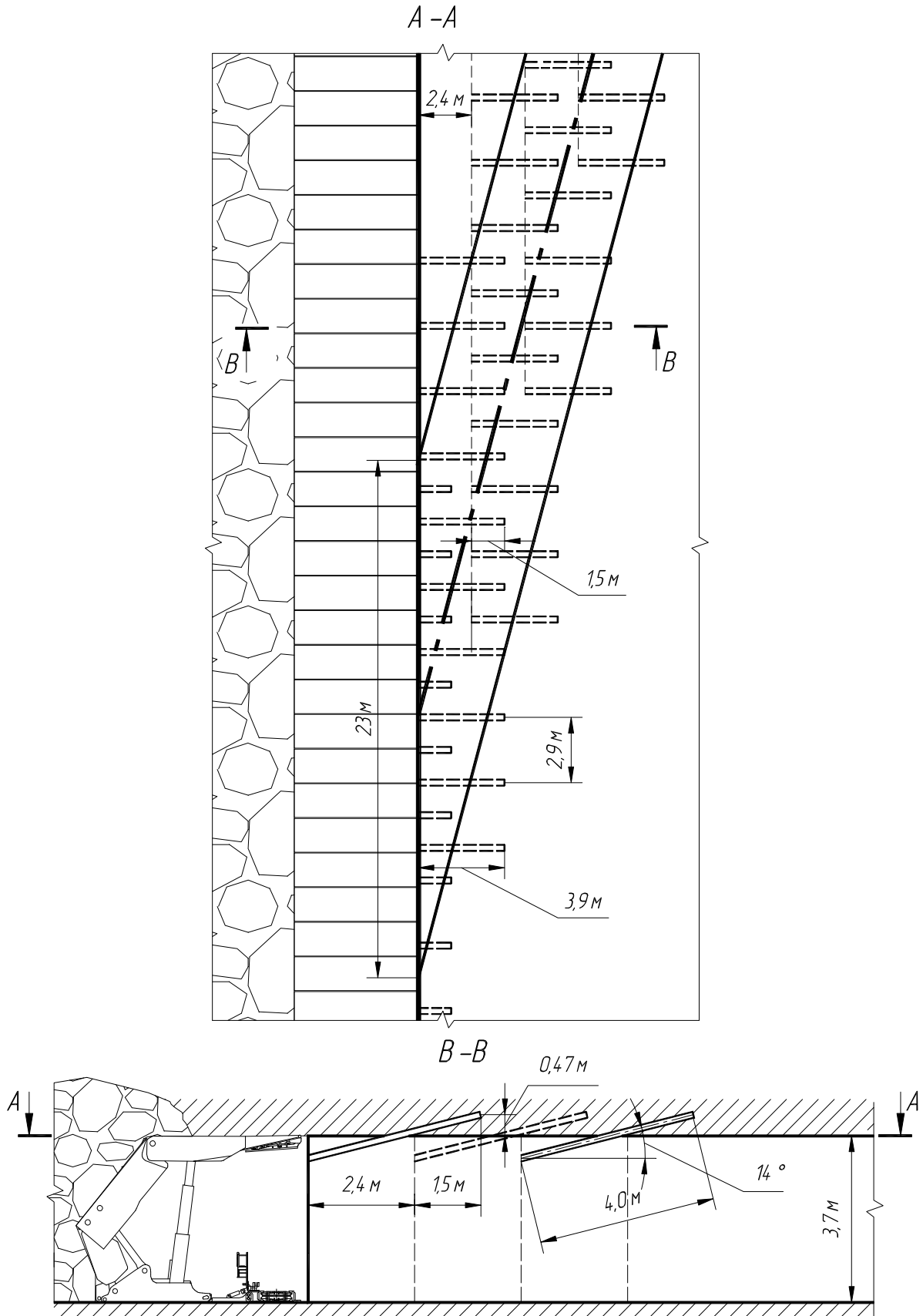


Схема ликвидации "купола" и мероприятий по предотвращению его дальнейшего распространения

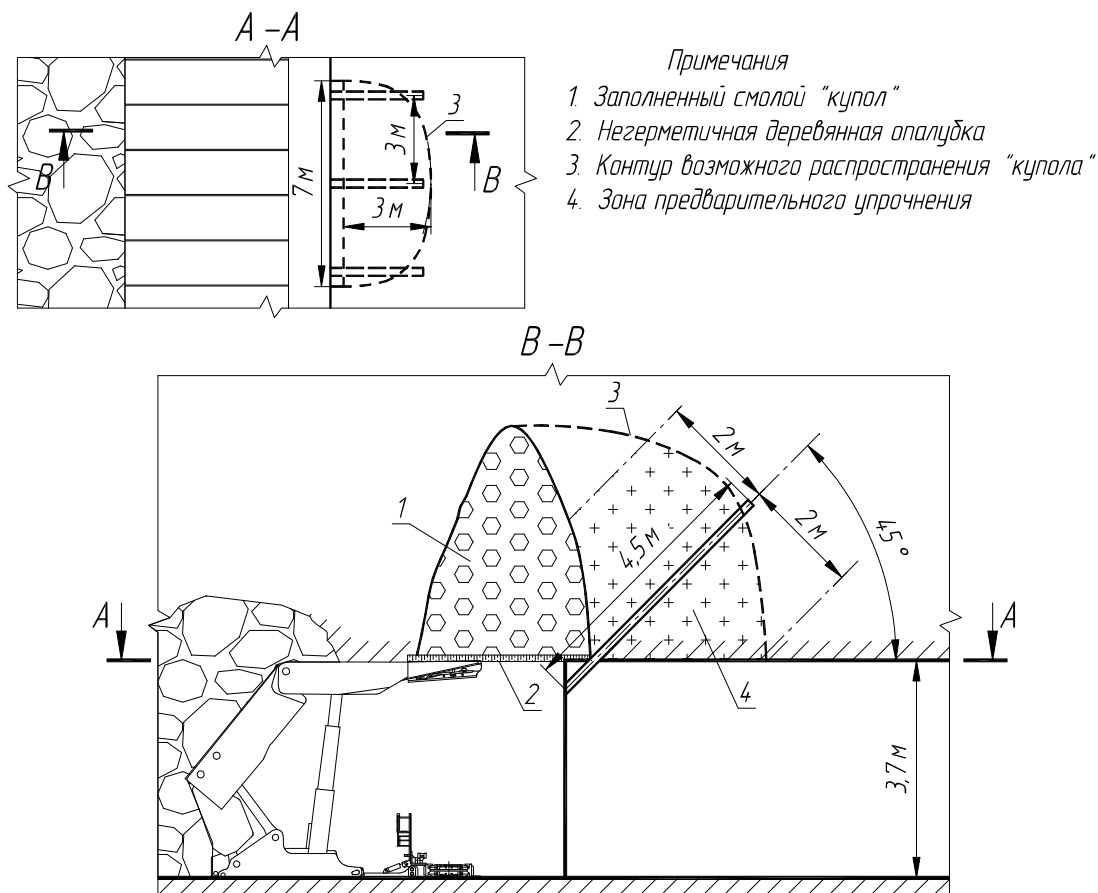


Схема упрочнения бортов выработки, переходимой очистным забоем

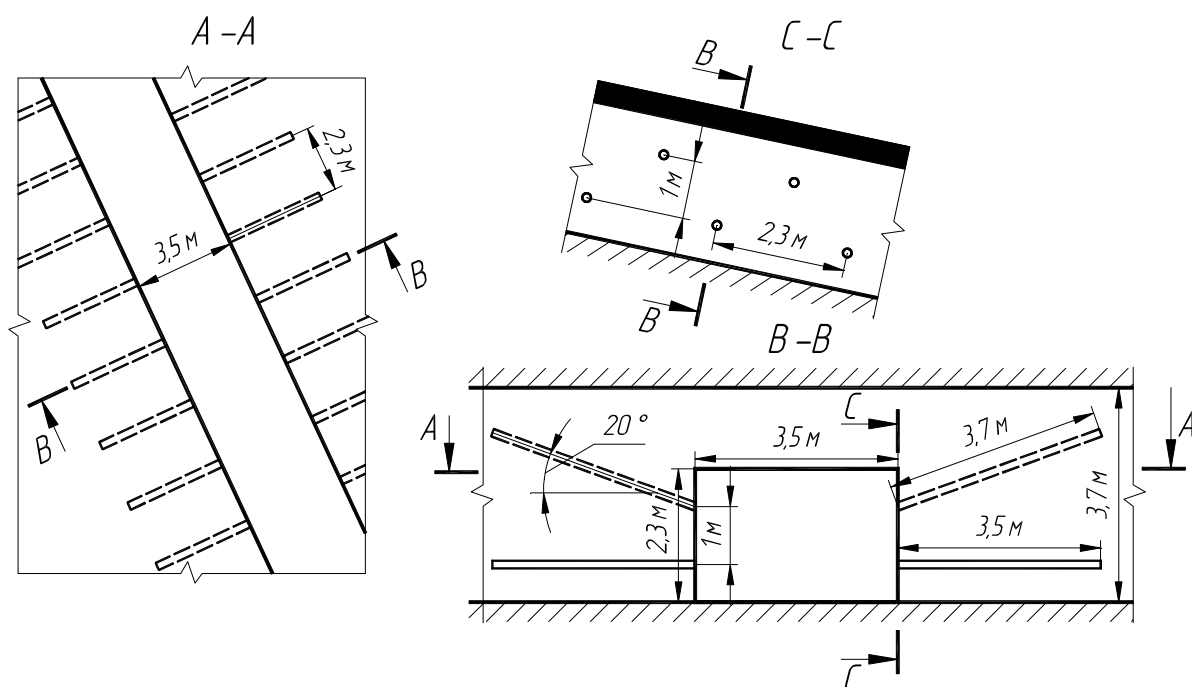
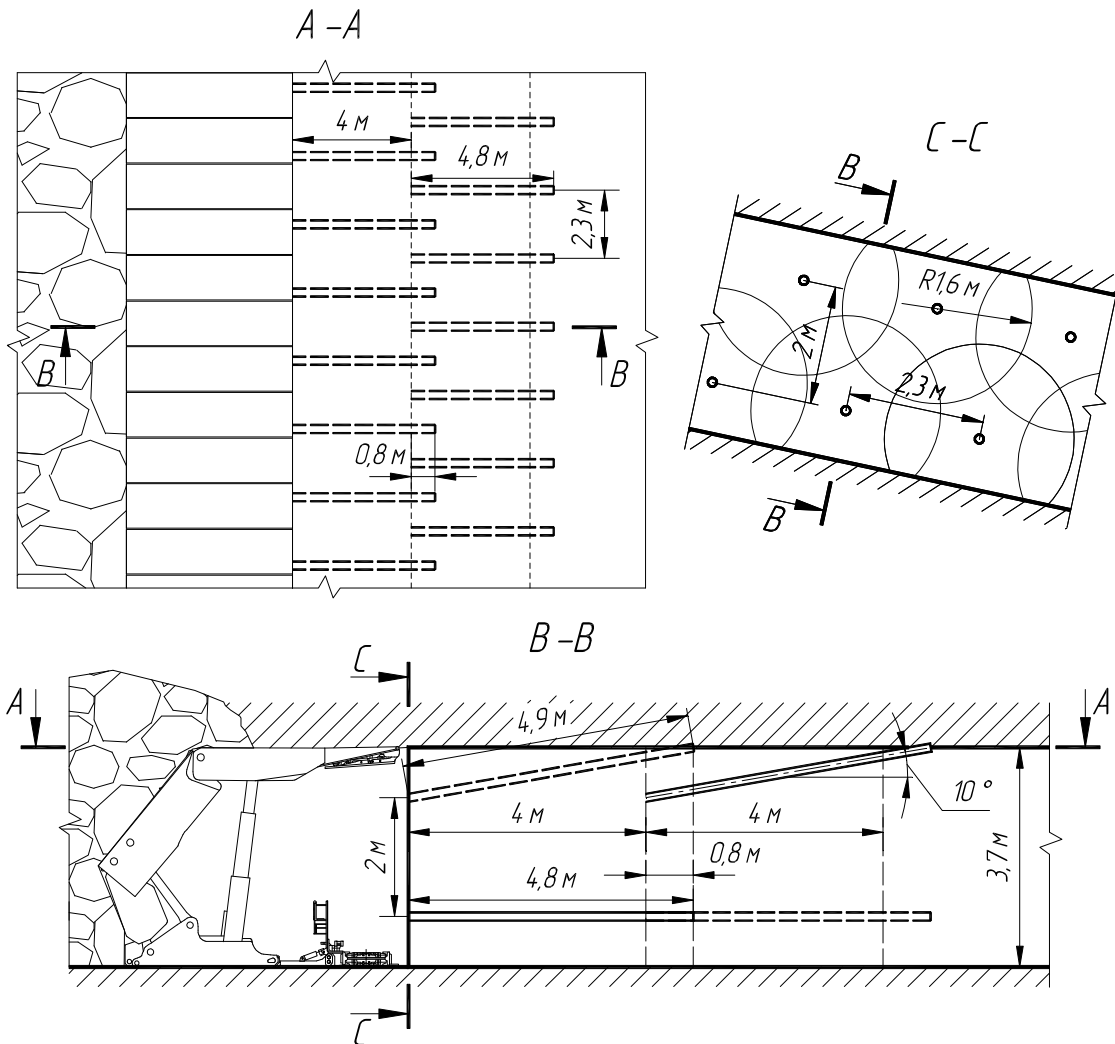


Схема упрочнения угля в очистном забое при переходе ЗПГД нагнетанием скрепляющего состава



Примеры контрольных вопросов

1. Назовите зоны массива, в которых может потребоваться выполнение работ по химическому упрочнению.
2. Что представляет собой рабочая смесь для химического упрочнения?
3. Назовите параметры схем упрочнения угольного массива при нагнетании смол.
4. Назовите способы нагнетания состава в шпуров при инъекционном упрочнении.
5. В чем особенность упрочнения угля?

Исходные данные к РГР № 8 для вариантов №№ 1-11

Исходные данные		№ варианта										
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Система разработки		ПЦ										
Пласт	мощность m , м	3,7	2,9	2,7	3,3	3,5	3,1	2,9	2,5	2,3	2,1	3,3
	угол падения пласта α , град	12	15	17	9	7	11	13	14	16	8	14
Длина лавы $l_{л}$, м		220	225	215	230	240	255	245	215	250	210	265
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1320	1425	1585	1235	1115	1365	1485	1345	1440	1295	1435
Расположение и параметры геологического нарушения	у конвейерного штрека, м	330	356	396	309	279	341	371	336	360	324	359
	угол оси относительно линии падения пласта, град	16	30	25	20	28	17	22	28	33	24	19
	длина по оси в пределах выемочного столба, м	60	70	95	115	85	110	75	85	90	120	105
	ширина по плоскости очистного забоя l_3 , м	23	16	15	13	19	14	21	18	17	22	14
	радиус упрочнения R_y , м	1,9			2,0			1,8			1,9	
Расположение и параметры зоны куполообразования	у вентиляционного штрека, м	990	1069	1189	926	836	1024	1114	1009	1080	971	1076
	возможная высота купола h_k , м	4	3	2	5	4	3	4	5	3	2	3
	возможная ширина купола по плоскости очистного забоя l_3 , м	12	9	14	10	8	6	7	12	9	6	10
	радиус упрочнения R_y , м	2,0			1,7			1,9			1,8	
Расположение и размер диагональных печей	расположение, м	660	713	793	618	558	683	743	673	720	648	718
	угол примыкания к штреку, град	65	60	60	65	65	60	65	60	65	60	65
	ширина b	3,9	3,1	2,9	3,5	3,7	3,3	3,4	2,9	2,8	2,9	3,5
	высота h	3,7	2,9	2,7	3,3	3,5	3,1	2,9	2,5	2,3	2,1	3,3
	радиус упрочнения R_y , м	1,5										

Таблица 8.3

Исходные данные к РГР № 8 для вариантов №№ 12-22

Исходные данные		№ варианта										
		12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
Система разработки		МЦ										
Пласт	мощность m , м	3,6	3,4	3,2	2,2	2,4	2,6	2,8	3,2	3,1	3,3	3,5
	угол падения пласта α , град	13	11	8	9	12	14	16	17	10	7	15
Длина лавы $l_{л}$, м		260	230	245	210	235	240	255	265	220	215	200
Длина выемочного столба $L_{ст}$, м		1560	1425	1355	1610	1330	1445	1515	1385	1275	1175	1410
Расположение и параметры геологического нарушения	у конвейерного штрека, м	520	356	339	403	333	361	379	346	319	294	353
	угол оси относительно линии падения пласта, град	18	21	29	31	34	24	16	23	17	15	27
	длина по оси в пределах выемочного столба, м	75	110	80	120	105	90	85	100	70	115	95
	ширина по плоскости очистного забоя l_3 , м	23	16	15	13	19	14	21	18	17	22	14
	радиус упрочнения R_y , м	1,8			2,0			1,9			2,0	
Расположение и параметры зоны куполообразования	у вентиляционного штрека, м	1040	1069	1016	1208	998	1084	1136	1039	956	881	1058
	возможная высота купола h_k , м	4	4	5	4	3	3	4	3	4	4	5
	возможная ширина купола по плоскости очистного забоя l_3 , м	6	10	12	9	8	11	7	10	11	8	12
	радиус упрочнения R_y , м	2,0			1,9			1,8			1,9	
Расположение и размер ЗПГД	расположение, м	1326	1211	1152	1369	1131	1228	1288	1177	1084	999	1199
	ширина $L_{пгд}$, м	65	55	85	75	60	80	70	50	65	75	55
	радиус упрочнения R_y , м	1,5										

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Временное руководство по расчету первичного и последующего шагов обрушений пород кровли при разработке угольных пластов длинными столбами по простиранию в условиях Кузбасса. – Кемерово, 1973. – 26 с.

2. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов). Сер. 05. Вып. 2 / Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99) / колл. авт. – 2-е изд., испр. – Москва : Гос. унитар. предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 320 с.

3. Единая классификация кровель (боковых пород) ВНИМИ.

4. Калинин, С. И. Геомеханическое обеспечение эффективной выемки мощных пологих пластов с труднообрушаемой кровлей механизированными комплексами / С. И. Калинин, В. М. Колмогоров. – Кемерово : Кузбассвузиздат, 2002. – 113 с.

5. Инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках. – Ленинград, 1991. – 102 с. (М-во угольной пром-сти СССР Всесоюз. ордена Трудового Красного Знамени НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела).

6. Каталог угольных пластов мощностью до 3,5 м и углом падения до 35° с тяжелыми кровлями. – Ленинград : ВНИМИ, 1985. – 105 с.

7. Расчетные методы в механике горных ударов и выбросов : Справочное пособие / И. М. Петухов, А. М. Линьков, В. С. Сидоров [и др.]. – Москва : Недра, 1992. – 256 с.

8. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618–03). Сер. 05. Вып. 11 / колл. авт. – Москва : Гос. унитар. предприятие "Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России", 2003. – 296 с.

9. Журков, С. Н. Кинетическая концепция твердых тел // Вестник АН СССР. – 1968. – № 3. – С. 46–52.

10. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов). Сер. 05. Вып. 2 / Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по вне-

запным выбросам угля (породы) и газа (РД 05-350-00) / колл. авт. – 2-е изд., испр. – Москва : Гос. унитар. предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 320 с.

11. Инструкция по дегазации угольных шахт (Регистрационный № 22811 от 29 декабря 2011 г.).

12. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Москва : Макеевка-Донбасс, 1989. – 298 с.

13. Инструкция по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в шахтах Кузбасса. – Кемерово, 2007. – 72 с.

14. Руководство по применению способов торможения развития самонагревания угля в выработанных пространствах выемочных полей шахт. – Кемерово : ВостНИИ, 1986. – 60 с.

15. Методическое руководство по упрочнению неустойчивых горных пород нагнетанием полиуретанового состава. – Москва, 1985. – 29 с.

16. Временное руководство по упрочнению неустойчивого горного массива нагнетанием фенолформальдегидного состава на шахтах Кузбасса / КузНИУИ. – Прокопьевск, 1991. – 36 с.

17. Технологические схемы упрочнения неустойчивого горного массива нагнетанием фенолформальдегидного скрепляющего состава на шахтах Кузбасса. – Прокопьевск, 1991. – 36 с.

18. Шахтные испытания нового способа упрочнения горного массива / Н. Н. Касьян, О. Г. Худолей, В. И. Лысенко // Уголь Украины. – 1995. – 15 с.

19. Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок. Утв. Приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 01 дек. 2011 г. № 680.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие.....	3
РГР № 1.	
Определение нагрузки на очистной забой по фактору управления кровлей.....	5
РГР № 2.	
Определение параметров разупрочнения кровли при отработке выемочного столба.....	20
РГР № 3.	
Определение ширины целиков при панельной подготовке.....	45
РГР № 4.	
Прогноз и предотвращение горных ударов.....	75
РГР № 5.	
Прогноз и предотвращение внезапных выбросов угля и газа... ..	104
РГР № 6.	
Определение параметров дегазации выемочного участка.....	121
РГР № 7.	
Профилактика эндогенных пожаров.....	160
РГР № 8.	
Технология упрочнения неустойчивых горных пород.....	208
Список рекомендуемой литературы.....	236

Филимонов Константин Александрович
Зайнулин Ринат Равильевич
Зорков Данил Викторович

УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ
МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Учебное пособие

Редактор З. М. Савина

Подписано в печать 10.04.2014. Формат 60×84/16
Бумага офсетная. Гарнитура «Times New Roman». Усл. печ. л. 15,00
Тираж 500 экз. Заказ

КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28
Полиграфический цех КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4А