

Государственное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Донецкий национальный технический университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

К ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

по дисциплине
«АЭРОЛОГИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ»
(для студентов горных специальностей)

Рассмотрено:
на заседании кафедры
«Охрана труда и аэрология»
Протокол № 1 от 27.08.2020 г.

УТВЕРЖДЕНО
на заседании учебно-
издательского совета ДОННТУ
Протокол № 6 от 28.10.2020 г.

Донецк
2020

УДК 622.42.07

Методические указания к выполнению практических занятий по дисциплине «Аэрология горных предприятий» (для студентов горных специальностей) / сост.: В. А. Стукало, А.Л. Кавера – Донецк: ДОННТУ, 2020. – 124 с.

Содержат указания и рекомендации к выполнению практических занятий по дисциплине «Аэрология горных предприятий». Методика проведения практических занятий иллюстрирована примерами.

Составители: проф. В.А. Стукало,
 доц. А.Л. Кавера

Рецензенты: доц. Е.Б. Николаев,
 проф. А.О. Новиков

ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ

Цель практических занятий – повышение качества усвоения студентами теоретического материала по курсу «Аэрология горных предприятий» и приобретение практических навыков в выполнении расчетов, необходимых для инженерного обеспечения и управления проветриванием, газовым и тепловым режимами шахт.

Практическому занятию предшествует самостоятельная работа, во время которой студенты изучают материалы лекций, учебника и дополнительно рекомендуемой литературы по теме практического занятия, уясняют физические понятия, законы и зависимости, методику решения задач.

О теме практического занятия, перечне наименований источников и объеме самостоятельной работы лектор дополнительно сообщает студентам за неделю до проведения занятия.

В начале практического занятия преподаватель путем устного или письменного опроса устанавливает степень подготовленности студентов, выясняет плохо усвоенные вопросы и поясняет их.

После этого формулируется тема практического занятия и содержание задач, подлежащих решению, акцентируется внимание студентов на задачах проведения практического занятия, на том, что студенты должны знать и уметь.

С целью выявления характерных трудностей у студентов при выполнении задания один из них может решать свой вариант задачи у доски. Преподаватель при этом оперативно поясняет слабо усвоенные студентами вопросы и одновременно контролирует ход и правильность промежуточных результатов решения задачи каждым студентом.

Во время практического занятия студенты пользуются своими конспектами, нормативными и методическими материалами и микрокалькуляторами.

Решение задач производится в тетрадях для практических занятий.

РАСЧЕТ ОЖИДАЕМЫХ СРЕДНИХ АБСОЛЮТНЫХ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЙ В ПРОЕКТИРУЕМЫЕ ОЧИСТНУЮ ВЫРАБОТКУ И ВЫЕМОЧНЫЙ УЧАСТОК

Цель практического занятия – повышение качества усвоения студентами теоретического материала по теме «Расчет ожидаемых метановыделений в проектируемые очистную выработку и выемочный участок действующей и проектируемой шахты и приобретение практических навыков по определению ожидаемого метановыделения в лаву и выемочный участок. Студенты при подготовке к занятию должны изучить материал лекции по теме практического занятия, уяснить методику расчетов».

В результате проведения практического занятия студенты должны:

- знать методику расчета ожидаемых метановыделений в проектируемые очистную выработку и выемочный участок действующей и проектируемой шахты;
- уметь определять ожидаемые метановыделения в проектируемые очистную выработку и выемочный участок действующей и проектируемой шахты.

2.1 Расчет ожидаемого среднего абсолютного метановыделения в проектируемые очистную выработку и выемочный участок при наличии данных газовоздушной съемки в условиях действующей шахты.

Исходные данные для расчета ожидаемого среднего абсолютного метановыделения в проектируемые очистную выработку $\bar{I}_{оч.р}$ (м³/мин) и выемочный участок $\bar{I}_{уч.р}$ (м³/мин);

- среднее фактическое абсолютное метановыделение в лаву-аналог действующей шахты $\bar{I}_{оч.ф} = 6,81$ м³/мин;
- среднее фактическое абсолютное метановыделение в выемочный участок-аналог действующей шахты $\bar{I}_{уч.ф} = 6,81$ м³/мин;
- длина лавы-аналога $I_{оч} = 180$ м;
- длина планируемой лавы $I_{оч.р} = 180$ м;
- нагрузка на лаву-аналог (на первом этаже шахтного поля) $A = 765$ т/сут;
- нагрузка на проектируемую лаву (на предпоследнем этаже шахтного поля) $A_p = 918$ т/сут.;
- природная метаноносность разрабатываемого угольного пласта на глубине выемочного участка-аналога $x_r = 14,77$ м³/т с.б.м.;
- природная метаноносность разрабатываемого угольного пласта на

глубине проектируемого выемочного участка (предпоследний этаж шахтного поля) $x_{г.р}=17,04$ м³/т с.б.м.;

- выход летучих веществ V^{daf} , %; $V^{daf}=25\%$;

-доля метановыделения из разрабатываемого пласта в метанообильности выемочного участка-аналога $k_1=0,43$;

- доля метановыделения из выработанного пространства в метанообильности выемочного участка-аналога $k_2=0,57$;

- система разработки, принятая на выемочном участке-аналоге – столбовая со схемой проветривания 1-М-Н-в-вт;

- система разработки для проектируемого выемочного участка – столбовая со схемой проветривания 1-М-Н-в-вт; в учебных целях будет предусмотрена замена на комбинированную систему разработки со схемой проветривания 3-В-Н-н-пт;

- дегазация источников метановыделения на выемочном участке-аналоге не применяется;

-охрана вентиляционной участковой выработки при схеме проветривания 3-В-Н-н-пт (комбинированная система разработки) осуществляется кострами.

Ниже последовательно изложен порядок расчета средних ожидаемых абсолютных метановыделений в проектируемые очистную выработку и выемочный участок действующей шахты.

Ожидаемое среднее абсолютное метановыделение в проектируемую очистную выработку $\bar{I}_{оч.р}$ (м³/мин) и выемочный участок $\bar{I}_{уч.р}$ (м³/мин) определяются соответственно по выражениям

$$I_{оч.р} = I_{оч.ф} \left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_p}{A} \right)^{0,6} \cdot K_{г.р} \cdot K_{с.р}; \quad (2.1)$$

$$I_{уч.р} = I_{уч.ф} \left(\frac{l_{уч.р}}{l_{уч}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_p}{A} \right)^{0,6} \cdot K_{г.р} \cdot K_{с.р}; \quad (2.2)$$

где $K_{г.р}$ – коэффициент, учитывающий влияние изменения метаноносности пласта с глубиной на метановыделение из разрабатываемого пласта; при ведении горных работ на глубинах до 300 м ниже верхней границы метановой зоны коэффициент $K_{г.р}$ принимается равным единице при разности глубин разработки до 20 м, а при большей разности глубин определяется по формуле (2.3); при ведении работ на глубинах более 300 м ниже верхней границы метановой зоны $K_{г.р}=1$ при разности глубин разработки до 50 м, а при большей разности координат $K_{г.р}$ определяется по формуле (2.3)

$$K_{\varepsilon,p} = \frac{x_{\varepsilon,p} - x_{o,\varepsilon}}{x_{\varepsilon} - x_{o,\varepsilon}} \quad (2.3)$$

где $x_{o,\Gamma}$ – остаточная метаноносность угля, м³/т с.б.м.; определяется по рекомендациям [2] в зависимости от выхода летучих веществ V^{daf} (%);

$K_{c,p}$ – коэффициент учитывающий изменение системы разработки и способов снижения метанообильности на проектируемом выемочном участке по сравнению с выемочным участком-аналогом; если система разработки и способ снижения метанообильности на проектируемом выемочном участке такие же как и на участке-аналоге (первый вариант расчета), то $K_{c,p}=1$; для других условий величина коэффициента $K_{c,p}$ определяется по выражениям:

- при расчете $\bar{I}_{оч,p}$ или использовании в формулах параметра $\bar{I}_{оч,ф}$

$$K_{c,p} = \frac{K_1 \frac{K_{пл,p}(1-K_{д,пл,p})}{K_{пл}(1-K_{д,пл})} + K_2 K_{ВП} \frac{(1-K_{д,сн,p})}{(1-K_{д,сн})}}{K_1 + K_{ВП} K_2}; \quad (2.4)$$

- при расчете $\bar{I}_{уч,p}$ или использовании в формулах параметра $\bar{I}_{уч,ф}$

$$K_{c,p} = K_1 \frac{K_{пл,p}(1-K_{д,пл,p})}{K_{пл}(1-K_{д,пл})} + K_2 \cdot \frac{(1-K_{д,сн,p})}{(1-K_{д,сн})}; \quad (2.5)$$

где $K_{пл}, K_{пл,p}$ – коэффициент, учитывающий влияние системы разработки на метановыделение из разрабатываемого пласта соответственно на выемочном участке-аналоге и проектируемом участке, дол.ед.; определяется по рекомендациям [2,8];

$K_{д,пл}, K_{д,пл,p}$ – коэффициент дегазации разрабатываемого пласта соответственно для условий выемочного участка-аналога и проектируемого участка; определяется по рекомендациям [5,8]; если дегазация не применяется, то $K_{д,пл}=0$;

$K_{вп}, K_{вп,p}$ – коэффициент, учитывающий поступление метана из выработанного пространства в призабойное пространство лавы соответственно для условий выемочного участка-аналога и проектируемого участка; определяется с учетом рекомендаций [2,7,8] применительно к схеме 1-М-Н-в-вт (столбовая система разработки) $K_{в,п.}=K_{в,п.р}=1$; если на проектируемом выемочном участке будет применена комбинированная система разработки со схемой проветривания типа 3-В-Н-н-пт и охраной

вентиляционной участковой выработки со стороны выработанного пространства кострами, бутокострами, кустами, то $K_{в.п.р}=0$;

$K_{д.сп}$, $K_{д.сп.р}$ – коэффициент дегазации пластов-спутников и вмещающих пород соответственно для условий выемочного участка-аналога и проектируемого участка, дол.ед.; определяется по рекомендациям [5,8].

Величина остаточной метаноносности угля $x_{о.г}$ ($м^3/т$ с.б.м.) при выходе летучих веществ $V^{daf}=25\%$ и объемном выходе летучих веществ $V^{daf} > 165$ мл/г с.б.м. согласно [2,7,8] равна $2,675$ $м^3/т$ с.б.м.

Тогда

$$K_{з.р} = \frac{17,04 - 2,675}{14,77 - 2,675} = 1,188$$

Значения коэффициентов $K_{пл}$ и $K_{пл.р}$ применительно к столбовой системе разработки со схемой проветривания выемочного участка 1-М-Н-в-вт определим по выражениям (2.6) и (2.7) [2,6]

$$K_{пл} = \frac{l_{оч} - 2b_{з.д}}{l_{оч}}; \quad (2.6)$$

$$K_{пл.р} = \frac{l_{оч.р} - 2b_{з.д}}{l_{оч.р}}; \quad (2.7)$$

где $b_{з.д}$ – ширина условного пояса газового дренирования пласта, м; определяется по рекомендациям [2,7,8]

Тогда при $V^{daf}=25\%$ $b_{з.д}=18$ м,

$$K_{пл} = \frac{180 - 2 \cdot 18}{180} = 0,8;$$

$$K_{пл.р} = \frac{180 - 2 \cdot 18}{180} = 0,8;$$

Применительно к столбовой системе разработки и отсутствию дегазации источников метановыделения (разрабатываемый пласт, пласты-спутники и вмещающие породы) значение коэффициента $K_{ср}$ определим по выражению (2.5)

$$K_{ср} = 0,43 \cdot \frac{0,8 \cdot (1-0)}{0,8 \cdot (1-0)} + 0,57 \cdot 1 \cdot \frac{(1-0)}{(1-0)} = 1$$

Тогда применительно к схеме проветривания 1-М-Н-в-вт $\bar{I}_{оч.р}$ и $\bar{I}_{уч.р}$ определим соответственно по формулам (2.1), (2.2)

$$I_{оч.р} = 6,81 \cdot \left(\frac{180}{180}\right)^{0,4} \cdot \left(\frac{918}{765}\right)^{0,6} \cdot 1,188 \cdot 1 = 9,02 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$I_{уч.р} = 6,81 \cdot \left(\frac{180}{180}\right)^{0,4} \cdot \left(\frac{918}{765}\right)^{0,6} \cdot 1,188 \cdot 1 = 9,02 \text{ м}^3/\text{мин};$$

Произведя аналогичные расчеты применительно к схеме проветривания выемочного участка типа 3-В-Н-н-пт с учетом значения параметра $\kappa_{в.п.р}=0$ (охрана вентиляционной участковой выработки осуществляется кострами) получим следующие значения параметров $\kappa_{с.р}$, $\bar{I}_{оч.р}$, $\bar{I}_{уч.р}$ соответственно по выражениям (2.4), (2.5), (2.1) и (2.2).

Для расчета параметра, $\bar{I}_{оч.р}$ определим по выражению (2.4) коэффициент $\kappa_{с.р}$

$$\kappa_{с.р} = \frac{\frac{0,43 \cdot 0,8 \cdot (1-0)}{0,78 \cdot (1-0)} + 0,57 \cdot 0,0 \cdot \frac{(1-0)}{(1-0)}}{0,43 + 1 \cdot 0,57} = 0,43$$

Для расчета параметра, $\bar{I}_{уч.р}$ определим коэффициент $\kappa_{с.р}$ по формуле (2.5)

$$\kappa_{ср} = 0,43 \cdot \frac{0,8 \cdot (1-0)}{0,8 \cdot (1-0)} + 0,57 \cdot \frac{(1-0)}{(1-0)} = 1,0$$

Тогда значения параметров $\bar{I}_{оч.р}$ и $\bar{I}_{уч.р}$ применительно к схеме проветривания выемочного участка 3-В-Н-н-пт рассчитаем по формулам (2.1) и (2.3)

$$I_{оч.р} = 6,81 \cdot \frac{(180)^{0,4}}{(180)} \cdot \frac{(918)^{0,6}}{(765)} \cdot 1,188 \cdot 0,43 = 3,88 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$I_{уч.р} = 6,81 \cdot \frac{(180)^{0,4}}{(180)} \cdot \frac{(918)^{0,6}}{(765)} \cdot 1,188 \cdot 1,0 = 9,02 \text{ м}^3/\text{мин};$$

Как видно из расчета, при схеме проветривания 3-В-Н-н-пт, ожидаемое среднее абсолютное метановыделение в очистную выработку почти в три раза меньше чем при схеме проветривания 1-М-Н-в-вт.

2.2 Прогноз ожидаемого относительного и абсолютного метановыделения в проектируемые очистную выработку и выемочный участок по природной метаноносности разрабатываемого пласта и пластов-спутников.

Этот метод применяется:

- если известны доли метановыделения из разрабатываемого пласта и выработанного пространства в метанообильности выемочного участка действующей шахты, то целесообразно произвести расчет абсолютной и относительной метанообильности проектируемых очистной выработки и

выемочного участка при известной природной метаноносности разрабатываемого пласта, подрабатываемых, надрабатываемых пластов-спутников и вмещающих пород;

- при проектировании новых шахт или планировании отработки нового угольного пласта в условиях действующей шахты.

Для прогноза относительной и абсолютной метанообильности планируемых очистной выработки и выемочного участка по природной метаноносности угольного пласта дополнительно к отдельным исходным данным, принятым в п.2.1, примем следующие исходные данные:

- вынимаемая полезная мощность угольных пачек пласта $m_b=1,0\text{м}$;
- глубина горных работ на первом этаже уклонного поля $H_1=631,2\text{м}$;
- глубина горных работ на предпоследнем этаже уклонного поля $H_2=787,5\text{м}$;
- природная влажность угля $W=2\%$;
- природная зольность угля $A_3=10\%$;
- скорость транспортировки угля в лаве $V_{\text{м.л}}=1\text{м/с}$;
- длина скребкового конвейера на штрека $l_{\text{ск.к}}=200\text{м}$;
- скорость транспортировки угля скребковым штрековым конвейером $V_{\text{м.ск.к}}=1\text{м/с}$;
- общая длина ленточных конвейеров на участковом конвейерном штреке $l_{\text{л.к}}=1800\text{м}$;
- скорость транспортировки угля ленточным конвейером на конвейерном штреке $V_{\text{м.л.к}}=1,5\text{м/с}$;
- выемка угля в лаве – двухсторонняя;
- способ правления кровлей – полное обрушение;
- вынимаемая мощность пласта с породными прослойками $m_{\text{в.пр}}=1,1\text{м}$;
- угол падения пласта $\alpha_{\text{пл}}=10$ градусов;
- в кровле разрабатываемого пласта на расстоянии по нормали $M_{\text{сп.п}}=40\text{м}$ залегает пласт-спутник мощностью $m_{\text{сп.п}}=0,3\text{м}$ и природной метаноносностью $x_{\text{сп.п}}=15 \text{ м}^3/\text{т}$;
- глубина залегания верхней границы метановой зоны $H_0=100\text{м}$;
- нагрузка на лаву в первом этаже шахтного поля $A_p=765 \text{ т/сут}$, предпоследнем этаже шахтного поля $A_p=918 \text{ т/сут}$;
- длина очистной выработки, м; $l_{\text{оч}}=180\text{м}$;
- выход летучих веществ, %; $V^{\text{daf}}=25\%$;
- природная метаноносность угольного пласта на глубине проектируемого выемочного участка $x_{\text{гр}}=17,04 \text{ м}^3/\text{т с.б.м.}$;
- естественная температура горных пород на глубине проектируемого выемочного участка $t_n=31,5 \text{ }^\circ\text{C}$.

Ниже последовательно изложена методика и результаты определения относительных метановыделений из разрабатываемого угольного пласта $q_{\text{пл}}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) смежных пластов-спутников $q_{\text{сп}}$ ($\text{м}^3/\text{т}$), вмещающих пород $q_{\text{пор}}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) относительной метанообильности выемочного участка $q_{\text{уч}}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) и очистной выработки $q_{\text{оч}}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) при известной природной метаноносности пластов.

Расчет относительного метановыделения из разрабатываемого пласта производится в следующем порядке.

Сначала рассчитываются дополнительные исходные данные для определения величины $q_{пл}$.

Природную метаносность разрабатываемого пласта на глубине проектируемого участка $X(\text{м}^3/\text{т})$ определим по формуле

$$x = 0,01 \cdot x_{гр}(100 - W - A_3) \quad (2.8)$$

$$x = 0,01 \cdot 17,04 (100 - 2 - 10) = 15 \text{ м}^3/\text{т}$$

Ширину условного пояса газового дренирования пласта $b_{з.д}(\text{м})$. По рекомендациям [2,8] при выходе летучих веществ $V^{daf} = 25\%$, $b_{з.д} = 18\text{м}$.

Величину коэффициента, учитывающего влияние системы разработки на метановыделение из разрабатываемого пласта $k_{пл}$ определим для столбовой системы разработки по выражению (2.7)

$$k_{пл} = \frac{180 - 2 \cdot 18}{180} = 0,8$$

Скорость подвигания очистного забоя $V_{оч} (\text{м}/\text{сут})$ рассчитывается по формуле

$$V_{оч} = \frac{A_p}{l_{оч} \cdot m_g \cdot p_y} \quad (2.9)$$

$$V_{оч} = \frac{918}{180 \cdot 1,0 \cdot 1,35} = 3,78 \text{ м}/\text{сут}$$

Значение показателя n , учитывающего влияние скорости подвигания очистного забоя $V_{оч} (\text{м}/\text{сут})$, глубины разработки $H(\text{м})$ и выхода летучих веществ $V^{daf} (\%)$ на газовыделение из пласта, определим для условий Донбасса по выражению

$$n = a_1 V_{оч} \exp(-0,001H + b_1 V^{daf}), \quad (2.10)$$

где a_1, b_1 – коэффициенты, значение которых для условий Донбасса при $V^{daf} = 25\%$, $a_1 = 0,152$, $b_1 = 0,051$.

$$n = 0,152 \cdot 3,78 \cdot \exp(-0,001 \cdot 787,5 + 0,051 \cdot 25) = 0,9355$$

Рассчитаем величину относительного метановыделения из очистного забоя

$$q_{on} = 0,85 \cdot x \cdot K_{nl} \cdot \exp(-n) \quad (2.11)$$

$$q_{on} = 0,85 \cdot 15 \cdot 0,8 \cdot \exp(-9355) = 4,0 \text{ м}^3/\text{т}$$

Определим продолжительность транспортировки отбитого угля в лаве $T_{Tл}$ (мин)

$$T_{Tл} = \frac{l_{оч}}{60 \cdot V_{Tл}} \quad (2.12)$$

$$T_{Tл} = \frac{180}{60 \cdot 1} = 3 \text{ мин}$$

Рассчитаем суммарную продолжительность транспортировки отбитого угля в конвейерном штреке выемочного участка по выражению

$$T_T = \sum_{i=1}^{n_d} \frac{l_{Ti}}{60 \cdot V_{Ti}}, \quad (1.13)$$

где n_b – число участков длиной l_{Ti} с различной скоростью транспортировки угля; принимаем $n_b=2$, $l_{Ti}=l_{ск.к}=200\text{м}$, $l_{T2}=l_{л.к}=1800\text{м}$;

V_{Ti} – скорость транспортировки угля i -м видом транспорта, м/с; $V_{тск.к}=1\text{м/с}$; $V_{тлк}=1,5\text{м/с}$.

$$T_T = \frac{200}{60 \cdot 1} + \frac{1800}{60 \cdot 1,5} = 23,33 \text{ мин}$$

Определим величину коэффициентов κ_{Ty} и κ_{Ty}^u , учитывающий степень дегазации отбитого от массива угля соответственно в очистной выработке на конвейере (κ_{Ty}) и на конвейере в выработке выемочного участка (κ_{Ty}^u) соответственно по формулам

$$\kappa_{Ty} = a \cdot T_{Tл}^e \quad (2.14)$$

$$\kappa_{Ty}^u = a \cdot T_T^e - a \cdot T_{Tл}^e \quad (2.15)$$

$$\kappa_{Ty} = 0,051 \cdot 3^{0,71} = 0,1112$$

$$\kappa_{Ty}^u = 0,118 \cdot 23,33^{0,25} - 0,051 \cdot 3^{0,71} = 0,1481$$

Рассчитаем относительное метановыделение из отбитого угля $q_{o,y}$ (м³/т) по выражению

$$q_{o,y} = q_{o,y} + q_{o,y}, \quad (2.16)$$

где $q_{o,y}$, $q_{o,y}$ – относительное метановыделение из отбитого угля соответственно в лаве и конвейерном штреке, м³/т;

$$q'_{o,y} = x \cdot x_{nl} [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot (b_2 \cdot \kappa_{Ty} + b_3 \cdot \kappa'_{Ty}) \quad (2.17)$$

$$q'_{o,y} = x \cdot x_{nl} [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot b_2 \cdot \kappa''_{Ty} \quad (2.18)$$

где b_2 , b_1 – коэффициенты, учитывающие долю отбитого угля, соответственно находящегося на конвейере и оставляемого на почве в лаве, доли ед.; значения $b_2=0,6$, а $b_3=0,4$ при односторонней схеме выемки угля; $b_2=1$, а $b_3=0$ при двухсторонней выемке угля в лаве.

Так как нами по исходным данным применена двухсторонняя выемка угля в лаве комбайном, то $b_2=1$, $b_3=0$.

Тогда

$$q'_{o,y} = 15 \cdot 0,8 [1 - 0,85 \cdot \exp(-0,9355)] \cdot 0,1112 = 0,889 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q'_{o,y} = 15 \cdot 0,8 [1 - 0,85 \cdot \exp(-0,9355)] \cdot 0,1481 = 1,184 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{o,y} = 0,889 + 1,184 = 2,073 \text{ м}^3/\text{т};$$

Определим остаточную метаноносность угля x_o (м³/т) по выражению

$$x_o = 0,01 \cdot x_{o,z} \cdot (100 - W - A_3), \quad (2.19)$$

где $x_{o,z}$ – остаточная метаноносность угля, м³/т с.б.м.; принимаемая по рекомендациями [2,8] $x_{o,z}=2,675$ м³/т с.б.м. при выходе летучих веществ $V^{daf}=25\%$;

W – природная влажность угля, %; $W=2\%$;

A_3 – природная зольность угля, %; $A_3=10\%$.

$$x_o = 0,01 \cdot 2,675 \cdot (100 - 2 - 10) = 2,534 \text{ м}^3/\text{т}$$

Рассчитаем относительное метановыделение из разрабатываемого пласта $q_{пл}$ (м³/т) по формуле

$$q_{пл} = q_{он} + q_{o,y} - \kappa_{эп} \cdot (x - x_o), \quad (2.20)$$

где $\kappa_{эп}$ – коэффициент, учитывающий метановыделение

из эксплуатационных потерь угля в пределах выемочного участка, дол.ед.; принимаем $\kappa_{\text{эл}}=0$, так как для охраны вентиляционной выработки не используется целики, а пласт вынимается полностью.

Тогда

$$q_{\text{пл}} = 4,0 + 2,073 = 6,073 \text{ м}^3/\text{т}$$

Расчет относительно метановыделения из смежных пластов-спутников выполняется в следующем порядке.

Сначала определяем расстояние $M_p(\text{м})$ по нормали между разрабатываемым и сближенным пластами, при котором метановыделение из последнего практически равно нулю (высоту зоны подработки вышележащей толщи пород разрабатываемым пластом).

Величину M_p рассчитываем по формуле

$$M_p = 1,3 \cdot l_{\text{оч}} \cdot \kappa_{\text{у.к}} \cdot \kappa_{\text{л}}^{-1} \sqrt{m_{\text{в.лр}}} \cdot (\cos \alpha_{\text{пл}} + 0,05 \kappa_{\text{л}}), \quad (2.21)$$

где $\kappa_{\text{у.к}}$ – коэффициент, учитывающий влияние способа управления кровлей; принимается при полном обрушении – 1,0;

$\kappa_{\text{л}}$ – коэффициент, учитывающий влияние степени метаморфизма на величину свода разгрузки; определяется по выражению

$$\kappa_{\text{л}} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot V^{\text{daf}}), \quad (2.22)$$

$$\kappa_{\text{л}} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot 25) = 1,199$$

Тогда

$$M_p = 1,3 \cdot 180 \cdot 1 \cdot 1,199^{-1} \cdot \sqrt{1,1 \cdot (\cos 10 + 0,05 \cdot 1,199)} = 214 \text{ м.}$$

Так как пропласток угля мощностью $m_{\text{сп.п}}=0,3\text{м}$ залегает выше разрабатываемого пласта на расстоянии $M_{\text{сп.п}}=40\text{м}$, меньшем M_p , то этот пропласток является смежным пластом спутником, из которого метан будет поступать в выработанное пространство разрабатываемого пласта. Других пластов и пропластков на стратиграфической колонке, залегающих на расстоянии от разрабатываемого пласта меньшем M_p нет, поэтому подрабатываемым является только пропласток $m_{\text{сп.п}}$.

С учетом принятых исходных данных определим относительное метановыделение из подрабатываемого смежного пласта-спутника $q_{\text{сп.п}}(\text{м}^3/\text{т})$ по формуле

$$q_{\text{сп.п}} = 1,14 \cdot V_{\text{оч}}^{-0,4} \cdot \frac{m_{\text{сп.п}}}{m_{\text{в}}} \cdot (x_{\text{сп.п}} - x_{\text{он}}) \left(1 - \frac{M_{\text{сп.п}}}{M_p} \right) \quad (2.23)$$

где $x_{\text{сп.п}}$ – природная метаноносность подрабатываемого пласта-спутника, $\text{м}^3/\text{т}$; принимаем в соответствии с исходными данными $x_{\text{сп.п}}=15 \text{ м}^3/\text{т}$;
 $x_{\text{о.п}}$ – остаточная метаноносность угля, $\text{м}^3/\text{т}$; принимаем в соответствии с исходными данными $x_{\text{о.п}}=2,534 \text{ м}^3/\text{т}$.

Тогда

$$q_{\text{сп.п}} = 1,14 \cdot 3,78^{-0,4} \cdot \frac{0,3}{1,0} \cdot (15 - 2,534) \cdot \left(1 - \frac{40}{214}\right) = 2,036 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Пропласток угля, залегающей ниже разрабатываемого пласта на расстоянии 20м, также является смежным пластом-спутником, так как величина надрабатываемой зоны для разрабатываемых пологих и наклонных угольных пластов $M_p=60\text{м}$.

Определим относительное метановыделение из надрабатываемого смежного пласта-спутника $q_{\text{сп.п}}(\text{м}^3/\text{т})$ по вышеприведенному выражению с учетом принятых исходных данных

$$q_{\text{сп.п}} = 1,14 \cdot 3,78^{-0,4} \cdot \frac{0,2}{1} \cdot (15 - 2,534) \cdot \left(1 - \frac{20}{60}\right) = 1,113 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Суммарное относительное метановыделение из смежных пластов-спутников

$$q_{\text{сп}} = q_{\text{сп.п}} + q_{\text{сп.н}}; \quad (2.24)$$

$$q_{\text{сп}} = 2,083 + 1,113 = 3,196 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Расчет относительного метановыделения из вмещающих пород $q_{\text{пор}}$ ($\text{м}^3/\text{т}$) производится по формуле

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot V_{\text{оч}}^{-0,4} \cdot (x - x_o) \cdot k_{\text{с.п}} \cdot (H - H_o), \quad (2.25)$$

где $k_{\text{с.п}}$ – коэффициент, учитывающий влияние способа управления кровлей и литологического состава горных пород; принимаем значение $k_{\text{с.п}}=0,00106$ по рекомендациям [2,8] с учетом способа управления кровлей полным обрушением.

H_o – глубина залегания верхней границы метановой зоны, м; для условий Донецко-Макеевского района $H_o=100\text{м}$;

H – глубина горных работ на выемочном участке, м; $H=787,5\text{м}$.

Тогда

$$q_{\text{пор}} = 1,14 \cdot 3,78^{-0,4} \cdot (15 - 2,534) \cdot 0,00106 \cdot (787,5 - 100) = 6,084 \text{ м}^3/\text{т}.$$

С учетом полученных значений относительных метановыделений $q_{\text{пл}}$, $q_{\text{сп}}$ и $q_{\text{пор}}$ при нагрузке на лаву $A_p=973\text{т/сут}$, определим относительную

метанообильность выемочного участка на предпоследнем этаже шахтного поля по формуле

$$q_{\text{уч}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сп}} + q_{\text{пор}} \quad (2.16)$$

$$q_{\text{уч}} = 6,073 + 3,196 + 6,084 = 15,353 \text{ м}^3/\text{т}$$

Аналогичными расчетами получены значения нижеследующих величин на первом этаже шахтного поля при значении параметра $x_0 = 14,77 \text{ м}^3/\text{т с.б.м.}$ и нагрузке на лаву $A_p = 765 \text{ т/сут}$; $q_{\text{пл}} = 5,252 \text{ м}^3/\text{т}$; $q_{\text{сп}} = 2,844 \text{ м}^3/\text{т}$; $q_{\text{пор}} = 3,996 \text{ м}^3/\text{т}$; $q_{\text{уч}} = 12,092 \text{ м}^3/\text{т}$.

Величину относительной метанообильности очистной выработки $q_{\text{оч}} (\text{м}^3/\text{т})$ определим последовательно для схем проветривания 1-М-Н-в-вт и 3-В-Н-н-пт.

Для схемы проветривания типа 1-М-Н-в-вт величину $q_{\text{оч}}$ определим по формуле

$$q_{\text{оч}} = (q_{\text{он}} + q_{\text{о.у}})(1 - \kappa_{\text{д.пл}}) + \kappa_{\text{вп}} \cdot q_{\text{вп}}, \quad (2.27)$$

где $\kappa_{\text{д.пл}}$ – коэффициент дегазации разрабатываемого пласта; принимается по рекомендациям [7,10]; при отсутствии дегазации пласта $\kappa_{\text{д.пл}} = 0$;

$\kappa_{\text{вп}}$ – коэффициент, учитывающий поступление метана из выработанного пространства в призабойное пространство очистной выработки; принимается по рекомендациям [2,8] в зависимости от способа охраны участковой вентиляционной выработки и расстояния до подрабатываемого смежного пласта-спутника; при схеме 1-М-Н-в-вт коэффициент $\kappa_{\text{вп}} = 1$; при схемах 1-В, 2-В и 3-В и охране участковой вентиляционной выработки со стороны выработанного пространства кострами, бутовой полосой шириной до 5м или бутовой полосой шириной более 5м, но с вентиляционными окнами, $\kappa_{\text{вп}} = 0$;

$q_{\text{вп}}$ – относительное метановыделение в выработанное пространство, $\text{м}^3/\text{т}$.

Величина $q_{\text{вп}}$ рассчитывается по формуле

$$q_{\text{вп}} = (q_{\text{сп.л}} + q_{\text{пор}})(1 - \kappa_{\text{д.с.л}}) + q_{\text{сп.н}} \cdot (1 - \kappa_{\text{д.с.н}}) + \kappa_{\text{сп}} \cdot (x - x_0)(1 - \kappa_{\text{д.сп}}) \quad (2.28)$$

где $\kappa_{\text{д.с.л}}$, $\kappa_{\text{д.с.н}}$ – коэффициенты, учитывающие соответственно дегазацию подрабатываемых и надрабатываемых смежных пластов-спутников и вмещающих пород дол.ед.; принимаются по рекомендациям [7,10].

В заданных исходных данных не предусматривается дегазация разрабатываемого пласта, смежных пластов спутников и вмещающих пород, поэтому $\kappa_{\text{д.пл}} = 0$, $\kappa_{\text{д.с.л}} = 0$, $\kappa_{\text{д.с.н}} = 0$.

Тогда при отсутствии дегазации источников метановыделения для выемочного участка в предпоследнем этаже шахтного поля

$$q'_{ВП} = 2,083 + 6,084 + 1,113 + 0 \cdot (15 - 2,534) = 9,28 \text{ м}^3/\text{т}$$

Тогда относительная метанообильность проектируемой очистной выработки в предпоследнем этаже шахтного поля составит:

- при применении схемы проветривания 1-М-Н-в-вт (столбовая система разработки) при отсутствии дегазации источников метановыделения

$$q_{оч} = (4,0 + 2,073)(1 - 0) + 1 \cdot 9,28 = 15,353 \text{ м}^3/\text{т}.$$

- при применении схемы проветривания 3-В-Н-н-пт и отсутствии дегазации источников метановыделения

$$q_{оч} = (4,0 + 0,889)(1 - 0) + 0 \cdot 9,28 = 4,889 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Абсолютную метанообильность проектируемой очистной выработки $\bar{I}_{оч}$ (м³/мин) и выемочного участка $\bar{I}_{уч}$ (м³/мин) для предпоследнего этажа шахтного поля определим применительно к схемам проветривания 1-М-Н-в-вт и 3-В-Н-н-пт по выражению (2.29). Поэтому же выражению можно рассчитать абсолютные метановыделения в выработанное $\bar{I}_{ВП}$ (м³/мин) и из разрабатываемого пласта $\bar{I}_{нл}$ (м³/мин).

$$\bar{I} = \frac{q_p \cdot A_p}{1440}, \quad (2.29)$$

где q_p – ожидаемая относительная метанообильность очистной выработки (выемочного участка) и абсолютное метановыделение из выработанного пространства и разрабатываемого пласта при схемах 1-М-Н-в-вт и 3-В-Н-н-пт, м³/т;

A_p – планируемая нагрузка на лаву, т/сут.

Тогда при схеме 1-М-Н-в-вт

$$\bar{I}_{оч} = \frac{15,353 \cdot 918}{1440} = 9,79 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$\bar{I}_{уч} = \frac{15,353 \cdot 918}{1440} = 9,79 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$\bar{I}_{ВП} = \frac{9,28 \cdot 918}{1440} = 5,916 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$\bar{I}_{нл} = \frac{6,073 \cdot 918}{1440} = 3,878 \text{ м}^3/\text{мин};$$

При схеме типа 3-В-Н-н-пт

$$\bar{I}_{оч} = \frac{4,889 \cdot 918}{1440} = 3,12 \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$\bar{I}_{уч} = \frac{15,353 \cdot 918}{1440} = 9,79 \text{ м}^3/\text{мин};$$

Аналогично получены следующие значения абсолютной метанообильности лавы и выемочного участка для первого этажа шахтного поля при:

схеме 1-М-Н-в-вт $\bar{I}_{оч} = 6,42 \text{ м}^3/\text{мин}; \bar{I}_{уч} = 6,42 \text{ м}^3/\text{мин}; \bar{I}_{вп} = 4,36 \text{ м}^3/\text{мин};$
 $\bar{I}_{пл} = 4,348 \text{ м}^3/\text{мин};$

схеме 3-В-Н-н-пт $\bar{I}_{оч} = 2,6 \text{ м}^3/\text{мин}; \bar{I}_{уч} = 6,42 \text{ м}^3/\text{мин}.$

2.3 Расчет ожидаемого относительного и абсолютного метановыделения в проектируемые очистную выработку и выемочный участок по природной метаноносности разрабатываемого пласта и пластов-спутников с учетом требований стандарта Минтопэнерго [2]

Учитывая рекомендации Стандарта Минтопэнерго «Вентиляция угольных шахт. Руководство по проектированию [2]», произведем расчеты относительного и абсолютного метановыделений в проектируемые очистную выработку и выемочный участок по природной метаноносности угольного пласта и пластов-спутников при аналогичных вышеприведенным в п.2.2 исходных данных.

Расчет относительного метановыделения из подлежащего разработке угольного пласта $q_{пл}(\text{м}^3/\text{т})$ производим в следующем порядке.

Сначала рассчитываются дополнительные исходные данные для определения величины $q_{пл}$.

Природную метаноносность угольного пласта на глубине проектируемого выемочного участка $x(\text{м}^3/\text{т})$ определяем по выражению

$$x = 0,01x_{гр}(100 - W - A_3) \quad (2.30)$$

$$x = 0,01 \cdot 17,04(100 - 2 - 10) = 15 \text{ м}^3/\text{т}$$

Ширину условного пояса газового дренирования пласта $V_{зд}(\text{м})$ принимаем при выходе летучих веществ $V^{daf} = 25\%$, равной 18м.

Величину коэффициента $k_{пл}$, учитывающего влияние сичтемы разработки на метановыделение из подлежащего разработке угольного пласта определим по выражению

$$\kappa_{пл} = \frac{l_{оч} - 2e_{3\partial}}{l_{оч}} \quad (2.31)$$

$$\kappa_{пл} = \frac{180 - 2 \cdot 18}{180} = 0,8$$

Скорость подвигания очистного забоя $V_{оч}$ (м/сут) рассчитывается по формуле

$$V_{оч} = \frac{A_p}{l_{оч} m_B S_y} \quad (2.32)$$

$$V_{оч} = \frac{918}{180 \cdot 1,0 \cdot 1,35} = 3,78$$

Значение показателя степени n , учитывающего влияние скорости подвигания очистного забоя $V_{оч}$ (м/сут), глубины разработки H (м) и выхода летучих веществ V^{daf} (%) на метановыделение из угольного пласта определяется по выражению

$$n = 0,393 V_{оч}^{0,45} \exp(-0,00034H) \left[0,0015(26 - V^{daf})^2 + 0,95 \right] \quad (2.33)$$

$$n = 0,393 \cdot 3,78^{0,45} \exp(-0,0034 \cdot 787,5) \left[0,0015(26 - 25)^2 + 0,95 \right] = 0,53050$$

Определим остаточную метаноносность угля $x_{о.г}$ (м³/т с.б.м.) по выражению

$$x_{о.г} = 26,2 (V^{daf})^{-0,6} \cdot \exp(-0,012 \cdot t_n) \quad (2.34)$$

$$x_{о.г} = 26,2 (25)^{-0,6} \cdot \exp(-0,012 \cdot 31,5) = 2,60 \text{ м}^3/\text{т с.б.м.}$$

Определим остаточную метаноносность угля x_o (м³/т) по формуле

$$x_o = 0,01 x_{о.г} (100 - W - A_3) \quad (2.35)$$

$$x_o = 0,01 \cdot 2,60 (100 - 2 - 10) = 2,288 \text{ м}^3/\text{т}$$

Рассчитаем величину относительного метановыделения из обнаженных поверхностей угольного пласта в проектируемой лаве $q_{оп}$ (м³/т) по выражению

$$q_{оп} = \kappa_{пл} (x - x_o) (1 - n) \quad (2.36)$$

$$q_{оп} = 0,8 (15 - 2,288) (1 - 0,5205) = 4,8767 \text{ м}^3/\text{т}$$

Рассчитываем относительное метановыделение из отбитого угля в пределах проектируемого выемочного участка $q_{o,y}$ (м³/т), в очистной выработке $q'_{o,y}$ (м³/т) и в участковой конвейерной выработке $q''_{o,y}$ (м³/т) соответственно по выражениям (2.37), (2.38) и (2.39)

$$q_{o,y} = q'_{o,y} + q''_{o,y}; \quad (2.37)$$

$$q'_{o,y} = \kappa_{пл} [(x - x_o)n + x_o] (b_1 \kappa_{m,y} + b_2 \kappa'_{m,y}); \quad (2.38)$$

$$q''_{o,y} = \kappa_{пл} [(x - x_o)n + x_o] (b_1 \kappa''_{m,y}) \quad (2.39)$$

где b_1, b_2 – коэффициенты, учитывающего долю отбитого угля, соответственно находящегося на конвейере и оставленного на почве в лаве; значения $b_1=0,6$ и $b_2=0,4$ принимаются при односторонней выемке угля, а $b_1=1$ и $b_2=0$ – при двусторонней выемке угля в лаве; принимаем $b_1=1, b_2=0$, так как по исходным данным в лаве будет двухсторонняя выемка угля;

$\kappa_{m,y}, \kappa'_{m,y}, \kappa''_{m,y}$ – коэффициенты учитывающие степень дегазации отбитого угля во времени соответственно в лаве на конвейере ($\kappa_{m,y}$), на почве в лаве ($\kappa'_{m,y}$) и на конвейере в участковой выработке ($\kappa''_{m,y}$), доли ед.

Определим продолжительность пребывания отбитого угля на конвейере в лаве $T_{m,л}$ (мин) по выражению

$$T_{m,л} = \frac{l_{оч}}{60V_{m,л}} \quad (2.40)$$

$$T_{m,л} = \frac{180}{60 \cdot 1} = 3 \text{ мин}$$

Величину коэффициента $\kappa_{m,y}$ определяем по формуле

$$\kappa_{m,y} = aT_{m,л}^b, \quad (2.41)$$

где a, b – коэффициенты, характеризующие газоотдачу из отбитого угля во времени; принимаются соответственно равными $a=0,052, b=0,71$ при $T_{m,л} \leq 6$ мин, а при $T_{m,л} > 6$ мин, $a=0,118, b=0,25$

Тогда

$$\kappa_{m,y} = 0,0523^{0,71} = 0,1134$$

Величину коэффициента $\kappa'_{m,y}$ не определяем, так как $b_2=0$ в формуле для $q'_{o,y}$.

Продолжительность нахождения отбитого угля на почве в лаве (при односторонней выемке) принимается ориентировочно равной времени

выемки полосы угля комбайном в лаве с учетом времени на кольцевые операции.

Продолжительность нахождения отбитого угля на конвейере в участковой выработке $T_{м.к}$ (мин) определяем по формуле

$$T_{м.к} = \frac{l_{СК.К}}{60V_{тск.к}} + \frac{L_{Л.К}}{60V_{т.л.к}} \quad (2.42)$$

$$T_{м.к} = \frac{200}{60 \cdot 1} + \frac{1800}{60 \cdot 1,5} = 23,33 \text{ мин}$$

Величину коэффициента $\kappa''_{м.у}$ определяем по выражению

$$\kappa''_{м.у} = aT_{м.к}^b - aT_{мл}^b \quad (2.42)$$

$$\kappa''_{м.у} = 0,118 \cdot 23,33^{0,25} - 0,052 \cdot 3^{0,71} = 0,1459$$

Тогда

$$q'_{о.у} = 0,8[(15 - 2,288)0,5205 + 2,288] \cdot 1 \cdot 0,1134 = 0,8078 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q''_{о.у} = 0,8[(15 - 2,288)0,5205 + 2,288] \cdot 1 \cdot 0,1459 = 1,0393 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у} = 0,8078 + 1,0393 = 1,8471 \text{ м}^3/\text{т}$$

Величину относительного метановыделения из разрабатываемого угольного пласта $q_{пл}$ (м³/т) определим по формуле

$$q_{пл} = q_{оп} + q_{о.у} + \kappa_{эп}(x - x_o) \quad (2.43)$$

где $\kappa_{эп}$ – коэффициент, учитывающий эксплуатационные потери угля в пределах выемочного участка; принимаются по проекту в долях единицы; в заданных условиях угольный пласт вынимается полностью и без оставления целиков у участковых выработок, поэтому принимаем $\kappa_{эп}=0$.

Тогда

$$q_{пл} = 4,8767 + 1,8471 = 6,7238 \text{ м}^3/\text{т}$$

Далее произведем расчет относительного метановыделения из подрабатываемых и надрабатываемых пластов-спутников.

Сначала определим расстояние по нормами между разрабатываемым и сближенным подрабатываемым пластами M_p (м), при котором метановыделение из предполагаемого пласта-спутника равно нулю.

Величину M_p для условий подработки пологого или наклонного пласта-спутника рассчитываем по выражению

$$M_p = 1,3l_{оч} \cdot \kappa_{y.k} \sqrt{m_{B.ПП}} (\kappa_L^{-1} \cos \alpha_{пл} + 0,05), \quad (2.44)$$

где $\kappa_{y.k}$ – коэффициент, учитывающий влияние способа упаравления кровлей на метановыделение из подрабатываемого пласта-спутника пологого или наклонного падения, доли ед.; принимается: при полном обрушении $\kappa_{y.k}=1$; при частичной закладке; плавном опускании и удержании на кострах; $\kappa_{y.k}=0,8$; при полной закладке $\kappa_{y.k}=0,4$;

κ_L – коэффициент, учитывающий влияние степени метаморфизма угля на величину свода разрушения пород кровли, доли ед.; определяется по формуле

$$\kappa_L = 1,88 \exp(-0,018 V^{daf}) \quad (2.45)$$

$$\kappa_L = 1,88 \exp(-0,018 \cdot 25) = 1,1987$$

Тогда

$$M_p = 1,3 \cdot 180 \cdot 1 \sqrt{1,1} (1,1987^{-1} \cos 10 + 0,05) = 214 \text{ м}$$

Коэффициент κ_v , учитывающий влияние скорости подвигания лавы на метановыделение из пластов-спутников, рассчитываем по выражению

$$\kappa_v = 0,58 \exp(0,0026 \cdot H)$$

$$\kappa_v = 0,58 \exp(0,0026 \cdot 787,5) = 0,7118$$

В кровле разрабатываемого пласта на расстоянии $M_{сп.п}=40\text{м}$ залегает пласт-спутник мощностью $M_{сп.п}=0,3\text{м}$ и природной метаносностью $x_{сп.п}=15\text{м}^3/\text{т}$, а остаточной метаносностью угля $x_{o.сп.п}=2,288 \text{ м}^3/\text{т}$, то этот пласт является подрабатываемым, из которого метан будет выделяться в выработанное пространство планируемого выемочного участка.

Относительное метановыделение из подрабатываемого пласта-спутника определяется по формуле

$$q_{сп.п} = V_{оч}^{(KL-1)} \frac{m_{сп.п}}{m_B} (x_{сп.п} - x_{o.сп.п}) \left(1 - \frac{M_{сп.п}}{M_p} \right) \quad (2.46)$$

$$q_{сп.п} = 3,78^{(0,7118-1)} \frac{0,3}{1,1} (15 - 2,288) \left(1 - \frac{40}{214} \right) = 1,9215 \text{ м}^3/\text{т}$$

В почве разрабатываемого пласта надрабатываемых пластов-спутников на расстоянии $M_p < 60\text{м}$ нет, поэтому расчет метановыделения из надрабатываемых пластов-спутников не производим.

Тогда принимаем $q_{\text{сп}} = q_{\text{сп.п}} = 1,9215 \text{ м}^3/\text{т}$.

Расчет относительного метановыделения из вмещающих горных пород $q_{\text{пор}}(\text{м}^3/\text{т})$ производим по формуле

$$q_{\text{пор}} = V_{\text{оч}}^{(K_v - 1)} (x - x_o) \kappa_{\text{сп}} (H - H_o) \quad (2.47)$$

где $\kappa_{\text{сп}}$ – коэффициент, учитывающий влияние способа управления кровлей и литологического состава пород; принимается при полном обрушении $\kappa_{\text{сп}} = 0,00106$; при частичной закладке, удержании кровли на кострах и плавном опускании – $\kappa_{\text{сп}} = 0,00084$; при полной закладке – $\kappa_{\text{сп}} = 0,00043$.

Тогда

$$q_{\text{пор}} = 3,78^{(0,7118 - 1)} (15 - 2,288) \cdot 0,00106 (787,5 - 120) = 6,3148 \text{ м}^3/\text{т}$$

С учетом полученных значений относительных метановыделений из разрабатываемого пласта $q_{\text{пл}} = 6,7238 \text{ м}^3/\text{т}$. из подрабатываемого пласта-спутника $q_{\text{сп.п}} = 1,9215 \text{ м}^3/\text{т}$ и из вмещающих горных пород $q_{\text{пор}} = 6,3148 \text{ м}^3/\text{т}$ определяем относительную метанообильность выемочного участка $q_{\text{уч}}(\text{м}^3/\text{т})$ по формуле

$$q_{\text{уч}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сп}} + q_{\text{пор}} \quad (2.48)$$

$$q_{\text{уч}} = 6,7238 + 1,9215 + 6,3148 = 14,96 \text{ м}^3/\text{т}$$

РАСЧЕТ МАКСИМАЛЬНО ДОПУСТИМОЙ ПО ГАЗОВОМУ ФАКТОРУ НАГРУЗКИ НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

Цель практического занятия – повышение качества усвоения студентами теоретического материала по темам: «Вентиляция выемочных участков. Классификация и область применения схем проветривания выемочных участков», «Расчет максимально допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору» и приобретение практических навыков по определению максимально допустимой нагрузки на лаву по газовому фактору.

На практическом занятии студенты решают две задачи:

- расчет максимально допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору для условий действующей угольной шахты;
- расчет максимально допустимой нагрузки на очистной забой для условий проектируемых новых угольных шахт.

Во время домашней самостоятельной работы студенты должны изучить материал лекций «Руководство по проектированию вентиляций угольных шахт [2]» или «Методических указаний» по теме практического занятия [7,8,9].

Продолжительность практического занятия 2 часа.

В результате проведения практического занятия студенты должны:

- знать методики расчета максимально допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору для условий действующих и проектируемых угольных шахт;
- уметь выбирать исходные данные и определять максимально допустимую нагрузку на очистной забой по газовому фактору для условий действующих и проектируемых угольных шахт;
- получить навыки практического использования нормативных документов применительно к газовым угольным шахтам.

Расчет максимально допустимой по газовому фактору нагрузки на очистной забой при наличии данных газовоздушной съемки.

Для расчета A_{\max} (т/сут) дополнительно к исходным данным, принятым в п.2.1 и п.2.2.2, примем следующие:

- непосредственная кровля пласта – песчаный сланец мощностью 10м и крепостью $f=6$ по шкале Протоdjeяконова.

Максимально допустимая по газовому фактору нагрузка на планируемый очистной забой рассчитывается по формуле [7,8,9]

$$A_{\max} = A \cdot \bar{I}_{\phi}^{-1,67} \cdot \left[\frac{Q_p(C - C_o)}{194} \right]^{1,93} \cdot \left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч}} \right)^{-0,67} \cdot K_{с.р}^{-1,67} \cdot K_{с.р}^{-1,67}, \quad (3.1)$$

где \bar{I}_{ϕ} – среднее фактическое абсолютное метановыделение в лаву-аналог или выемочный участок-аналог, м³/мин.; принимается по исходным данным раздела 2 (п.2.1) в зависимости от типа схемы проветривания планируемого выемочного участка;

C – максимально допустимая Правилами безопасности [3] концентрация метана на исходящей струе лавы и участка, %; принимаем $C=1\%$;

C_o – концентрация метана в поступающем в лаву свежем воздухе, %; принимаем $C_o=0,05\%$.

Для схемы проветривания 1-М-Н-в-вт согласно рекомендаций [2,7,8] и исходным данным (п.2.1) принимаем $\bar{I}_{\phi} = \bar{I}_{уч.ф} = 6,81$ м³/мин.

Максимально возможный расход воздуха в лаве $Q_{оч.маx}$ рассчитывается по выражению

$$Q_{оч.маx} = 60V_{маx} S_{оч}, \quad (3.2)$$

где V_{\max} – максимально допустимая Правилами безопасности средняя скорость движения воздуха в призабойном пространстве лавы, м/с; принимаем $V_{\max}=4\text{м/с}$ [3];

$S_{\text{оч}}$ – площадь поперечного сечения призабойного пространства планируемой лавы, свободная для перемещения воздуха, м²; для лав, оборудованных механическим комплексом величина $S_{\text{оч}}$, определяется с учетом рекомендаций [2,8] по формуле (3.3) с учетом вынимаемой мощности разрабатываемого пласта с породными прослойками ($m_{\text{в.лр}}$, м) и типа механизированной крепи в лаве

$$S_{\text{оч}} = \frac{S_{\text{оч. max}} - S_{\text{оч. min}}}{m_{\text{в.лр. max}} - m_{\text{в.лр. min}}} \cdot (m_{\text{в.лр}} - m_{\text{в.лр. min}}) + S_{\text{оч. min}} \quad (3.3)$$

где $S_{\text{оч. max}}$, $S_{\text{оч. min}}$ – соответственно максимальное и минимальное свободное для прохода воздуха сечения призабойного пространства лавы при максимальном ($m_{\text{в.лр. max}}$, м) и минимальном ($m_{\text{в.лр. min}}$, м) значении вынимаемой мощности пласта породными прослойками, при которых возможно использование данного типа механизированной крепи, м²; принимаются по рекомендациям «Руководства...» [2] или «Методических указаний...» [7,8].

$m_{\text{в.лр}}$ – вынимаемая мощность пласта с породными прослойками, принимается по исходным данным.

Согласно исходным данным в планируемой лаве применяется механизированная крепь типа КМ 137, для которой при $m_{\text{в.лр}}=m_{\text{в.лр. max}}=1,1$, величина $S_{\text{оч}}=3,44\text{ м}^2$ [2,8].

Тогда применительно к схеме 1-М-Н-в-вт с учетом двухсторонней выемки угля в лаве и допустимой максимальной скорости движения воздуха $V_{\max}=4\text{м/с}$, параметр Q_p определим по формуле

$$Q_p = 60 \cdot V_{\max} \cdot S_{\text{оч}} \cdot K_{\text{ут.л}} \quad (3.4)$$

где $K_{\text{ут.л}}$ – коэффициент утечек воздуха через выработанное пространство, дол.ед.

Значения $K_{\text{ут.л}}$, при отработке пологих и наклонных пластов и управления кровлей полным обрушением и плавным опусканием определяются для схем типа 1-В, 2-В и 3-В по формуле (3.5), а для схем типа 1-М по выражению (3.6)

$$K_{\text{ут.л}} = 1 + 0,5 \cdot m_{\text{в.лр}} \cdot \exp(0,24f - 0,35S_{\text{оч}}); \quad (3.5)$$

$$K_{\text{ут.л}} = 1 + 0,13 \cdot m_{\text{в.лр}} \cdot \exp(0,24f - 0,25S_{\text{оч}}); \quad (3.6)$$

где f – средневзвешенный коэффициент крепости пород кровли на расстоянии от кровли вынимаемого пласта равном $8 m_{\text{в.лр}}$;

$$f = \frac{f_{п.и} \sum m_{п.и} + f_{п.с} \sum m_{п.с} + f_{г.с} \sum m_{г.с}}{\sum m_{п.и} + \sum m_{п.с} + \sum m_{г.с}} \quad (3.7)$$

где $f_{п.и}$, $f_{п.с}$, $f_{г.с}$ – коэффициент крепости соответственно песчаников и известняков, песчаных сланцев, глинистых сланцев по шкале проф. Протодьяконова: берется из геологических отчетов;

$\sum m_{п.и}$, $\sum m_{п.с}$, $\sum m_{г.с}$ – суммарная мощность соответственно песчаников и известняков, песчаных сланцев, глинистых сланцев, м; принимается по геологическому разрезу (стратиграфической колонке).

Если при расчетах получаем $f > 8$, то при определении $k_{ут.в}$ значение f принимается равным 8.

Учитывая, что в кровле разрабатываемого пласта залегает слой песчаных сланцев мощностью 10м, что больше $8m_{6.нр}$ величину средневзвешенной крепости пород по шкале проф. Протодьяконова принимаем в соответствии с исходными данными $f=6$.

Тогда значение $k_{ут.в}$ для схемы 1-М-Н-в-вт определим по формуле (3.6)

$$k_{ут.н} = 1 + 0,13 \cdot 1,1 \cdot \exp(0,35 \cdot 6 - 0,25 \cdot 3,44) = 1,494$$

Величину Q_p определим по выражению (3.4)

$$Q_p = 60 \cdot 4 \cdot 3,44 \cdot 1,494 = 1233 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Величины коэффициентов $k_{э.р} = 1,188$, $k_{с.р} = 1$ применительно к планируемому выемочному участку, схеме 1-М-Н-в-вт и отсутствии дегазации источников метановыделения принимаем по результатам расчетов в разделе 2(п.2.1).

Тогда максимально допустимую по газовому фактору нагрузку на планируемый очистной забой с учетом выражения (3.1) получим

$$A_{\max} = 765 \cdot 6,81^{-1,67} \cdot \left[\frac{1233 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} \cdot 1,188^{-1,67} \cdot 1^{-1,67} = 749 \text{ т/сут}$$

Так как $A_p = 918 \text{ т/сут} > A_{\max} = 749 \text{ т/сут}$, то газовый фактор ограничивает нагрузку на лаву и необходимо принять меры по снижению метановыделения в лаву и выемочный участок.

Рассмотрим три варианта снижения метановыделения в лаву:

- путем применения дегазации подрабатываемого пласта-спутника и вмещающих пород; при этом коэффициент дегазации примем по [5] $k_{д.сн} = 0,3$ при схеме с бурением дегазационных скважин на подрабатываемый пласт-спутник из вентиляционного штрека с разворотом навстречу очистному забою;
- путем изолированного отвода метана из выработанного пространства;

- путем замены схемы 1-М-Н-в-вт на схему 3-В-Н-н-пт (комбинированная система разработки) без применения дегазации.

Рассмотрим первый вариант снижения метановыделения в планируемую лаву: предусмотрим дегазацию смежных пластов-спутников и вмещающих пород.

Учитывая применение дегазации пластов-спутников и вмещающих пород при схеме 1-М-Н-в-вт новое значение коэффициента $\kappa_{с.р}$ по выражению (2.5)

$$\kappa_{с.р} = 0,43 \frac{0,8(1-0)}{0,8(1-0)} + 0,57 \cdot 1 \frac{(1-0,3)}{(1-0)} = 0,829$$

Тогда

$$A_{\max} = 765 \cdot 6,81^{-1,67} \cdot \left[\frac{1233 \cdot (1-0,05)}{194} \right]^{1,93} \cdot 1,188^{-1,67} \cdot 0,829^{-1,67} = 1024 \text{ т/сут}$$

Так как $A_p = 918 \text{ т/сут} < A_{\max} = 1024 \text{ т/сут}$, то при этом снимается ограничение газового фактора на нагрузку лавы.

Если вместо дегазации источников метановыделения при схеме 1-М-Н-в-вт будет применен изолированный отвод метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка с помощью газоотсасывающей установки, что необходимо для предупреждения образования опасных скоплений метана в тупике погашения вентиляционного штрека (раздел 4), то необходимо с учетом этого определить максимально допустимую по газовому фактору нагрузку на очистной забой по формуле [2]

$$A_{\max} = Q_p (C - C_o) / 194 \left\{ \frac{C - C_o}{C_m - C_n} \cdot [\kappa_{в.п.у} \cdot \kappa_{д.в.н} \cdot (1 - \kappa_{д.в.о})] + (1 - \kappa_{в.п.у}) + \kappa_{в.п.у} \cdot (1 - \kappa_{д.в.н}) (1 - \kappa_{д.в.о}) \right\} \cdot \bar{I}_{уч.ф}^{-1,67} \cdot \left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч}} \right)^{-0,67} \cdot \kappa_{с.р}^{-1,67} \cdot \kappa_{с.п}^{-1,67} \cdot A, \quad (3.8)$$

где $\kappa_{в.п.у}$ – коэффициент, учитывающий долю метановыделения из выработанного пространства в газовом балансе выемочного участка, дол.ед.; принимается для действующих шахт по результатам газовых съемок (в нашем случае $\kappa_{в.п.у} = \kappa_2 = 0,57$), а при расчете метанообильности по природной метаноносности пласта по формуле

$$\kappa_{в.п.у} = \frac{q_{вп}}{q_{уч}}, \quad (3.9)$$

где $q_{вп}, q_{уч}$ – соответственно относительная метанообильность

выработанного пространства и выемочного участка, определяемые по формулам (2.28) и (2.26), м³/т;

$\kappa_{дэп}$ – коэффициент, учитывающий эффективность изолированного отвода метана, дол.ед.; принимается равным 0,7 и 0,3 соответственно для схем 1-М и 1-В; в наших условиях $\kappa_{двп}=0,7$;

$\kappa_{дво}$ – коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и выработанного пространства, доли.ед.

$$\kappa_{доо} = (1 - \kappa'_{доо}) \cdot \kappa_{двп} + \kappa'_{доо}, \quad (3.10)$$

где $\kappa_{дво}$ – коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и пород, доли.ед.; принимается по рекомендациям [5,8]; в наших условиях $\kappa_{дво}=0$, так как дегазация не применяется;

$\kappa_{двп}$ – коэффициент, учитывающий эффективность дегазации выработанного пространства через перфорированные отрезки труб, оставляемых в завале (например, при схеме 1-В-Н-в-вт), доли.ед.; в нашем случае $\kappa_{двп}=0$, так как дегазация выработанного не производится; в иных условиях значение $\kappa_{двп}$ принимается по рекомендациям [5,8]

Тогда

$$\kappa_{доо} = (1 - 0) \cdot 0 + 0 = 0;$$

$$A_{\max} = \left[1233(1 - 0,05)/194 \left\{ \frac{1 - 0,05}{3,5 - 0,05} \cdot [0,57 \cdot 0,7 \cdot (1 - 0)] + (1 - 0,57) + 0,57 \cdot (1 - 0,7)(1 - 0) \right\} \right]^{1,93}$$

$$6,81^{-1,67} \cdot \left(\frac{180}{180} \right)^{-0,67} \cdot 1,188^{-1,67} \cdot 1^{-1,67} \cdot 765 = 1448 \text{ т/сут}$$

После этого производится расчет A_{\max} при неработающей газоотсасывающей установке по формуле (3.11) при $C_2=2\%$

$$A_{\max} = A \cdot \bar{I}_{уч.ф}^{-1,67} \cdot \left(\frac{l_{оч.р}}{l_{оч}} \right)^{-0,67} \cdot \left[\frac{60 \cdot V_{та} \cdot S_{оч} \cdot \kappa_{ум.п} \cdot (c_2 - c_o)}{194 \cdot (1 - \kappa_{дво} \cdot \kappa_{впв})} \right]^{1,93} \cdot \kappa_{э.р}^{-1,67} \cdot \kappa_{с.р}^{-1,67}, \quad (3.11)$$

$$A_{\max} = 765 \cdot 6,81^{-1,67} \cdot \left(\frac{180}{180} \right)^{-1,67} \cdot \left[\frac{60 \cdot 4 \cdot 3,44 \cdot 1,494 \cdot (2 - 0,05)}{194 \cdot (1 - 0 \cdot 0,57)} \right]^{1,93} \cdot 1,188^{-1,67} \cdot 1^{-1,67} = 3003 \text{ т/сут}$$

Из рассчитанных по формулам (3.8) и (3.11) меньшим значением является $A_{\max}=1448 \text{ т/сут}$, поэтому оно и учитывается при дальнейших расчетах.

Так как $A_p=918 \text{ т/сут} < A_{\max}=1448 \text{ т/сут}$, то при применении изолированного отвода метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка с помощью газоотсасывающего вентилятора при схеме

проветривания типа 1-М-Н-в-вт газовый фактор не ограничивает планируемую нагрузку на очистной забой.

Для случая применения изолированного отвода метана при отработке 1-го этажа при $Q_{уч}=1057\text{м}^3/\text{мин}$ получено $A_{\max}=1433\text{т/сут}$, что больше планируемой нагрузки.

При замене схемы проветривания 1-М-Н-в-вт на схему 3-В-Н-н-пт (комбинированная система разработки) и без применения дегазации источников метановыделения новое значение коэффициента $\kappa_{с.р}$ определим по формуле (2.4)

$$\kappa_{с.р} = \frac{0,43 \frac{0,8 \cdot (1-0)}{0,8 \cdot (1-0)} + 0,57 \cdot 0 \cdot \frac{(1-0)}{(1-0)}}{0,43 + 0,57 \cdot 1} = 0,43$$

Максимальный расход воздуха для разжижения метана в лаве определим по выражению

$$Q_p = 60V_{\max} S_{оч} \kappa_{о.з} \quad (3.12)$$

где $\kappa_{о.з}$ – коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, прилегающего к призабойному; принимается по рекомендациям [2,8]. Учитывая принятые исходные данные (управление кровлей полным обрушением, породы непосредственной кровли – песчаный сланец), $\kappa_{о.з}=1,188$, $\kappa_{с.р}=0,43$ и $l_{оч}=l_{оч}=180\text{м}$ определим по формуле (3.1)

$$A_{\max} = 765 \cdot 6,81^{-1,67} \cdot \left[\frac{1032 \cdot (1-0,05)}{194} \right]^{1,93} \cdot \left(\frac{180}{180} \right)^{-1,67} \cdot 1,188^{-1,67} \cdot 0,43^{-1,67} = 2175\text{т/сут}$$

При замене схемы 1-М-Н-в-вт схемой 3-В-Н-н-пт $A_p=918\text{т/сут} < A_{\max}=2175\text{т/сут}$. Следовательно ограничение газового фактора на нагрузку лавы не будет.

Учитывая, что в условиях действующей шахты не применяется дегазация источников метановыделения, при использовании столбовой системы разработки со схемой проветривания 1-М-Н-в-вт предусмотрим применение изолированного отвода метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка с помощью газоотсасывающего вентилятора ВМЦГ-7М. Применение дегазации источников метановыделения потребует больших материальных и трудовых затрат, чем использование изолированного отвода метана.

Итак, для дальнейших расчетов и при конструировании схем вентиляции планируется применение схемы проветривания выемочных участков типа 1-М-Н-в-вт (столбовая система разработки) с изолированным отводом метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка с помощью газоотсасывающего вентилятора ВМЦГ-7М. Вторым

вариантом является замена столбовой системы разработки со схемой 1-М-Н-в-вт на комбинированную со схемой проветривания 3-В-Н-н-пт. Оба варианта схем проветривания выемочных участков (для схемы 1-М-Н-н-пт с изолированным отводом метана из выработанного пространства) обеспечивают снятие ограничения газового фактора на нагрузку лавы и не допускают образования опасных местных скоплений метана.

3.2 Расчет максимально допустимой по газовому фактору нагрузки на лаву при прогнозе метанообильности по природной метанообильности пластов.

Если прогноз метановыделения в лаву и выемочный участок производился по природной метаноносности угольных пластов, то максимально допустимая по газовому фактору нагрузка на планируемую лаву может быть рассчитана по формуле

$$A_{\max} = A_p \cdot \bar{I}_p^{-1,67} \cdot \left[\frac{Q_p (C - C_o)}{194} \right]^{-1,93}, \quad (3.13)$$

В связи с этим рассмотрим три способа снижения метановыделения в лаву для снятия ограничения газового фактора на нагрузку очистного забоя:

- дегазацией пласта-спутника и вмещающих пород при схеме 1-М-Н-в-вт; при этом принимаем значение коэффициента дегазации по «Руководству...» [5] или «Методическим указаниям...» [8] $\kappa_{d.cn}=0,3$ при схеме дегазации с бурением скважин на подрабатываемый пласт-спутник из вентиляционного штрека с разворотом на встречу очистному забою;
- изолированный отвод метана из выработанного пространства при схеме 1-М-Н-в-вт;
- заменой схемы проветривания 1-М-Н-в-вт схемой 3-В-Н-н-пт (комбинированная система разработки) без применения дегазации.

Рассмотрим первый вариант снижения метановыделения в планируемую лаву.

Учитывая применение дегазации пласта-спутника и вмещающих пород примем по аналогии с вышеприведенным расчетом $\kappa_{c.p}=0,829$.

Тогда с учетом дегазации новое значение абсолютного метановыделения на участке определим по формуле

$$I'_p = I_p \cdot \kappa_{c.p}, \quad (3.14)$$

$$I'_p = 9,79 \cdot 0,829 = 8,116 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Максимально допустимую по газовому фактору нагрузку на очистной забой определим по формуле (3.13)

$$A_{\max} = 918 \cdot 8,116^{-1,67} \cdot \left[\frac{1233 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 894 \text{ т/сут} < A_p = 918 \text{ т/сут}.$$

$A_p = 918 \text{ т/сут} > A_{\max} = 894 \text{ т/сут}$, т.е. газовый фактор ограничивает нагрузку лавы.

Так как заданная глубина разработки угольного пласта в условиях Донецкого бассейна не превышает 800м, то для снятия ограничения газового фактора на нагрузку планируемой лавы применим дополнительно дегазацию разрабатываемого пласта. Применим схему дегазации с бурением одиночных скважин параллельно очистному забою с конвейерного штрека. При этом согласно [5,8] коэффициент дегазации пласта $\kappa_{\text{д.пл.р}} = 0,2$.

С учетом применяемой дегазации разрабатываемого пласта ($\kappa_{\text{д.пл.р}} = 0,2$) и дегазации подрабатываемых пласта-спутника и вмещающих пород ($\kappa_{\text{д.сп.р}} = 0,3$) рассчитаем для схемы 1-М-Н-в-вт новое значение коэффициента $\kappa_{\text{с.р}}$ по выражению (2.5)

$$\kappa_{\text{с.р}} = 0,43 \cdot \frac{0,8(1 - 0,2)}{0,8(1 - 0)} + 0,57 \cdot 1 \cdot \frac{(1 - 0,3)}{(1 - 0)} = 0,743,$$

Тогда величина абсолютного метановыделения на выемочном участке может быть определена по формуле (3.10)

$$I_p' = 9,79 \cdot 0,743 = 7,274 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Максимально допустимую по газовому фактору нагрузку на лаву определим по формуле (3.13)

$$A_{\max} = 918 \cdot 7,274^{-1,67} \cdot \left[\frac{1233 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 1073 \text{ т/сут}.$$

Тогда

$A_p = 918 \text{ т/сут} < A_{\max} = 1073 \text{ т/сут}$, то есть при принятых мерах снять ограничение газового фактора на нагрузку лавы.

Если при заданных условиях по каким то причинам нет возможности применить дегазацию разрабатываемого пласта, пластов спутников вмещающих пород, то следует применить изолированный отвод метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка с помощью газоотсасывающего вентилятора.

Тогда максимально допустимую по газовому фактору нагрузку на очистной забой при схеме 1-М-Н-в-вт и изолированном отводе метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка определим по формуле (3.15)

$$A_{\max} = A_p \bar{I}_{yч}^{-1,67} \left[\frac{60V_{\max} S_{оч} (C - C_o) \cdot \kappa_{ym.с}}{194 \left\{ \frac{C - C_o}{C_m - C_o} [\kappa_{B.П.У} \kappa'_{Д.В.П} (1 - \kappa_{B.П.О})] + (1 - \kappa_{B.П.У}) + \kappa_{B.П.У} (1 - \kappa_{Д.В.П}) (1 - \kappa_{Д.В.О}) \right\}} \right]^{1,93}$$

$$A_{\max} = 918 \cdot 9,79^{-1,67} \left[\frac{60 \cdot 4 \cdot 3,44 (1 - 0,05) \cdot 1,494}{194 \left\{ \frac{1 - 0,05}{3,5 - 0,05} [0,57 \cdot 0,7 (1 - 0)] + (1 - 0,57) + 0,57 (1 - 0,7) (1 - 0) \right\}} \right]^{1,93} = 1269 \text{ т/сут}$$

Так как $A_p = 918 \text{ т/сут} < A_{\max} = 1269 \text{ т/сут}$, то при схеме 1-М-Н-в-вт и применении изолированного отвода метана из выработанного пространства ограничения газового фактора на нагрузку лавы не будет.

Дополнительно расчет A_{\max} должен быть произведен при неработающей газоотсасывающей установке при $C_2 = 2\%$ по формуле (3.16)

$$A_{\max} = A_p \bar{I}_{yч}^{-1,67} \left[\frac{60V_{\max} S_{оч} \kappa_{ym.с} (C - C_o)}{194 (1 - \kappa_{Д.В.О} \kappa_{B.П.У})} \right]^{1,93}, \quad (3.16)$$

$$A_{\max} = 918 \cdot 9,79^{-1,67} \left[\frac{60 \cdot 4 \cdot 3,44 \cdot 1,494 (2 - 0,05)}{194 (1 - 0,057)} \right]^{1,93} = 2621 \text{ т/сут}$$

Как видим из расчетов по формулам (3.15) и (3.16) меньшим является значение $A_{\max} = 1269 \text{ т/сут}$, это значение учитывается при дальнейших расчетах.

При замене схемы проветривания выемочного участка 1-М-Н-в-вт на схему 3-В-Н-н-пт значение $I_p = 3,12 \text{ м}^3/\text{мин}$ (см. раздел 2).

Тогда величину A_{\max} определим по формуле (3.9) при $Q_p = 1032 \text{ м}^3/\text{мин}$ (см. вышеприведенный расчет для схемы 3-В-Н-н-пт по формуле (3.12)).

$$A_{\max} = 918 \cdot 3,12^{-1,67} \left[\frac{1032 (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 3130 \text{ т/сут}$$

При этом $A_p = 918 \text{ т/сут} < A_{\max} = 3130 \text{ т/сут}$, то есть газовый фактор не ограничивает нагрузку очистного забоя.

Выбор варианта снижения метановыделения в планируемую очистную выработку или выемочный участок зависит от горно-геологических и

горнотехнических условий и при одинаковой эффективности принимается тот вариант, который требует меньше затрат.

Для условий новой шахты, как показывают расчеты, необходимо при использовании схемы проветривания типа 1-М-Н-в-вт применить одновременно дегазацию пластов-спутников и вмещающих пород и изолированный отвод метана из выработанного пространства или схему 1-М-Н-в-вт заменить на схему 3-В-Н-н-пт (комбинированная система разработки). Это позволит снять ограничения газового фактора на нагрузку и не допустить образования опасных местных скоплений метана.

ПРОВЕРКА СХЕМЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА ПО ОПАСНОСТИ ОБРАЗОВАНИЯ МЕСТНЫХ СКОПЛЕНИЙ МЕТАНА И ВЫБОР МЕРОПРИЯТИЙ ПО НЕДОПУЩЕНИЮ ИХ ВОЗНИКНОВЕНИЯ.

Цель практического занятия – закрепление и углубление знаний, полученных студентами в результате прослушивания лекций и самостоятельной работы с нормативным документом [2] по теме «Проверка схем проветривания выемочных участков по опасности образования местных скоплений метана».

Перед проведением практического занятия преподаватель должен выборочно проверить готовность студентов по теме практического занятия.

Студент должен знать причины и места возможного образования опасных местных скоплений метана в пределах выемочных участков или различных схемах их проветривания, методику определения возможности образования опасных местных скоплений метана.

В результате проведения практического занятия студент должен уметь определить возможность образования опасных местных скоплений метана для принимаемых схем проветривания выемочных участков.

Для решения вопросов возможности образования опасных местных скоплений метана и обоснования принятия схемы проветривания планируемого участка используем, кроме принятых в предыдущих разделах, следующие исходные данные:

- поперечное сечение вентиляционной выработки в свету принимаем $S=11,2\text{м}^2$;
- охрана вентиляционной выработки со стороны выработанного пространства при применении комбинированной системы разработки осуществляется кострами.

При применении столбовой системы разработки опасные местные скопления метана могут образовываться в тупике погашения вентиляционной выработки. В связи с этим при применении схемы проветривания типа 1-М-Н-в-вт необходимо осуществлять проверку этой схемы по опасности местных скоплений метана на сопряжении лавы вентиляционной выработкой.

При схеме 1-М-Н-в-вт возможность образования местных скоплений метана с концентрацией выше допустимого Правилами безопасности значения (<2%) на сопряжении (в тупике погашения) исключается, если выполняется условие [2], [11]

$$\kappa_o = \frac{1434 \cdot \bar{I}_{в.п.р} \sqrt{S}}{Q_{уч}^{1,5} \cdot \left(\frac{\kappa_{ут.в} - 1}{\kappa_{ут.в}} \right)^{1,5}} \geq 1, \quad (4.1)$$

где $\bar{I}_{в.п.р}$ – среднее ожидаемое абсолютное метановыделение из выработанного пространства на выемочном участке, м³/мин;

S – площадь поперечного сечения вентиляционной выработки в свету, м²; $S=11,2$ м²;

$Q_{уч}$ – максимально возможный расход воздуха на проектируемом выемочном участке, м³/мин; принимаем $Q_{уч}=1233$ м³/мин (раздел 3);

$\kappa_{ут.в}$ – коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство, доли ед.; принимаем $\kappa_{ут.в}=1,494$ (раздел 3).

Для условий, когда известна доля абсолютного метановыделения из выработанного пространства в метанообильности выемочного участка ($\kappa_2=0,57$, раздел 3), величину $\bar{I}_{в.п.р}$ можно определить по формуле

$$\bar{I}_{в.п.р} = \kappa_2 \cdot I_{уч.р}, \quad (4.2)$$

$$\bar{I}_{в.п.р} = 0,57 \cdot 9,02 = 5,14 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Тогда для случая применения схемы 1-М-Н-в-вт

$$\kappa_o = \frac{1434 \cdot 5,15 \sqrt{11,2}}{1233^{1,5} \cdot \left(\frac{1,494 - 1}{1,494} \right)^{1,5}} = 3 > 1$$

Так как $\kappa_o > 1$, то в погашении вентиляционного штрека будут образовываться местные скопления метана с концентрацией выше допустимой Правилами безопасности (<2%). В случае отработки 1-го этажа при расходе воздуха $Q_{уч}=1057$ м³/мин и $\bar{I}_{в.п.р}=3,882$ м³/мин, $\kappa_o=2,84 > 1$.

Для предупреждения образования опасных местных скоплений метана в тупике погашения вентиляционного штрека применим дегазацию пластов-спутников и вмещающих пород (раздел 3) с коэффициентом дегазации $\kappa_{д.сп.п}=0,3$. При этом новое значение абсолютного метановыделения в выработанное пространство $\bar{I}_{в.п.р.д}$ определим по выражению

$$\bar{I}_{в.п.р.д} = \bar{I}_{в.п.р} \cdot (1 - \kappa_{д.сп.п}), \quad (4.3)$$

$$I_{в.п.р.д} = 5,14 \cdot (1 - 0,3) = 3,598 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Произведем повторно расчет коэффициента κ_0 с учетом дегазации пластов-спутников и пород при отработке предпоследнего этажа шахтного поля.

$$\kappa_0 = \frac{1434 \cdot 3,598 \sqrt{11,2}}{1233^{1,5} \cdot \left(\frac{1,494 - 1}{1,494} \right)^{1,5}} = 2,1 > 1$$

Как видно из результата расчета κ_0 при применении дегазации пластов-спутников и пород опасность загазирования тупика погашения вентиляционного штрека не исключается, хотя при этом (раздел 3) и снимается ограничение газового фактора на нагрузку лавы ($A_p = 918 \text{ т/сут} < A_{\text{max}} = 1024 \text{ т/сут}$). Для случая отработки первого этажа шахтного поля и применения при этом дегазации пластов-спутников и пород получено $\kappa_0 = 1,988 > 1$.

Так как в случае использования схемы проветривания 1-М-Н-в-вт (столбовая система разработки), образование недопустимых местных скоплений метана в тупике погашаемого вентиляционного штрека не исключается даже при применении дегазации источников метановыделения (пластов-спутников и вмещающих пород), то необходимо применить изолированный отвод метана из выработанного пространства на всех этажах уклонного поля или заменить систему разработки на комбинированную со схемой проветривания типа 3-В-Н-н-пт [2,4].

При применении схемы 1-М-Н-в-вт (столбовая система разработки) и абсолютном метановыделении в выработанное пространство $4,0 \text{ м}^3/\text{мин}$ и более (в нашем случае при отсутствии дегазации $I_{в.п.р} = 5,14 \text{ м}^3/\text{мин}$) рекомендуется [2,4] применять изолированный отвод метана из выработанного за пределы выемочного участка по жесткому трубопроводу с помощью газоотсасывающего вентилятора.

Метан, отводимый за пределы выемочного участка, выпускается в выработку с исходящей вентиляционной струей после предварительного разбавления его воздухом в смесительной камере до норм, требуемых Правилами безопасности.

Характеристика схемы изолированного отвода метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающего вентилятора, порядок расчета параметров и выбора вентилятора приведены в «Руководстве...» [2] и «Методических указаниях...» [1].

При изолированном отводе метана из выработанного пространства остаточное метановыделение в выработанное пространство определим по выражению

$$I_{в.п.р.д} = I_{в.п.р} \cdot (1 - \kappa'_{д.в.п}), \quad (4.4)$$

где $\kappa_{д.в.п}$ – коэффициент, учитывающий эффективность изолированного отвода метана, доли ед.; для схемы 1-М-Н-в-вт принимается равным 0,7 [2].

Тогда

$$I_{в.п.р.д} = 5,14 \cdot (1 - 0,7) = 1,542 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Определим значение κ_o с учетом изолированного отвода метана по формуле (4.1)

$$\kappa_o = \frac{1434 \cdot 1,542 \sqrt{11,2}}{1233^{1,5} \cdot \left(\frac{1,494 - 1}{1,494} \right)^{1,5}} = 0,9 > 1$$

Так как условие (4.1) выполняется, то при наличии изолированного отвода метана из выработанного пространства в условиях применения схемы проветривания 1-М-Н-в-вт не будут образовываться опасные местные скопления метана в тупике погашения вентиляционного штрека. Это повысит безопасность условий труда шахтеров и эффективность их работы.

Исключить образование местных скоплений метана в тупике погашения вентиляционного штрека можно, если заменить столбовую систему разработки со схемой 3-В-Н-н-пт с выдачей исходящей струи на выработанное пространство.

Согласно[2] при схемах проветривания выемочных участков с выдачей исходящей струи на выработанное пространство (схемы типа 1-В, 2-В, 3-В) возможность образования местных скоплений метана в очистной выработке у выработанного пространства под вентиляционным штреком (при наличии бутовой полосы, плит БЖБТ, чураковой стенки, бутокоствов костров – у нижней их кромки) исключается, если выполняется условие

$$\kappa_o = \frac{113,2 \cdot \bar{I}_{в.п.р} \cdot \kappa_{в.п.р}}{(Q_{уч} - Q_{доп}) \left(\frac{\kappa_{ум.с} - 1}{\kappa_{ум.с}} \right) \cdot \kappa_{ум.л}} \leq 1, \quad (4.5)$$

где $\kappa_{в.п.р}$ – коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства в призабойное, доли ед.; определяется по рекомендациям [2,6]; как указывалось в 2.2.3 коэффициент $\kappa_{в.п.р}=0$, если охрана участковой вентиляционной выработки со стороны выработанного пространства осуществляется кострами, бутокострами, бутовой полосой с окнами (каналами) или сплошной бутовой полосой шириной до 5м;

$Q_{доп}$ – расход воздуха, необходимый для подсвеживания исходящей из выемочного участка вентиляционной струи, м³/мин; определяется по рекомендациям [2,6]; пояснения к определению приведены в разделе 7;

$k_{\text{ут.л}}$ – коэффициент, учитывающий поступление (притечки) воздуха из выработанного пространства в призабойное, доли ед.; принимается согласно рекомендациям [2].

Учитывая, что исходными данными предусмотрена охрана вентиляционной выработки со стороны выработанного пространства кострами ($k_{\text{в.п.р}}=0$), тогда очистной выработке у выработанного пространства под вентиляционным штреком не будет.

Таким образом, применение схемы проветривания 3-В-Н-н-пт позволит не только снять ограничения газового фактора на нагрузку лавы (раздел 3), но и исключить образование опасных скоплений метана.

При прогнозе метанообильности по природной метаноносности разрабатываемого пласта, пластов-спутников и вмещающих пород для случая применения схемы проветривания выемочного участка типа 1-М-Н-в-вт получено значение относительного метановыделения в выработанное пространство $\bar{I}_{\text{вп}}=5,916 \text{ м}^3/\text{мин}$, (раздел 2). в связи с этим для установления возможности образования опасных местных скоплений метана в тупике погашения вентиляционного штрека по выражению (4.1) значение коэффициента k_o

$$k_o = \frac{1434 \cdot 5,916 \sqrt{11,2}}{1233^{1,5} \cdot \left(\frac{1,494-1}{1,494} \right)^{1,5}} = 3,45 > 1$$

Учитывая, что $k_o=3,45>1$, тупике погашения вентиляционного штрека будут образовываться опасные местные скопления метана при применении схемы проветривания типа 1-М-Н-в-вт и абсолютном метановыделении в выработанное пространство $\bar{I}_{\text{вп}}=5,916 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Для предупреждения образования опасных местных скоплений метана в тупике погашения вентиляционного штрека следует уменьшить метановыделение в выработанное пространство.

Снижения метановыделения в выработанное пространство можно достигнуть дегазацией пластов-спутников и вмещающих пород, изолированным отводом метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка.

Хотя на действующей шахте не применяется дегазация пластов-спутников и вмещающих горных пород, проверим можно ли в случае ее применения предупредить образование опасных местных скоплений метана в тупике погашения вентиляционного штрека при схеме проветривания типа 1-М-Н-в-вт и исходных данных для предпоследнего этажа шахтного поля.

С учетом дегазации пластов-спутников и вмещающих горных пород при коэффициенте дегазации для схемы проветривания 1-М-Н-в-вт $k_{\text{д.сп}}=0,3$ рассчитаем ожидаемое абсолютное метановыделение в выработанное пространство по формуле

$$\bar{I}_{B.П.Р.Д} = \bar{I}_{B.П.Р} (1 - \kappa'_{o.cn}),$$

$$\bar{I}_{B.П.Р.Д} = 5,916 \cdot (1 - 0,3) = 4,141 \text{ м}^3/\text{мин}$$

С учетом дегазации определим значение коэффициента κ_o по выражению (4.1)

$$\kappa_o = \frac{1434 \cdot 4,141 \sqrt{11,2}}{1233^{1,5} \cdot \left(\frac{1,494 - 1}{1,494} \right)^{1,5}} = 2,4$$

Учитывая, что $\kappa_o = 2,4 > 1$, дегазацией пластов-спутников и вмещающих горных пород нельзя добиться предупреждения образования опасных местных скоплений метана в тупике погашения вентиляционного штрека при схеме проветривания типа 1-М-Н-в-вт, применим изолированный отвод метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка по жесткому трубопроводу с помощью газоотсасывающего вентилятора [2]. При эффективности изолированного отвода метана не ниже 70%, что обеспечивается при избранной схеме отвода метана, опасные местные скопления метана в тупике погашения вентиляционного штрека образовываться не будут.

РАСЧЕТ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЫРАБОТОК И ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СОЕДИНЕНИЙ

Цель и задачи практического занятия

Цель проведения практического занятия – закрепление и углубление знаний, полученных студентами в результате прослушанных лекций и самостоятельной работы с рекомендуемой литературой по теме «Аэродинамическое сопротивление шахтных выработок», и формирование умения использовать приобретенные знания для решения профессиональных задач по расчету вентиляционных сетей шахт.

Современные шахты представляют собой сложную вентиляционную сеть горных выработок, состоящую из всевозможных сочетаний последовательно, пар диагонально соединенных выработок.

При решении целого ряда вопросов проветривания шахт (регулирование распределения воздуха в вентиляционной сети, подсчет общих значений депрессии, аэродинамического сопротивления вентиляционных участков или шахт и др.) требуется вентиляционную сеть по депрессии h , аэродинамическому сопротивлению R представить в виде как бы одной мнимой выработки, для чего необходимо уметь решать задачи по

определению аэродинамических параметров как отдельно взятых горных выработок, так и их элементарных соединений.

Для успешного выполнения практического занятия студенты должны в период самостоятельной подготовки изучить материал соответствующих разделов курса по конспекту, рекомендуемым учебным и нормативным источникам [1,2] и уяснить закономерности вентиляционных сетей шахт.

На занятии студентам выдается «Руководство по проветриванию вентиляции угольных шахт» [2] и учебное пособие [11].

В результате проведения практического занятия студенты должны:

- знать методы расчета аэродинамических параметров отдельно взятых выработок и шахтных вентиляционных соединений;
- уметь производить расчеты депрессии, аэродинамического сопротивления отдельных горных выработок, вентиляционных соединений и естественного распределения воздуха в них.

На практическом занятии студенты решают задачи в соответствии с индивидуальными заданиями.

Ниже последовательно изложена на примере решения конкретных задач методика определения депрессии и аэродинамического сопротивления выработок по заданным их параметрам и подаче воздуха, а также способ и порядок расчета общих значений депрессии, аэродинамического сопротивления и расхода воздуха в отдельных ветвях соединений горных выработок.

Задача 1. Определить депрессию уклона по известным параметрам состояния воздуха в начале и конце его: давление $P_1=102640$ Па, $P_2=105300$ Па; температура $t_1=19^\circ\text{C}$; относительная влажность $\varphi_1=60\%$, $\varphi_2=75\%$; скорость движения воздуха $V_1=5,3$ м/с, $V_2=5,8$ м/с, если выработка закреплена арочной податливой крепью, а высотные отметки начала и конца ее соответственно равны: $Z_1=+60\text{м}$, $Z_2=-240\text{м}$.

Методика и результаты решения задачи

Депрессию h выработок по заданным параметрам состояния рудничного воздуха в них следует определять по уравнению Бернулли

$$h = P_1 - P_2 + \kappa_1 \frac{\rho_1 V_1^2}{2} - \kappa_2 \frac{\rho_2 V_2^2}{2} + pg(Z_1 - Z_2) \quad (5.1)$$

где P_1, P_2 – давление воздуха в начале и конце выработки, Па;

κ_1, κ_2 – коэффициенты кинетической энергии воздуха в начале и конце выработки;

ρ_1, ρ_2, ρ – плотность воздуха соответственно в начале, конце и средняя по выработке, кг/м³;

V_1, V_2 – скорость движения воздуха в начале и конце выработки, м/с;

g – ускорение свободного падения, м/с²;

Z_1, Z_2 – высотные отметки начала и конца выработки, м.

Значение коэффициентов кинетической энергии принимают в зависимости от шероховатости стенок, ограничивающих поток воздуха:

Выработка без крепления	1,07
Выработка, закрепленная кирпичом	1,06
Выработка, закрепленная крепежными рамами	1,18...1,30
Трубопроводы гладкие	1,03
Трубопроводы шероховатые	1,12
Плотность воздуха в начале и конце выработки:	

$$p = 0,00348 \frac{P}{T} \left(1 - \frac{0,378 P_n \varphi}{P \cdot 100} \right) \quad (5.2)$$

где P – давление воздуха, Па;

T – температура воздушного потока, К;

P_n – давление насыщающих водяных паров (упругость насыщения) Па;

φ – относительная влажность воздуха, %.

Давление насыщающих паров определяется по таблице [6] в зависимости от температуры воздуха.

Учитывая, что при $T_1 = 273 + 19 = 292$ К; $P_{1н} = 2196,9$ Па, а при $T_2 = 273 + 23 = 296$ К; $P_{2н} = 2807$ Па, получим:

плотность воздуха в начале выработки

$$p_1 = 0,00348 \frac{102640}{292} \left(1 - \frac{0,378 \cdot 2196,9 \cdot 60}{102640 \cdot 100} \right) = 1,217 \text{ кг/м}^3;$$

плотность воздуха в конце выработки

$$p_2 = 0,00348 \frac{105300}{296} \left(1 - \frac{0,378 \cdot 2809 \cdot 75}{105300 \cdot 100} \right) = 1,229 \text{ кг/м}^3;$$

среднюю по выработке плотностью воздуха

$$p = \frac{p_1 + p_2}{2} = \frac{1,217 + 1,229}{2} = 1,223 \text{ кг/м}^3.$$

Принимая $k_1 = k_2 = 1,2$, находим значение депрессии уклона

$$h = 102640 - 105300 + 1,2 \frac{1,217 \cdot 5,3^2}{2} - 1,2 \frac{1,229 \cdot 5,6^2}{2} + 1,223 \cdot 9,81 \cdot (60 + 240) = 935 \text{ Па}$$

Полученное положительное значение депрессии говорит о том, что воздух движется от точки 1 к точке 2.

Задача 2. Определить аэродинамическое сопротивление и депрессию откаточного штрека, закрепленного аэродинамической крепью из спецпрофиля прямого выгиба, при следующих условиях: поперечного сечения штрека в свету $S=13,6 \text{ м}^2$, расстояние между арками 1,0 м, длина штрека $L=1100 \text{ м}$, расход воздуха в нем $Q=32 \text{ м}^3/\text{с}$.

Методика и результаты решения задачи

Депрессия h горных выработок при проектировании вентиляции шахт:

$$h = \alpha \frac{LU}{S^3} Q^2, \quad (5.3)$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления горной выработки, $\text{кг}/\text{м}^3$;

L – длина выработки, м;

U – периметр горной выработки, м;

S – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 ;

Q – расход воздуха, $\text{м}^3/\text{с}$.

Комплекс величин $\alpha \frac{LU}{S^3}$ обозначается буквой R и называется аэродинамическим сопротивлением выработки

$$R = \frac{\alpha LU}{S^3} \quad (5.4)$$

Единица депрессии h – Па, а аэродинамического сопротивления R – $\text{Па} \cdot \text{с}^2/\text{м}^6$.

Коэффициент аэродинамического сопротивления выработок зависит от вида выработки, ее сечения, типа крепи, расстояния между стойками, а также продольного и поперечного калибра крепи выработок. Продольным калибром называется отношение расстояния между крепежными рамами к диаметру крепи, поперечным калибром – отношение диаметра крепи к эквивалентному диаметру выработки.

Эквивалентный диаметр горной выработки определяется по зависимости

$$\alpha = \frac{4S}{U} \quad (5.5)$$

Коэффициент α для конкретных выработок при расчетах берется из таблиц [2], составленных на основе экспериментальных наблюдений.

Для заданной выработки $\alpha=19,76 \cdot 10^{-3} \text{ кг}/\text{м}^3$.

Периметр горных выработок в зависимости от их формы выражается через сечение

$$U = K\sqrt{S} \quad (5.6)$$

где K – коэффициент формы поперечного сечения выработки;
принимается для выработок круглого сечения равным 3,54,
сводчатого – 3,8, трапециевидного – 4,15.

Подставляя значения величин в формулы (5.3), (5.4) получим искомые аэродинамическое сопротивление и депрессию откаточного штрека:

$$h = 0,0876 \cdot 32^2 = 89,7 \text{ Па};$$

$$R = 19,76 \cdot 10^{-3} \frac{1100 \cdot 3,8 \cdot \sqrt{13,6}}{13,6^3} = 0,0876 \text{ Па} \cdot \text{с}^2/\text{м}^6;$$

Задача 3. Определить общее аэродинамическое сопротивление, депрессию вентиляционной сети, состоящей из клетового ствола, квершлага и коренного штрека, по которым воздух расходом $Q=98 \text{ м}^3/\text{с}$ движется не разветвляясь, если сопротивления отдельных выработок равны: $R_c=0,0154$; $R_k=0,01144$; $R_{ш}=0,0511 \text{ Па} \cdot \text{с}^2/\text{м}^6$.

Методика и результаты решения задачи

Из условия задачи явствует, что требуется найти значения искомых величин для последовательно соединенных горных выработок, так как вентиляционный поток движется от одной выработки к другой не разветвляясь. Тогда общее аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети будет равно сумме сопротивлений отдельных выработок, составляющих соединение, т.е.

$$R_{\text{общ}} = \sum_{i=1}^n R_i = R_c + R_k + R_{ш}, \quad (5.7)$$

$$R_{\text{общ}} = 0,0154 + 0,0114 + 0,0511 = 0,0779 \text{ Па} \cdot \text{с}^2/\text{м}^6.$$

Значение общей депрессии выработок соединения можно вычислить для известных величин $R_{\text{общ}}$ и $Q_{\text{общ}}$ по формуле

$$h_{\text{общ}} = 0,0779 \cdot 982 = 748,2 \text{ Па} \quad (5.8)$$

Задача 4. Для проветривания выемочной панели шахтного поля подается $18 \text{ м}^3/\text{с}$ воздуха. Аэродинамические сопротивления отдельных выработок выемочных участков панели составляют: $R_{1-2}=0,096$, $R_{2-3}=12,3$,

$R_{3-4}=0,087$, $R_{4-5}=R_{1-8}=0,032$, $R_{8-7}=0,113$, $R_{7-6}=5,9$, $R_{6-5}=0,134$ Па·с²/м⁶.

Определить общие значения аэродинамического сопротивления, депрессии вентиляционной сети и расход воздуха в отдельных ветвях соединения при естественном его распределении.

Методика и результаты решения задачи

В соответствии со схемой проветривания выемочной панели изобразим схему вентиляционных соединений. Анализируя ее, приходим к выводу, что для решения представлено параллельное соединение выработок, так как в точке 1 вентиляционный поток разветвляется, а в точке 5 потоки соединяются вместе, и кроме того, отсутствуют выработки, связывающие ветви соединения, а утечками воздуха через шлюзы пренебрегаем.

Правая и левая ветви параллельного соединения состоят из ряда последовательно соединенных выработок.

Прежде всего следует определить аэродинамические сопротивления ветвей, а затем найти общее сопротивление параллельного соединения.

Аэродинамическое сопротивление левой ветви соединения

$$\begin{aligned} P_{ЛЕВ} &= R_{1-2} + R_{2-3} + R_{3-4} + R_{4-5} = \\ R_{ЛЕВ} &= 0,096 + 12,3 + 0,087 + 0,032 = 12,515 \text{ Па·с}^2 / \text{м}^6 \end{aligned} \quad (5.9)$$

Сопротивление правой ветви

$$\begin{aligned} P_{ПР} &= R_{1-8} + R_{3-7} + R_{7-6} + R_{6-5} = \\ R_{ПР} &= 0,032 + 0,113 + 5,9 + 0,134 = 6,179 \text{ Па·с}^2 / \text{м}^6 \end{aligned} \quad (5.10)$$

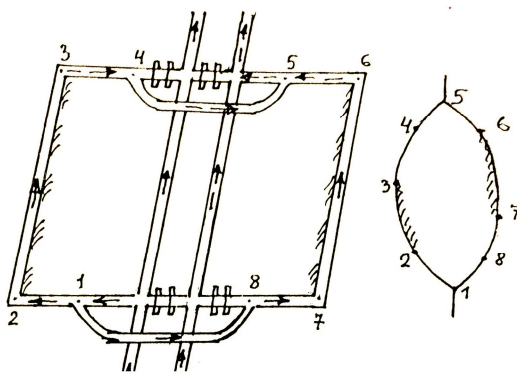


рис.5.1 Схема проветривания (а) и вентиляционных соединений (б) выемочной панели шахтного поля

Общее аэродинамическое сопротивление параллельного соединения определим по формуле

$$\frac{1}{\sqrt{R_{общ}}} = \frac{1}{\sqrt{R_{лев}}} + \frac{1}{\sqrt{R_{gh}}} \quad (5.11)$$

$$\frac{1}{\sqrt{R_{\text{общ}}}} = \frac{1}{\sqrt{12,515}} + \frac{1}{\sqrt{6,179}} = 0,685;$$

$$R_{\text{общ}} = 2,13 \text{ Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6.$$

Величину общей депрессии соединения найдем по известным значениям $R_{\text{общ}}$ и $Q_{\text{общ}}$

$$h_{\text{общ}} = R_{\text{общ}} Q_{\text{общ}}^2 \quad (5.12)$$

$$h_{\text{общ}} = 2,13 \cdot 18^2 = 690 \text{ Па}$$

Расход воздуха в левой ветви параллельного соединения подсчитаем по формуле

$$Q_{\text{ЛЕВ}} = \frac{Q_{\text{ОБЩ}}}{\sqrt{\frac{R_{\text{ЛЕВ}}}{R_{\text{ПР}}} + 1}} \quad (5.13)$$

$$Q_{\text{ЛЕВ}} = \frac{18}{\sqrt{\frac{12,5 \cdot 15}{6,179} + 1}} = 7,43 \text{ м}^3/\text{с}$$

Для определения расхода воздуха в правой ветви воспользуемся закономерностью параллельного соединения.

$$Q_{\text{ПР}} = Q_{\text{ОБЩ}} - Q_{\text{ЛЕВ}} \quad (5.14)$$

$$Q_{\text{ПР}} = 18 - 7,43 = 10,57 \text{ м}^3/\text{с}$$

Задача 5. Определить направление движения воздуха в диагонали 2-3 диагонального соединения 1-4 при следующих значениях аэродинамических сопротивлений ветвей диагонального соединения (рис. 5.2): $R_{1-2}=0,06 \text{ Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6$; $R_{2-3}=6 \text{ Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6$; $R_{2-4}=10 \text{ Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6$; $R_{3-4}=0,09 \text{ Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6$; $R_{1-3}=20 \text{ Па} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6$.

Для определения направления движения воздуха в диагонали 2-3 необходимо рассчитать величину соотношений аэродинамических сопротивлений вентиляционных ветвей

$$\frac{R_{1-2}}{R_{2-4}} \text{ и } \frac{R_{1-3}}{R_{3-4}}$$

$$\frac{R_{1-2}}{R_{2-4}} = \frac{0,06}{10} = 0,006$$

$$\frac{R_{1-3}}{R_{3-4}} = \frac{20}{0,09} = 222,2$$

Так как $\frac{R_{1-2}}{R_{2-4}} = 0,006 < \frac{R_{1-3}}{R_{3-4}} = 222,2$, то воздух в диагонали 2-3 движется от вентиляционного узла 2 к узлу 3.

При других соотношениях:

$$\frac{R_{1-2}}{R_{2-4}} > \frac{R_{1-3}}{R_{3-4}} \text{ от узла 3 к узлу 2;}$$

$$\frac{R_{1-2}}{R_{2-4}} = \frac{R_{1-3}}{R_{3-4}} \text{ воздух по диагонали не перемещается}$$

Задача 6. Для условий примера 5 рассчитать распределение воздуха по ветвям диагонального соединения общее аэродинамическое сопротивление и депрессию диагонального соединения, изображенного на рис.5.2 при общем поступлении воздуха на диагональное соединение $Q_{об}=20\text{м}^3/\text{с}$.

На основании второго закона вентиляционных сетей для замкнутых контуров 1-2-3-1 и 2-4-3-2 запишем уравнение, выражающие равенство депрессий ветвей

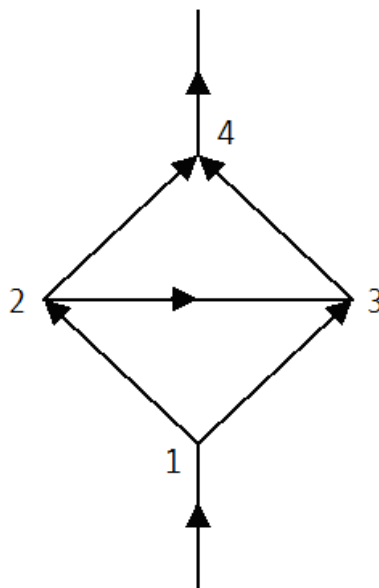


Рис. 5.2 – Схема диагонального соединения горных выработок

$$h_{1-3} = h_{1-2} + h_{2-3} \quad (5.15)$$

$$h_{2-4} = h_{3-4} + h_{2-3} \quad (5.16)$$

Подставив буквенные значения аэродинамических сопротивлений и расходов воздуха в вентиляционных ветвях (согласно закону сопротивления) имеем систему уравнений

$$R_{1-3}Q_{1-3}^2 = R_{1-2}Q_{1-2}^2 + R_{2-3}Q_{2-3}^2 \quad (5.17)$$

$$R_{2-4}Q_{2-4}^2 = R_{3-4}Q_{3-4}^2 + R_{2-3}Q_{2-3}^2 \quad (5.18)$$

В качестве основных расходов воздуха примем Q_{1-3} , Q_{2-3} , Q_{2-4} , а вспомогательные расходы воздуха и $Q_{об}$ определим по выражениям

$$Q_{1-2} = Q_{2-4} + Q_{2-3} \quad (5.19)$$

$$Q_{3-4} = Q_{1-3} + Q_{2-3} \quad (5.20)$$

$$Q_{об} = Q_{1-3} + Q_{2-4} + Q_{2-3} \quad (5.21)$$

Подставим в уравнения (3.17) и (3.18) значения величин Q_{1-2} и Q_{3-4} из выражений (3.19) и (3.20)

$$R_{1-3} \cdot Q_{1-3}^2 = R_{1-2}(Q_{2-4} + Q_{2-3})^2 + R_{2-3}Q_{2-3}^2; \quad (5.22)$$

$$R_{2-4} \cdot Q_{2-4}^2 = R_{3-4}(Q_{1-3} + Q_{2-3})^2 + R_{2-3}Q_{2-3}^2; \quad (5.23)$$

Разделим слагаемые уравнений (3.22) и (3.23) на расход воздуха в диагонали Q_{2-3}^2 , а уравнение (3.21) на Q_{2-3}

$$R_{1-3} \left(\frac{Q_{1-3}}{Q_{2-3}} \right)^2 = R_{1-2} \left(\frac{Q_{2-4}}{Q_{2-3}} + 1 \right)^2 + R_{2-3}; \quad (5.24)$$

$$R_{2-4} \left(\frac{Q_{2-4}}{Q_{2-3}} \right)^2 = R_{3-4} \left(\frac{Q_{1-3}}{Q_{2-3}} + 1 \right)^2 + R_{2-3}; \quad (5.25)$$

$$\frac{Q_{об}}{Q_{2-3}} = \frac{Q_{1-3}}{Q_{2-3}} + \frac{Q_{2-4}}{Q_{2-3}} + 1 \quad (5.26)$$

Обозначим $\frac{Q_{1-3}}{Q_{2-3}} = x$, $\frac{Q_{2-4}}{Q_{2-3}} = y$, тогда получим

$$Q_{2-3} = \frac{Q_{об}}{x + y + 1} \quad (5.27)$$

Уравнения (3.28) и (3.29) описывают две пересекающиеся гиперболы. Точка пересечения гипербол является, определяет значения величин x - y уравнениями:

$$x = \sqrt{\frac{R_{1-2}}{R_{1-3}}(y+1)^2 + \frac{R_{2-3}}{R_{1-3}}}; \quad (5.30)$$

$$y = \sqrt{\frac{R_{3-4}}{R_{2-4}}(x+1)^2 + \frac{R_{2-3}}{R_{2-4}}}; \quad (5.31)$$

Для получения величин x и y используем графический метод. В уравнении (5.30) и (5.31), где аэродинамические сопротивления вентиляционных ветвей заданы, задаемся рядом произвольных значений y в уравнении (5.30) и x в уравнении (5.31) и определяем значения x и y .

y	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
x	0,5500	0,551	0,552	0,552	0,553	0,554	0,555	0,556	0,557	0,558	0,559

y	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
x	0,780	0,782	0,783	0,784	0,786	0,788	0,789	0,791	0,793	0,795	0,797

Полученные и заданные значения параметров x и y используем для построения отрезков гипербол.

В результате построений получаем точку пересечения гипербол с координатами: $x=0,556$; $y=0,789$.

По уравнению (5.27) рассчитаем расход воздуха в диагонали Q_{2-3}

$$Q_{2-3} = \frac{20}{0,556 + 0,789 + 1} = 8,529 \text{ м}^3/\text{с}$$

Исходя из обозначения величины x , получим

$$Q_{1-3} = Q_{2-3} \cdot x; \quad Q_{1-3} = 8,529 \cdot 0,556 = 4,742 \text{ м}^3/\text{с}$$

Исходя из обозначения величины y , получим

$$Q_{2-4} = Q_{2-3} \cdot y; \quad Q_{2-4} = 8,529 \cdot 0,789 = 6,729 \text{ м}^3/\text{с}$$

Согласно уравнению (5.19), получим

$$Q_{1-2} = 6,729 + 8,529 = 15,258 \text{ м}^3/\text{с}$$

Согласно уравнению (5.20), получим

$$Q_{3-4} = 4,742 + 8,529 = 13,271 \text{ м}^3/\text{с}$$

Проверку выполним по уравнению (5.21)

$$Q_{\text{ОБЩ}} = 4,742 + 6,729 + 8,529 = 20 \text{ м}^3/\text{с}$$

Таким образом найденные значения расходов воздуха по ветвям диагонального соединения соответствуют общему расходу воздуха, поступающему на диагональное соединение и аэродинамическим сопротивлениям ветвей диагонального соединения.

Далее рассчитаем депрессию диагонального соединения. Для этого принимаем, что депрессия диагонального соединения равна сумме депрессий последовательно соединенных ветвей согласно уравнениям

$$h_{o\bar{o}} = h_{1-2} + h_{2-4} \quad (5.32)$$

$$h_{o\bar{o}} = h_{1-3} + h_{3-4} \quad (5.33)$$

$$h_{o\bar{o}} = h_{1-2} + h_{2-3} + h_{3-4} \quad (5.34)$$

$$h_{o\bar{o}} = h_{1-3} - h_{2-3} + h_{2-4} \quad (3.35)$$

Тогда получим с учетом закона сопротивления

$$h = RO^2 \quad (5.36)$$

По уравнению (5.32) с учетом (5.36)

$$h_{o\bar{o}} = R_{1-2} Q_{1-2}^2 + R_{2-4} Q_{2-4}^2 \quad (5.37)$$

$$h_{o\bar{o}} = 0,06 \cdot 15,258^2 + 10 \cdot 6,729^2 = 466,0 \text{ Па}$$

По выражению (5.33) с учетом (5.36)

$$h_{o\bar{o}} = R_{1-3} \cdot Q_{1-3}^2 + R_{3-4} Q_{3-4}^2 \quad (5.38)$$

$$h_{o\bar{o}} = 20 \cdot 4,742^2 + 0,09 \cdot 13,271^2 = 466,0 \text{ Па}$$

По уравнению (5.34) с учетом (5.36)

$$h_{o\bar{o}} = R_{1-2} \cdot Q_{1-2}^2 + R_{2-3} Q_{2-3}^2 + R_{3-4} Q_{3-4}^2 \quad (5.39)$$

$$h_{o\bar{o}} = 0,06 \cdot 15,258^2 + 6 \cdot 8,529^2 + 0,09 \cdot 13,271^2 = 466,0 \text{ Па}$$

По выражению (5.35) с учетом (5.36)

$$h_{o\bar{o}} = R_{1-3} Q_{1-3}^2 - R_{2-3} Q_{2-3}^2 + R_{2-4} Q_{2-4}^2 \quad (5.40)$$

$$h_{об} = 20 \cdot 4,742^2 - 6 \cdot 8,529^2 + 10 \cdot 6,729^2 = 466,0 \text{ Па}$$

Таким образом депрессию диагонального соединения можно рассчитывать по любому из уравнений (5.32), (5.33), (5.34), (5.35).

Аэродинамическое сопротивление диагонального соединения определим по выражению

$$R_{об} = \frac{h_{об}}{Q_{об}^2} \quad (5.41)$$

$$R_{об} = \frac{466}{20^2} = 1,165 \text{ Па с}^2/\text{м}^6$$

РАЗРАБОТКА СХЕМ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТЫ ДЛЯ ХАРАКТЕРНЫХ ПЕРИОДОВ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Цель практического занятия – повышение качества усвоения студентами теоретического материала по теме «Схемы вентиляции угольных шахт, их характеристика и требования к их изображению» а также получение практических навыков по конструированию схем вентиляции шахт.

Во время домашней самостоятельной работы студенты должны: изучить материал лекции по теме практического занятия, требования нормативных документов и методических указаний к содержанию и изображению схем вентиляции шахт [2,9,10].

Схема вентиляции шахт определяется принятыми на шахте схемой вскрытия, способом подготовки, системой разработки, схемой проветривания выемочных участков и порядком отработки угольных пластов, поэтому при теме дипломного проекта «Проект новой шахты» при конструировании схемы вентиляции шахты учитываются решения по вышеперечисленным вопросам. В этом случае разрабатываются две схемы вентиляции: на наиболее легкий и на наиболее тяжелый периоды проветривания в течение 15-25 лет, то есть на периоды минимальной и максимальной депрессии и подачи воздуха вентилятором шахты. При теме дипломного проекта «Проект доработки запасов» вид схемы вентиляции уже известен. При этом необходимо после решения вопроса с выбором схем проветривания выемочных участков и разработанного календарного плана отработки (или доработки) угольных пластов существующая схема вентиляции действующей шахты дополняется новыми объектами проветривания и производится исключение из вентиляционной седы отработавших объектов. Схема вентиляции шахты должна учитывать наиболее трудный период проветривания шахты при доработке запасов в течение 15-25 лет, то есть она должна соответствовать периоду работы шахты, при котором потребуются

максимальная депрессия и максимальная подача воздуха вентилятором главного проветривания действующей угольной шахты.

При выполнении домашних расчетно-графических работ, дипломных работ и специальных частей дипломных проектов в качестве характерных периодов развития горных работ можно принять периоды, при которых для обеспечения объектов проветривания шахты свежим воздухом потребуется минимальная и максимальная депрессия вентилятора главного проветривания.

Депрессия шахты зависит от расхода воздуха и длины выработок в цепи последовательно соединенных выработок расчетного направления, включающего выемочный участок. Обычно таких расчетных направлений на конкретный период работы равно количеству выемочных участков в шахте (или панели) проветриваемых длинным вентилятором. Однако из всех расчетных направлений необходимо на каждый период выбрать то, в котором отсутствуют регуляторы расхода воздуха в виде вентиляционных окон или другой конструкции.

Обычно минимальная депрессия (наиболее легкий период проветривания шахты) бывает при отработке первого этажа (яруса) в шахтном поле при нисходящей отработке в каждом пласте. Расчетное направление с максимальной депрессии (наиболее трудный период проветривания) почти всегда соответствует отработке предпоследних ярусов (этажей), столбов в выемочном поле. В этот период расход воздуха для проветривания яруса (этажа), панели и протяженности цепи последовательно соединенных выработок от устья воздухопадающего ствола через наиболее удаленный выемочный участок до канала вентилятора, проветривающего объекты расчетного направления наибольшие.

Таким образом, в студенческих работах достаточно изобразить схемы вентиляции шахты (панели) для наиболее легкого и наиболее трудного периодов проветривания.

При проектировании схемы вентиляции шахты необходимо обеспечить:

- устойчивый режим проветривания на весь период эксплуатации шахты;
- минимальное число вентиляционных сооружений в целях снижения утечек воздуха и повышения надежности и устойчивости проветривания;
- обособленное проветривание выемочных участков, проходимых тупиковых выработок, складов ВМ, гараж-зарядных, крупных электромашинных камер, главных транспортных выработок, оборудованных ленточными конвейерами или использование их для отвода исходящих вентиляционных струй.

К главным транспортным выработкам относятся выработки, предназначенные для транспортирования всех видов груза между выемочными участками и околоствольным двором или поверхностью при наклонных стволах.

Для повышения устойчивости проветривания схемы вентиляции рекомендуются следующие основные меры.

Применять возможно меньшее количество вентиляционных сооружений и уменьшать количество диагональных соединений в шахтной

вентиляционной сети (ШВС). Наименьшим числом вентиляционных сооружений и диагоналей характеризуются схемы проветривания выемочных участков, отрабатываемых столбами по восстанию (падению). При отработке выемочных участков по простиранию и панельной подготовке снижения числа вентиляционных сооружений и диагоналей в ШВС можно достигнуть при применении прямоточных схем проветривания выемочных участков с выдачей исходящих струй по фланговым выработкам. Из схем проветривания выемочных участков, обеспечивающих полное обособленное разбавление вредностей (газ, пыль, тепло) по источникам выделения, наиболее устойчивое проветривание обеспечивает прямоточная схема с нисходящим движением воздуха в лаве (З-В-Н-н-пт).

Сократить число дополнительных выработок между свежей и исходящей струями (сбоек, печей, просеков и т.д.) и вентиляционных сооружений, особенно кроссингов, шлюзов и вентиляционных дверей.

Не допускать соединения горными выработками смежных панелей.

Проводить обходные выработки вместо устройства кроссингов. При необходимости сооружения кроссингов их удельное аэродинамическое сопротивление не должно существенно отличаться от удельного сопротивления выработки. Для выполнения этого требования площадь поперечного сечения кроссинга должна быть близка к площади сечения вентиляционной выработки в свету.

Уменьшать количество соединений горизонтальных выработок с наклонными, по которым проходят свежая и исходящая струи, а при необходимости сооружать шлюзы с расстоянием между дверьми, равными 1,5-2 длинами состава из максимального числа вагонеток, пропускаемых через шлюз.

Предусматривать в схемах вентиляции, имеющих несколько выработок для исходящей струи, соединение этих выработок между собой сбояками (диагоналями), что обеспечивает при завале одной выработки выход для воздуха на другую и исключает опрокидывание струи.

Стремиться к тому, чтобы выработки с установленными в них шлюзами, проводились минимальным сечением, определяемым только требованиями Правил безопасности.

Не предусматривать на каждом действующем горизонте более двух шлюзов (одного транспортного и одного людского). Располагать шлюзы, при необходимости их установки, по возможности между второстепенными струями, проветриваемыми объектами, имеющими регуляторы расхода воздуха.

Производить подачу и отвод воздуха по рядом расположенным наклонным выработкам таким образом, чтобы все выработки со свежей и все выработки с исходящей струями располагались рядом, а не чередовались между собой, образуя не более одной пары свежей и исходящей струй. Это уменьшит количество диагональных соединений и повысит устойчивость проветривания.

Каждый вентиляционный участок (панель) должен иметь, по возможности, только один вход для свежей и только один выход для

исходящей струи и проветриваться на один вентилятор главного проветривания.

При переходе на новые горизонты (этажи) связи между свежими и исходящими струями должны ликвидироваться путем установки глухих перемычек.

На шахтах с крутым залеганием угольных пластов при конструировании схемы вентиляции не следует предусматривать одновременное ведение эксплуатационных работ, когда выработки одного горизонта используется как для подачи свежей, так и выдачи исходящей струй, а последние разделяются только шлюзами или вентиляционными перемычками. Групповые штреки (откаточный и вентиляционный) следует проводить по одному и тому же пласту или пропластку.

В зависимости от направления движения воздуха и расположения воздухопадающего и воздуховыдающего стволов схема вентиляции шахты может быть центральной, фланговой и комбинированной.

Центральная схема (с центрально-отнесенным или центрально-сдвоенным расположением воздухопадающего и воздуховыдающего стволов) вентиляции может применяться лишь при небольшой длине шахтного поля (как правило, до 2000м), метанообильности шахты до 15м³/т и производственной мощности не более 2000т/сутки.

Наиболее рациональна фланговая схема вентиляции. Её применение позволяет уменьшить депрессию шахты, внешние и внутренние утечки воздуха. Она является основной для шахт с большими размерами шахтных полей по простиранию и при разработке газоносных, склонных к самовозгоранию угольных пластов.

Комбинированная схема вентиляции рекомендуется при разработке проекта реконструкции шахты.

Кроме единой системы вентиляции (центральной, фланговой или комбинированной), предусматривающей централизованную подачу свежего воздуха на все объекты шахты по стволу (стволам), расположенным в центре шахтного поля, имеется секционная система вентиляции. При секционной системе вентиляции все шахтное поле разделяется на отдельные обособленно проветриваемые части-секции (блоки). Эта схема рекомендуется для глубоких газообильных шахт с большой производственной мощностью и значительными размерами шахтного поля.

При конструировании схемы вентиляции действующей шахты на период доработки запасов ее вид во многом уже определен схемой вскрытия, способом подготовки, системой разработки и порядком отработки пластов в свите.

Схемы вентиляции изображаются в аксонометрии в соответствии с требованиями «Правил безопасности угольных шахтах» [3]. Условными обозначениями на схему вентиляции наносятся:

- вентиляторы главного проветривания с указанием их типа, подачи и давления, возможности реверсирования;

- стационарные и временные подземные дегазационные установки, дегазационные газопроводы и скважины, пробуренные с поверхности;
- воздухоохладительные устройства с указанием их типа и холодопроизводительности;
- калориферные установки с указанием типа калориферов и поверхности нагрева;
- направления движения свежей вентиляционной струи – красными стрелками и отработанной – синими;
- вентиляционные устройства: глухие перемычки, шлюзы, кроссинги, вентиляционные и пожарные двери;
- места замеров расхода воздуха с указанием расхода воздуха, площади поперечного сечения выработки, скорости воздуха; допускается эти параметры представить в таблице при условии обозначения номерами вентиляционных узлов;
- ВМП с указанием их типа и подачи, пылеотсасывающие установки, газоотсасывающие вентиляторы;
- водяные (сланцевые) заслоны, завесы и пылеулавливающие жалюзийные перегородки;
- датчики стационарной автоматической аппаратуры контроля содержания метана и расхода воздуха.

На схеме вентиляции должны быть указаны расчетные расходы воздуха для очистных и тупиковых выработок, выемочных участков, камер, мест установки ВМП.

В таблице на схеме вентиляции должны приводиться:

- категория шахты по метану;
- опасность шахты по взрывам угольной пыли;
- абсолютная метанообильность (углекислотообильность) шахты;
- общий расход воздуха, поступающего в шахту;
- утечки воздуха: внешние – в процентах от подачи вентиляторов и внутренние – в процентах от расхода воздуха, поступающего в шахту.

7. РАСЧЕТ РАСХОДА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ОЧИСТНОЙ ВЫРАБОТКИ И ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА.

Цель практического занятия – повышение качества усвоения теоретического материала и материала лекции по теме практического занятия и получения практических навыков работы с нормативными документами и освоения методики расчетов необходимых расходов воздуха для проветривания очистных выработок и выемочных участков при различных схемах проветривания. На практическом занятии студенты закрепляют и углубляют знания методики расчетов расходов воздуха для проветривания очистных выработок и выемочных участков угольной шахты, знания требований нормативных документов к области применения и обеспечения безопасности работ при ведении горных работ.

Во время домашней самостоятельной работы студенты должны предварительно изучить материал лекций и методики расчетов указанных выше расходов воздуха по нормативному документу [2,3], уяснить физический смысл основных зависимостей, последовательность расчетов, требования нормативных документов [2,3] и методических пособий [7,8,9].

Продолжительность занятия 2 часа.

В результате проведения практического занятия студент должен уметь выбрать или определить необходимые для выполнения расчетов исходные данные, применить методику расчета расхода воздуха для проветривания очистной выработки и выемочного участка, показать знание методики расчета, требований нормативных документов.

7.1 Расчет расхода воздуха для проветривания очистной выработки и выемочного участка при схеме проветривания типа 3-В-Н.

В соответствии с разработанными схемами вентиляции шахты в каждый из характерных периодов ее работы в эксплуатации будут два выемочных участка.

Для выполнения расчетов расхода воздуха для проветривания очистной выработки выемочного участка используем следующие исходные данные:

- наибольшее число людей одну из смен в очистной выработке $n_{ч.оч}=25$ чел. и выемочном участке $n_{ч.уч}=30$ чел;
- ожидаемая температура и относительная влажность воздуха в лаве: на первом этаже шахтного поля $t=23^{\circ}\text{C}$, $\phi=0,8$; на предпоследнем этаже шахтного поля $t=25^{\circ}\text{C}$, $\phi=0,85$;
- ожидаемая температура и относительная влажность воздуха в подсвежающей выработке: на предпоследнем этаже шахтного поля $t=24^{\circ}\text{C}$, $\phi=0,8$; на первом этаже $t=22^{\circ}\text{C}$, $\phi=0,75$;
- взрывные работы в очистной выработке не производится.

Расход воздуха, необходимый для проветривания очистных выработок. Рассчитывается: по выделению метана (или углекислого газа), газов, образующихся при взрывных работах, по числу людей и проверяется по допустимой скорости воздуха. Окончательно принимается наибольший результат. При выемке каменных углей с прослойками в пласте породы суммарной мощностью 0,05 м и более, или с присечкой боковых пород, а также антрацитовых пластов и температуре воздуха 16°C и выше расход воздуха должен быть дополнительно рассчитан из условия оптимальной по пылевому фактору скорости, если для разбавления вредных газов или по температурным условиям не требуется большая скорость движения воздуха.

Расход воздуха для проветривания лавы при максимально допустимой нагрузке на лаву по газовому фактору $Q_{оч}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$) (метановыделению), когда $A_p=A_{\max}$, рассчитывается по выражению

$$Q'_{оч} = 60 V_{\max} S_{оч}, \quad (7.1)$$

Учитывая, что в нашем случае $A_p < A_{\max}$, расход воздуха для проветривания очистной выработки по разжижению метана в условиях действующей шахты производим по формуле

$$Q_{оч}^r = \frac{100 \bar{I}_{оч.р} \kappa_n}{(c - c_o) \cdot \kappa_{o.з}}, \quad (7.2)$$

где $\bar{I}_{оч.р} = 3,88 \text{ м}^3/\text{мин}$ – ожидаемое абсолютное метановыделение в очистную выработку; для 1-го этажа $\bar{I}_{оч.р} = 2,93 \text{ м}^3/\text{мин}$;

κ_n – коэффициент неравномерности метановыделения, доли ед.; рассчитывается по выражению

$$\kappa_n = 1,94 \cdot \bar{I}_{оч.р}^{-0,14}, \quad (7.3)$$

$$\kappa_n = 1,94 \cdot 3,88^{-0,14} = 1,604$$

Тогда

$$Q_{оч}^r = \frac{100 \cdot 3,88 \cdot 1,604}{(1 - 0,05) \cdot 1,25} = 524 \text{ м}^3/\text{мин} = 8,73 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Так как взрывные работы в лаве не производятся, то расчет расхода воздуха по газам, образующимся при взрывных работах, не производим. Методика расчета по этому фактору изложена в «Руководстве...» [2] и «Методических указаниях...» [7,8,9].

Расход воздуха по наибольшему числу людей в очистной выработке в одну из смен определяем по формуле

$$Q_{оч}^l = 6n_{ч.оч}, \quad (7.4)$$

$$Q_{оч}^l = 6 \cdot 25 = 150 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Учитывая наличие породного прослойка в пласте мощностью более 0,05м и температуру воздуха в выработках, превышающую 16°C, рассчитываем расход воздуха для проветривания лавы из условия оптимальной по пылевому фактору скорости движения воздуха по формуле

$$Q_{оч}^n = 60S_{оч} V_{опт}, \quad (7.5)$$

где $V_{опт}$ – оптимальная по пылевому фактору скорость движения воздуха в лаве; согласно «Руководства...» [2] $V_{опт} = 1,6 \text{ м/с}$.

Тогда

$$Q_{оч}^n = 60 \cdot 3,44 \cdot 1,6 = 330 \text{ м}^3/\text{мин} = 5,50 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Принимаем наибольшее значение $Q_{оч}^r = 524 \text{ м}^3/\text{мин} = 8,73 \text{ м}^3/\text{с}.$

Принятый расход воздуха для проветривания очистной выработки должен удовлетворять условиям (7.6) и (7.7)

$$Q_{оч}^{v \min} \geq 60 S_{оч} V_{\min}, \quad (7.6)$$

где V_{\min} – минимально допустимая скорость движения воздуха в призабойном пространстве лавы в зависимости от ожидаемой температуры и относительной влажности воздуха, м/с; при $t=25^\circ\text{C}$ и $\phi=0,85$ $V_{\min}=1 \text{ м/с}.$

Тогда

$$Q_{оч} = 524 \text{ м}^3 / \text{мин} > 60 \cdot 3,44 \cdot 1 = 206 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Условие (7.6) выполняется.

Принятый расход воздуха проверяется по максимально допустимой скорости движения воздуха в призабойном пространстве ($V_{\max}=4 \text{ м/с}$) по условию

$$Q_{оч} \leq 60 V_{\max} S_{оч}, \quad (7.7)$$

$$Q_{оч} = 524 \text{ м}^3 / \text{мин} < 60 \cdot 4 \cdot 3,44 = 825,6 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

Условие (7.7) выполняется, поэтому принятый расход воздуха $Q_{оч}=412 \text{ м}^3/\text{мин}=6,87 \text{ м}^3/\text{с}.$

Расход воздуха для проветривания выемочного участка при схеме проветривания типа 3-В-нН-н-пт определяем по выражению (7.8) при $\bar{I}_{уч.р} = 9,02 \text{ м}^3 / \text{мин}$

$$Q_{уч} = \frac{100 \bar{I}_{уч.р} K_n}{c - c_o}, \quad (7.8)$$

где $K_n = 1,94 \bar{I}_{уч.р}^{-0,14} = 1,94 \cdot 9,02^{-0,14} = 1,426$

$$Q_{уч} = \frac{100 \cdot 9,02 \cdot 1,426}{1 - 0,05} = 1354 \text{ м}^3 / \text{мин} = 22,57 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на подсвежение $Q_{доп}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$) исходящей струи рассчитывается по формуле

$$Q_{доп} = Q_{уч} - Q_{оч} K_{уш.в}, \quad (7.9)$$

Величина коэффициента утечек воздуха через выработанное пространство при схеме проветривания типа 3-В-Н-н-пт определяется по выражению [2] при $S_{оч}=3,44 \text{ м}^2$ (крепь), КМ(37), вынимаемой мощности пласта с породными прослойками $m_{в.пр}=1,1\text{м}$, коэффициенте крепости пород кровли $f=6$ и способе управления кровлей – полное обрушение

$$\kappa_{ут.в} = 1 + 0,5m_{в.пр} \exp(0,24f - 0,35S_{оч}) \quad (7.10)$$

$$\kappa_{ут.в} = 1 + 0,5 \cdot 1,1 \exp(0,24 \cdot 6 - 0,35 \cdot 3,44) = 1,696$$

$$Q_{доп} = 1354 - 524 \cdot 1,696 = 465 \text{ м}^3 / \text{мин} = 7,75 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Расход воздуха на подсвежение должен удовлетворять условию

$$Q_{доп} \geq 60SV_{\min}, \quad (7.11)$$

где $V_{\min}=0,5 \text{ м/с}$ при $t=24^\circ\text{C}$ и $\phi=0,8$ [3,6]

$$Q_{доп} = 465 \text{ м}^3 / \text{мин} > 60 \cdot 11,2 \cdot 0,5 = 336 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Условие (7.11) удовлетворяется. Принимаем $Q_{уч}=1354 \text{ м}^3/\text{мин}$, $Q_{доп}=465 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Принятый расход воздуха для проветривания выемочного участка должен также удовлетворять условию

$$Q_{уч} \geq 6n_{ч.уч}, \quad (7.12)$$

$$Q_{уч} = 1354 \text{ м}^3 / \text{мин} > 6 \cdot 30 = 180 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Условие (7.12) выполняется.

Аналогично находим следующие расходы воздуха для проветривания выемочного участка и подсвежения вентиляционной струи на первом этаже шахтного поля $Q_{уч}=1063 \text{ м}^3/\text{мин}=17,72 \text{ м}^3/\text{с}$; $Q_{доп}=364 \text{ м}^3/\text{мин}=6,07 \text{ м}^3/\text{с}$ при $\bar{I}_{оч.р} = \bar{I}_{уч.ф} \kappa_1 = 6,81 \cdot 0,43 = 2,928 \text{ м}^3 / \text{мин}$ и $\kappa_H=1,67$.

7.2 Расчет расхода воздуха для проветривания очистной выработки и выемочного участка при схеме проветривания типа 1-М-Н.

Расходы воздуха для проветривания очистной выработки по наибольшему количеству людей, оптимальной по пыли скорости, движения воздуха в лаве, минимально допустимой скорости движения воздуха в призабойном пространстве лавы с учетом ожидаемой температуры и

относительной влажности воздуха для схемы типа 1-М-Н-в-вт рассчитываются соответственно по выражениям (7.4), (7.5), (7.6) и они для предпоследнего этажа шахтного поля такие же, как и полученные для схемы 3-В-Н-н-пт: $Q_{оч}^x = 150 \text{ м}^3 / \text{мин}$, $Q_{оч}^л = 330 \text{ м}^3 / \text{мин}$, $Q_{оч}^{Vmin} = 206 \text{ м}^3 / \text{мин}$.

Для определения величины расхода воздуха для проветривания очистной выработки по выделению метана применительно к схеме 1-М-Н-в-вт сначала рассчитывается расход воздуха для проветривания выемочного участка по метановыделению $Q_{уч}(\text{м}^3/\text{мин})$ по формуле (7.8) при $\bar{I}_{уч.р} = 9,02 \text{ м}^3 / \text{мин}$ и $\kappa_H = 1,426$.

$$Q_{уч} = \frac{100 \cdot 9,02 \cdot 1,426}{1 - 0,05} = 1354 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Для первого этажа шахтного поля при $\bar{I}_{уч.р} = 6,81 \text{ м}^3 / \text{мин}$, $\kappa_H = 1,474$ получено $Q_{уч} = 1057 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Полученный расход воздуха для проветривания выемочного участка по метановыделению при схеме проветривания первого типа (например, типа 1-М-Н-в-вт) должен удовлетворять условию

$$Q_{уч} \geq 60 V_{\max} S_{оч} \kappa_{ут.в}, \quad (7.13)$$

$$Q_{уч} = 1354 > 60 \cdot 4 \cdot 3,44 \cdot 1,494 = 1233 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

Как видно из расчета, условие (7.13) для предпоследнего этажа не выполняется, то есть средняя скорость движения воздуха в призабойном пространстве очистной выработки будет больше максимально допустимой Правилами безопасности.

Подтвердим это расчетом по формуле

$$V_{оч} = \frac{Q_{уч}}{60 S_{оч} \kappa_{ут.в}}, \quad (7.14)$$

Величину коэффициента утечек воздуха для схемы 1-М определяем по формуле

$$\kappa_{ут.в} = 1 - 0,13 m_{в.пр} \exp(0,35f - 0,25 S_{оч})$$

$$\kappa_{ут.в} = 1 - 0,13 \cdot 1,1 \exp(0,35 \cdot 6 - 0,25 \cdot 3,44) = 1,494$$

$$V_{оч} = \frac{1354}{60 \cdot 3,44 \cdot 1,494} = 4,39 \text{ м} / \text{с}, \text{ что превышает } V_{\max} = 4 \text{ м} / \text{с}.$$

Если условие (7.13) выполняется, то расход воздуха для проветривания очистной выработки по метановыделению рассчитывается по выражению

$$Q_{oc}^r = \frac{Q_{уч}}{K_{ут.в}}, \quad (7.15)$$

Для первого этажа шахтного поля

$$Q_{oc}^r = \frac{1063}{1,494} = 711,5 \text{ м}^3 / \text{мин.}$$

При этом средняя скорость движения воздуха в призабойном пространстве лавы первого этажа шахтного поля, определенная по формуле (7.14) будет $V=3,5 \text{ м/с}$, что меньше 4 м/с .

Невыполнение условия (7.13) для предпоследнего этажа шахтного поля по величине средней скорости движения воздуха в призабойном пространстве очистной выработки подтверждает необходимость применения в условиях использования схемы проветривания типа 1-М-Н-в-вт изолированного отвода метана из выработанного пространства, предусмотренного в разделах 3 и 4.

7.3 Расчет расхода воздуха для проветривания выемочного участка при изолированном отводе метана.

Учитывая необходимость применения изолированного отвода метана из выработанного пространства для предупреждения образования опасных местных скоплений метана в тупике погашения вентиляционного штрека, произведем расчет расхода воздуха для проветривания выемочного участка с изолированным отводом МВС по трубопроводу за его пределы с помощью газоотсасывающего вентилятора $Q_{уч.из}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$) по формуле [2,4], [12].

$$Q_{уч.из} = Q_{в.ш} + Q_{тр}, \quad (7.16)$$

где $Q_{в.ш}$ – расход воздуха в вентиляционном штреке, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$Q_{тр}$ – расход МВС, отводимой по трубопроводу за пределы выемочного участка, $\text{м}^3/\text{мин}$;

Расход воздуха в вентиляционной выработке выемочного участка рассчитывается по выражению

$$Q_{в.ш} = \frac{100 \bar{I}_{уч.р} K_n [(1 - \kappa_{в.п.у}) + \kappa_{в.п.у} (1 - \kappa'_{двп}) (1 - \kappa_{дво})]}{C - C_o}, \quad (7.17)$$

$$Q_{в.ш} = \frac{100 \cdot 9,02 \cdot 1,426 [(1 - 0,57) + 0,57(1 - 0,7)(1 - 0)]}{1 - 0,05} = 814 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха (МВС) на всасе газоотводящего трубопровода $Q_{\text{пр}}$ рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{тр}} = \frac{100 I_{\text{уч.р}} \kappa_n \kappa_{\text{ВПУ}} \cdot \kappa'_{\text{ДВП}} (1 - \kappa_{\text{ДВО}})}{C - C_o}, \quad (7.19)$$

$$Q_{\text{тр}} = \frac{100 \cdot 9,02 \cdot 1,426 \cdot 0,57 \cdot 0,7(1 - 0)}{1 - 0,05} = 540 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Для условий отработки первого этажа уклонного поля расход воздуха в вентиляционной выработке $Q_{\text{вш}}$ при изолированном отводе метана из выработанного пространства определим по выражению (7.17) при $\bar{I}_{\text{уч.р}} = 6,81 \text{ м}^3 / \text{мин}$ и коэффициенте неравномерности метановыделения $\kappa_n = 1,483$

$$Q_{\text{тр}} = \frac{100 \cdot 6,81 \cdot 1,483 [(1 - 0,57) + 0,57(1 - 0,7)(1 - 0)]}{1 - 0,05} = 639 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха на всасе газоотводящего трубопровода $Q_{\text{пр}}$ определим по формуле (7.18) при $\bar{I}_{\text{уч.р}} = 6,81 \text{ м}^3 / \text{мин}$ и $\kappa_n = 1,483$

$$Q_{\text{тр}} = \frac{100 \cdot 6,81 \cdot 1,483 \cdot 0,57 \cdot 0,7(1 - 0)}{1 - 0,05} = 424 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Тогда в соответствии с зависимостью (7.16) для первого этажа уклонного поля получим

$$Q_{\text{уч.т}} = 639 + 424 = 1063 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Как видно из расчета, расхода воздуха для проветривания выемочного участка при изолированном отводе метана остался таким, как и без изолированного отвода метана. Однако, благодаря изменению направления движения утечек воздуха через выработанное пространство, метановоздушная смесь из него не выносится в верхнюю часть лавы, а поступает ко всасу трубопровода, находящемуся в тупике погашения вентиляционного штрека. По трубопроводу с помощью газоотсасывающего вентилятора метановоздушная смесь выдается за пределы выемочного участка. При этом в тупике погашения вентиляционного штрека не образуется опасного скопления метана.

Расход воздуха в призабойном пространстве лавы может определен с учетом изолированного отвода метана по выражению

$$Q_{оч} = Q_{уч.из} - Q_{тр}, \quad (7.19)$$

$$Q_{оч} = 1354 - 540 = 814 \text{ м}^3 / \text{мин.}$$

Тогда средняя скорость движения воздуха в лаве может быть определена по формуле

$$V_{оч} = \frac{Q_{оч}}{60S_{оч}} \quad (7.20)$$

$$V_{оч} = \frac{814}{60 \cdot 3,44} = 3,94 \text{ м/с} < V_{\max} = 4 \text{ м/с.}$$

Для условий отработки первого этажа уклонного поля согласно выражению (7.19)

$$Q_{оч} = 1063 - 424 = 639 \text{ м}^3 / \text{мин.}$$

Среднюю скорость движения в лаве первого этажа уклонного поля определим по формуле (7.20)

$$V_{оч} = \frac{639}{60 \cdot 3,44} = 3,1 \text{ м/с} < V_{\max} = 4 \text{ м/с.}$$

РАСЧЕТ РАСХОДА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ТУПИКОВОЙ ВЫРАБОТКИ И ВЫБОР ВЕНТИЛЯТОРА МЕСТНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ.

Цель практического занятия – закрепление и углубление знаний, полученных студентами в результате прослушивания лекций и самостоятельной работы с рекомендуемой литературой по теме «Проветривание тупиковых выработок при их проведении» и приобретение практических навыков в решении вопросов проветривания тупиковых выработок.

Перед проведением практического занятия преподаватель должен выборочно проверить готовность студента к занятию.

Студент должен знать методику прогноза метановыделения в проходимую тупиковую выработку, способы ее проветривания, методики расчета расхода воздуха для проветривания, аэродинамического сопротивления гибких и жестких воздухопроводов, подачи воздуха и депрессии вентилятора местного проветривания и порядок его выбора.

При проведении практического занятия студент, должен уметь выбрать способ проветривания проводимой тупиковой выработки, выполнить прогноз метановыделения в проходимую тупиковую выработку, рассчитать расход воздуха для ее проветривания, определить необходимую подачу и депрессию вентилятора местного проветривания и произвести его выбор.

8.1 Прогноз метановыделения в проходимую тупиковую выработку.

Для прогноза абсолютного метановыделения в проходимую тупиковую выработку $I_{\text{п}}$ (м³/мин) и ее призабойное пространство при комбайновой проходке $I_{\text{зп}}$ (м³/мин) или $I_{\text{зпmax}}$ (м³/мин) при буровзрывном способе проходки используем принятые в разделах 2 и 3 исходные данные и, кроме того, нижеследующие дополнительные исходные данные:

- полная мощность угольных пачек пласта $m_{\text{п}}=1,0\text{м}$;
- скорость подвигания забоя проходимой выработки $V_{\text{п}}=4,5\text{м/сут}$;
- выработка проводится комбайном ГПКС; в учебных целях будет произведен расчет при проведении выработки с помощью БВР;
- площадь сечения выработки по углю в проходке $S_{\text{ут}}=4\text{м}^2$;
- расстояние между арками крепи - $l_{\text{кр}}=1\text{м}$.

Абсолютное метановыделение из неподвижных обнаженных поверхностей пласта $I_{\text{пов}}$ (м³/мин) рассчитывается по выражению (8.1) [2,7,8,9].

$$I_{\text{нов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} (x - x_o) \cdot \kappa_T, \quad (8.1)$$

где κ_T – коэффициент, учитывающий изменение метановыделения во времени, доли ед.; зависит от времени $T_{пр}$, прошедшего от начала ее проведения до окончания; определяется по формуле $T_{пр}$ рассчитывается по выражению

$$T_{пр} = \frac{L}{V_{п}}, \quad (8.2)$$

где L – длина тупиковой части проводимой выработки; $L=2000\text{м}$;

$$T_{пр} = \frac{2000}{4,5} = 444,4 \text{ суток}$$

$$\kappa_T = 1 - 0,91 \cdot \exp(-0,022 \cdot T_{пр}), \quad (8.3)$$

$$\kappa_T = 1 - 0,91 \cdot \exp(-0,022 \cdot 444,4) = 1$$

Тогда

$$I_{\max} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1 \cdot 4,5(15 - 2,534) \cdot 1 = 1,29 \text{ м}^3 / \text{мин.}$$

где j – техническая производительность комбайна т/мин: принимается по рекомендациям [2,7,8,9] для комбайна ГПКС $j=1,8$ т/мин;

κ_{my} – коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля, доли ед.; определяется по формуле

$$\kappa_{my} = a \cdot T_y^b, \quad (8.5)$$

где T_y – время нахождения (дегазации) отбитого угля в призабойном пространстве, мин.;

a , b – коэффициенты, характеризующие газоотдачу из отбитого угля; принимаются при дегазации отбитого угля (время транспортирования угля) $T_y \leq 6$ мин, соответственно равными $a=0,052$ и $b=0,71$, а при $T_y > 6$ мин $a=0,118$, а $b=0,25$.

Значение T_y рассчитывается по выражению

$$T_y = \frac{S_{yz} \cdot l_{ц} \cdot p}{j}, \quad (8.6)$$

где S – площадь сечения выработки по углю в проходке, м^2 ;

$l_{ц}$ – подвигания забоя за цикл непрерывной работы комбайна, м; принимается для комбайнов при мощности пласта, меньшей диаметра

резцовой коронки (барабана), равным длине коронки (барабана), а при мощности пласта, большей диаметра резцовой коронки, - расстоянию между арками (рамами), но не менее одного метра; принимаем $l_y = l_{кр} = 1\text{ м}$.

$$T_y = \frac{4 \cdot 1 \cdot 1,35}{1,8} = 3\text{ мин}$$

Тогда

$$\kappa_{my} = 0,052 \cdot 3^{0,71} = 0,1134$$

$$I_{o.y.n} = 1,8 \cdot 0,1134(15 - 2,534) = 2,545\text{ м}^3 / \text{мин.}$$

Абсолютное метановыделение в проходимую комбайном тупиковую выработку I_n ($\text{м}^3/\text{мин}$) рассчитывается по формуле

$$I_n = I_{пов} + I_{o.y.n} \quad (8.7)$$

$$I_n = 1,29 + 2,545 = 3,835\text{ м}^3 / \text{мин.}$$

Абсолютное метановыделению в призабойную зону проходимой комбайном тупиковой выработки $I_{з.п}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$) рассчитывается по выражению

$$I_{з.п} = I_{пов} + I_{o.y.n} \quad (6.8)$$

где $I'_{пов}$ – абсолютное метановыделение из неподвижных обнаженных поверхностей угольного пласта в призабойной зоне, $\text{м}^3/\text{мин}$: определяется по формуле (8.1); при определении времени проведения выработки на длину призабойной зоны ($T_{пр,сут}$) длина призабойной зоны принимается $L=l_{п.з}=20\text{ м}$:

$$T'_{пр} = \frac{20}{4,5} = 4,44\text{ сут.}$$

Тогда коэффициент κ_T определим при $T_{пр}$ по формуле (4.3)

$$\kappa_T = 1 - 0,91 \cdot \exp(-0,022 \cdot 444,4) = 0,1747$$

$$I'_{пов} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1 \cdot 4,5(15 - 2,534) \cdot 0,1747 = 0,225\text{ м}^3 / \text{мин.}$$

$$I_{з.п} = 0,225 + 2,545 = 2,77\text{ м}^3 / \text{мин.}$$

Аналогичными расчетами для первого этажа шахтного поля при природной метаноносности пласта $x=13\text{м}^3/\text{т}$ получены следующие значения параметров:

$$I_{\text{пов}}=1,083\text{м}^3/\text{мин}; \quad I_{\text{о.у.п}}=2,136\text{м}^3/\text{мин}; \quad I_{\text{п}}=3,219\text{м}^3/\text{мин}; \\ I_{\text{пов}}=0,189\text{м}^3/\text{мин}; \quad I_{\text{зп}}=2,325\text{м}^3/\text{мин}.$$

Далее произведем расчет абсолютных метановыделений в проходимую тупиковую выработку с помощью буровзрывных работ.

Величина $I_{\text{пов}}$ рассчитывается по формуле (6.1), поэтому ее значение остается прежним $I_{\text{пов}}=1,29\text{м}^3/\text{мин}$ на предпоследнем этаже и $I_{\text{пов}}=1,083\text{м}^3/\text{мин}$ на первом этаже шахтного поля.

Величину $I_{\text{о.у.п}}$ при проведении выработки буровзрывным способом определяем по формуле

$$I_{\text{о.у.п}} = 9 \cdot 10^{-3} \cdot S_{\text{уг}} l_{\text{вз}} p(x - x_o), \quad (8.9)$$

где $l_{\text{вз}}$ – подвигание угольного забоя за взрывание, м; принимаем $l_{\text{вз}}=15\text{м}$.
Тогда

$$I_{\text{о.у.п}} = 9 \cdot 10^{-3} \cdot 4 \cdot 1,5 \cdot 1,35 \cdot (15 - 2,534) = 0,909 \text{ м}^3/\text{мин}$$

$$I_{\text{п}} = 1,29 + 0,909 = 2,199 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

Максимальное метановыделение в призабойное пространство при ведении буровзрывных работ по углю определяется по формуле

$$I_{\text{зп.мах}} = 0,05 \cdot S_{\text{уг}} l_{\text{вз}} p(x - x_o), \quad (8.10)$$

$$I_{\text{зп.мах}} = 0,05 \cdot 4 \cdot 1,5 \cdot 1,35(15 - 2,534) = 5,049 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Аналогичными расчетами для первого этажа шахтного поля при природной метаноносности пласта $x=13\text{м}^3/\text{т}$ и буровзрывной технологии проведения выработки получены следующие значения абсолютных метановыделений:

$$I_{\text{пов}}=1,083\text{м}^3/\text{мин}; \quad I_{\text{о.у.п}}=0,763\text{м}^3/\text{мин}; \quad I_{\text{п}}=3,219\text{м}^3/\text{мин}; \quad I_{\text{зп.мах}}=2,325\text{м}^3/\text{мин}.$$

8.2 Расчет расхода воздуха для проветривания проходимой тупиковой выработки.

Для расчета воздуха для проветривания проходимой тупиковой выработки (этажного конвейерного штрека) и выбора ВМП необходимы дополнительно к принятым выше исходные данные:

- наибольшее число людей, работающих в призабойном пространстве тупиковой выработки, чел.; $n_{\text{ч.зп}}=6\text{чел.}$, а во всей проходимой выработке $n_{\text{ч.зп}}=8\text{чел.}$;

- категория шахты по метану – сверхкатегорийная;
- площадь поперечного сечения проходимого конвейерного штрека в свету $S=11,2 \text{ м}^2$;
- ожидаемая температура воздуха в призабойном пространстве проходимой тупиковой выработки на последнем этаже шахтного поля $t=24^\circ\text{C}$, а на первом $t=23^\circ\text{C}$;
- ожидаемая относительная влажность воздуха в призабойном пространстве тупиковой выработки на последнем этаже шахтного поля $\varphi=90\%$, а на первом $\varphi=80\%$;
- масса одновременно взрываемого ВВ по углю – 4кг и по породе 8кг (при расчете с использованием взрывных работ);
- степень обводненности выработки – выработка проводимая по сухим породам;
- диаметр вентиляционного трубопровода $d_{\text{вп}}=0,8\text{м}$;
- продолжительность проветривания тупиковой выработки после взрывных работ $\tau=25\text{мин}$.

Для проходимой тупиковой выработки расчет расхода воздуха производится для призабойного пространства ($Q_{\text{зп}}$ м³/мин) и в целом для выработки ($Q_{\text{п}}$, м³/мин).

Расчет расхода воздуха для проветривания призабойного пространства проходимой тупиковой выработки $Q_{\text{зп}}$ производится с учетом следующих факторов: по выделению метана (или углекислого газа), по газам, образующимся при взрывных работах, числу людей в наиболее загруженную смену, средней минимальной скорости движения воздуха в выработке с учетом требований Правил безопасности и минимально допустимой скорости движения воздуха в призабойном пространстве в зависимости от ожидаемой температуры и относительной влажности воздуха.

Учитывая необходимость пояснения расчета $Q_{\text{зп}}$ при различных технологиях проходки (комбайновая, буровзрывная) сначала выполним расчет для случая проведения тупиковой выработки комбайном.

При проходке выработки комбайном расход воздуха для проветривания призабойного пространства тупиковой выработки при подготовке последнего этажа шахтного поля по выделению метана $Q_{\text{зп}}$ (м³/мин) определяется по формуле (8.1) при $I_{\text{зп}}=2,77\text{м}^3/\text{мин}$. (раздел 6)

$$Q_{\text{зп}}^{\Gamma} = \frac{100I_{\text{зп}}}{C - C_0}, \quad (8.11)$$

$$Q_{\text{зп}}^{\Gamma} = \frac{100 \cdot 2,77}{1 - 0,05} = 292 \text{ м}^3 / \text{мин} = 4,86 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Расход воздуха для проветривания призабойного пространства с учетом нахождения в нем наибольшего количества горняков (в одну из смен) определяется по выражению

$$Q_{3n}^{\text{г}} = 6n_{\text{ч.з.п}} \quad (8.12)$$

где $n_{\text{ч.з.п}}$ – наибольшее число людей, одновременно работающих в призабойном пространстве тупиковой выработки, чел.; $n_{\text{ч.з.п}}=6$ чел.

Тогда

$$Q_{3n}^{\text{г}} = 6 \cdot 6 = 36 \text{ м}^3 / \text{мин} = 0,6 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Расход воздуха в призабойном пространстве по минимально допустимой средней скорости движения воздуха $Q_{3n}^{V_{\text{н.мин}}}$ (м³/с) определяется по следующей формуле

$$Q_{3n}^{V_{\text{н.мин}}} = 60V_{\text{н.мин}} S, \quad (8.13)$$

где $V_{\text{н.мин}}$ – минимально допустимая согласно ПБ средняя скорость движения воздуха в проходимой тупиковой выработке, м/с; в соответствии с требованиями ПБ [3] средняя скорость движения воздуха в тупиковых выработках газовых шахт должна быть не менее 0,25м/с, а на шахтах III категории и выше в тупиковых выработках с проектной длиной 75м и более, проводимых по угольным пластам мощностью 2м и более, при разности между природной и остаточной метаноносностью пласта на участке проведения выработки 5м³/т и выше – не менее 0,5м/с;

S – площадь поперечного сечения выработки в свету м²; принимаем $S=11,2$ м².

Так как мощность пласта, по которому проводится выработка менее 2м, то $V_{\text{н.мин}}=0,25$ м/с.

Тогда

$$Q_{3n}^{V_{\text{н.мин}}} = 60 \cdot 0,25 \cdot 11,2 = 168 \text{ м}^3 / \text{мин} = 2,8 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха по минимально допустимой ПБ средней скорости движения воздуха в призабойном пространстве в зависимости от ожидаемых температуры и относительной влажности воздуха рассчитывается по выражению

$$Q_{3n}^t = 20V_{\text{з.мин}} S, \quad (8.14)$$

где $V_{\text{з.мин}}$ – минимально допустимая согласно ПБ [3] средняя скорость движения воздуха в призабойном пространстве выработки в зависимости от ожидаемых температуры и относительной влажности воздуха, м/с; при ожидаемых температуре воздуха в призабойном пространстве 24°C и относительной влажности 90% $V_{\text{з.мин}}=0,5$ м/с.

Тогда

$$Q'_{3n} = 20 \cdot 0,5 \cdot 11,2 = 112 \text{ м}^3 / \text{мин} = 1,87 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Из полученных расчетов принимаем наибольшее значение $Q_{3n} = 292 \text{ м}^3 / \text{мин} = 4,86 \text{ м}^3 / \text{с}$.

Аналогично для первого этажа шахтного поля получены следующие значения: $Q_{3,n}^{\Gamma} = 245 \text{ м}^3 / \text{мин} = 4,08 \text{ м}^3 / \text{с}$; $Q_{3,n}^{\text{а}} = 36 \text{ м}^3 / \text{мин} = 0,6 \text{ м}^3 / \text{с}$;
 $Q_{3,n}^{\text{Vn.min}} = 168 \text{ м}^3 / \text{мин} = 2,8 \text{ м}^3 / \text{с}$; $Q_{3,n}^{\text{т}} = 56,9 \text{ м}^3 / \text{мин} = 0,93 \text{ м}^3 / \text{с}$; принято наибольшее значение $Q_{3,n} = 245 \text{ м}^3 / \text{мин} = 4,08 \text{ м}^3 / \text{с}$.

Затем подсчитывается расход воздуха для проветривания всей проходимой тупиковой выработки по метановыделению $Q_{\text{п}}$ ($\text{м}^3 / \text{мин}$), который при любых способах ее проведения определяется по формуле

$$Q_n^{\Gamma} = \frac{100 I_{\text{п}}}{C - C_0}, \quad (8.15)$$

Значение величины $I_{\text{п}}$ для последнего и первого этажей шахтного поля соответственно равны $3,835 \text{ м}^3 / \text{мин}$ и $3,219 \text{ м}^3 / \text{мин}$.

$$\text{Тогда для последнего этажа } Q_n^{\Gamma} = \frac{100 \cdot 3,835}{1 - 0,05} = 404 \text{ м}^3 / \text{мин} = 6,73 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$\text{для первого этажа } Q_n^{\Gamma} = \frac{100 \cdot 3,219}{1 - 0,05} = 339 \text{ м}^3 / \text{мин} = 5,65 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Значение расхода воздуха для проветривания всей тупиковой выработки по наибольшему количеству людей в ней ($n_{\text{ч.п.в}} = 8 \text{ чел.}$) подсчитывается по формуле (8.12), только вместо $n_{\text{ч.з.п}}$ подставляется $n_{\text{ч.п.в}}$. При этом $Q_n^{\text{а}} = 6 \cdot 8 = 48 \text{ м}^3 / \text{мин} = 0,8 \text{ м}^3 / \text{с}$, что гораздо меньше Q_n^{Γ} .

Если для проведения выработки используются буровзрывные работы, то расход воздуха для проветривания призабойной зоны выработки по числу людей, минимально допустимой скорости в проходимой выработке и призабойной зоне остается таким же, как и выше рассчитанный при комбайновой проходке, а расход воздуха для проветривания призабойной зоны по метановыделению определяется по формуле (8.16)

$$Q_{3,n}^{\Gamma} = \frac{S l_{3, \text{тп}}}{K_{\Gamma, \text{Д}}} \left[\frac{7 I_{3, \text{пmax}}}{S l_{3, \text{тп}} (C_{\text{max}} - C_0) + 18 l_{3, \text{пmax}}} \right]^2, \quad (8.16)$$

где $l_{3, \text{тп}}$ - расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя выработки, м; принимается для газовых шахт $l_{3, \text{тп}} = 8 \text{ м}$ [3];

C_{max} - допустимая максимальная концентрация метана в призабойном пространстве после взрыва по углю, % принимается равной 2% [2].

Тогда при $l_{3, \text{пmax}}$ для последнего этажа $5,049 \text{ м}^3 / \text{с}$.

$$Q_{з.п} = \frac{11,2 \cdot 8}{0,8} \left[\frac{71 \cdot 5,049}{11,2 \cdot 8(2 - 0,05) + 18 \cdot 5,049} \right]^2 = 204 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Расход воздуха для проветривания призабойной зоны тупиковой выработки по газам, образующимся при взрывных работах определяется по формуле

$$Q_{з.п}^{BB} = \frac{2,25}{\tau} \sqrt[3]{V_{BB} S^2 \kappa_{OBB} \left(\frac{l_p}{\kappa_{ут.тр}} \right)^2}, \quad (8.17)$$

где V_{BB} – объем ядовитых газов, образующихся после взрывания, л;

$$V_{BB} = 100B_{уг} + 40B_{пор}, \quad (8.18)$$

где $B_{уг}$, $B_{пор}$ – масса одновременно взрываемых ВВ по углю и породе соответственно, кг; если взрывание по углю и породе производится раздельно (в несколько приемов), то при расчете $Q_{з.п}$ принимается максимальное значение V_{BB} ; τ – время проветривания выработки после взрывания, мин; принимается согласно ПБ $\tau=25$ мин;

κ_{OBB} – коэффициент, учитывающий обводненность тупиковой выработки; принимается по рекомендациям «Руководства...» [2] при проведении выработки по сухим породам $\kappa_{OBB}=0,8$;

l_p – расчетная длина тупиковой выработки, при которой за счет турбулентного движения воздуха происходит разбавление ядовитых газов до величины допустимой ПБ условной окиси углерода $C=0,008\%$; согласно [2] для горизонтальных и наклонных выработок длиной 500м и более $l_p=500$ м; принимаем $l_p=500$ м; при $L<500$ м, $l_p=L$ (где L – длина выработки, м);

$\kappa_{ут.тр}$ – коэффициент утечек воздуха через стенки вентиляционного трубопровода при длине его $l_p=500$ м и $Q_{з.п}$; подсчитанном по формуле (8.13) по рекомендации «Руководства...» [2]; принимаю $\kappa_{ут.тр}=1,236$ при $Q_{з.п}=2,8 \text{ м}^3/\text{с}$ и $d_{тр}=0,8$ м.

$$V_{BB} = 100 \cdot 4 + 40 \cdot 8 = 720 \text{ л}$$

Тогда

$$Q_{з.п}^{BB} = \frac{2,25}{25} \sqrt[3]{720 \cdot 11,2^2 \cdot 0,8 \left(\frac{500}{1,236} \right)^2} = 205 \text{ м}^3 / \text{мин} = 3,42 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Расход воздуха по разжижению ядовитых газов при использовании для проходки выработки буровзрывных работ наибольший из всех факторов, поэтому принимаем $Q_{3,п}=205\text{м}^3/\text{мин}=3,42\text{м}^3/\text{с}$.

Расход воздуха для проветривания всей выработки по разжижению метана $Q_{п}^r$ для последбднего этажа рассчитаем по формуле (8.15)

$$Q_{п}^r = \frac{100 \cdot 2,199}{1 - 0,05} = 231\text{м}^3 / \text{мин} = 3,86\text{м}^3 / \text{с}$$

8.3 Расчет необходимой подачи воздуха и депрессии вентилятора местного проветривания и его выбор.

Дальнейшие расчеты будем производить применительно к проходке выработки комбайном.

Учитывая большую протяженность тупиковой выработки ($L=2000\text{м}$) и невозможность (при расходе воздуха для призабойного пространства $Q_{3,п}=4,86\text{м}^3/\text{с}$) проветрить выработку ВМП и обычным гибким трубопроводом применим комбинированный вентиляционный трубопровод, состоящий из обычного гибкого вентиляционного трубопровода длиной $l_{мп1}=200\text{м}$ со стороны забоя и трубопровода с полиэтиленовой пленкой внутри длиной $l_{мп2}=1900\text{м}$ (100м трубопровода с пленкой приходится на заезд, по которому проложен трубопровод для подсоединения к ВМП).

Для комбинированного вентиляционного трубопровода коэффициент утечек воздуха $K_{ут.тр.к}$ рассчитывается по выражению (8.19)

$$K_{уб.тр.к} = K_{ут.мп1} \cdot K_{ут.мп2}, \quad (8.19)$$

где $K_{ут.тр1}$ – коэффициент утечек через стенки обычного вентиляционного трубопровода длиной $l_{мп1}=200\text{м}$, диаметром $d_{тр}=0,8\text{м}$ и расходом воздуха в призабойном пространстве для последнего этажа $Q_{3,п}=4,86\text{м}^3/\text{с}$; доли ед.; принимаем $K_{ут.тр1}=1,06$ [2];

$K_{ут.тр2}$ – коэффициент утечек воздуха через поверхность вентиляционного трубопровода с полиэтиленовой пленкой, доли ед.

Для нахождения параметра $K_{ут.тр2}$ определим расход воздуха в конце трубопровода с полиэтиленовой пленкой по формуле

$$Q'_{3,п} = Q_{3,п} K_{ут.мп1}, \quad (8.20)$$

$$Q'_{3,п} = 4,86 \cdot 1,06 = 5,15\text{м}^3 / \text{с} = 309\text{м}^3 / \text{мин}$$

Тогда при $Q'_{3.п} = 5,15 \text{ м}^3 / \text{с}$, $l_{тр2} = 1900 \text{ м}$ и $d_{тр} = 0,8 \text{ м}$ величину коэффициента утечек воздуха через поверхность трубопровода с полиэтиленовой пленкой примем $\kappa_{ут.тр2} = 1,185$ [2].

С учетом этого

$$\kappa_{ут.тр.к} = 1,06 \cdot 1,185 = 1,256$$

Необходимая подача вентилятора местного проветривания рассчитывается по выражению

$$Q_B = Q_{3.п} \kappa_{ут.тр.к}, \quad (8.21)$$

$$Q_B = 4,86 \cdot 1,256 = 6,1 \text{ м}^3 / \text{с} = 366 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Аналогичными расчетами для случая проходки тупиковой выработки на первом этаже шахтного поля (тоже с применением комбинированного вентиляционного трубопровода) получено $Q_B = 333 \text{ м}^3 / \text{мин}$ ($5,546 \text{ м}^3 / \text{с}$) при $\kappa_{ут.тр.к} = 1,203$.

Для определения необходимой депрессии вентилятора сначала определяем аэродинамическое сопротивление плотного комбинированного вентиляционного трубопровода $R_{тр.г.к}$ (даПа $\text{с}^2 / \text{м}^6$)

$$R_{тр.г.к.п} = r_{тр1} l_{тр.1} + r_{тр2} (l_{тр.2} + 20n_1 d_{тр.2} + 10n_2 d_{тр.2}), \quad (8.22)$$

где $r_{тр.1}$ – удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, даПа $\text{с}^2 / \text{м}^7$; принимаем по рекомендациям [2,6] для $d_{тр} = 0,8 \text{ м}$, $r_{тр.1} = 0,0161$ даПа $\text{с}^2 / \text{м}^7$;

$r_{тр.2}$ – удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода с полиэтиленовой пленкой внутри без утечек воздуха, даПа $\text{с}^2 / \text{м}^7$; принимаем по рекомендациям [2] для $d_{тр} = 0,8 \text{ м}$, $r_{тр.2} = 0,0046$ даПа $\text{с}^2 / \text{м}^7$;

n_1, n_2 – число поворотов трубопровода соответственно на 90 и 45 градусов; согласно схеме вентиляции $n_1 = 3$.

$$R_{тр.г.к} = 0,0161 \cdot 200 + 0,0046(1900 + 20 \cdot 3 \cdot 0,8) = 12,18 \text{ даПа с}^3 / \text{м}^6$$

Давление (депрессия) вентилятора местного проветривания h_B (даПа), работающего на гибкий комбинированный вентиляционный трубопровод (депрессия трубопровода) или гибкий вентиляционный трубопровод рассчитывается по формуле

$$h_B = Q_B^2 R_{тр.г.к.п} \left(\frac{0,59}{\kappa_{ут.тр.к}} + 0,41 \right)^2, \quad (8.23)$$

$$h_B = 6,1^2 \cdot 12,18 \left(\frac{0,59}{1,256} + 0,41 \right)^2 = 351 \text{ даПа}$$

Выбор ВМП произведем по аэродинамическим характеристикам [2,9]. Для $Q_B=6,1 \text{ м}^3/\text{с}$ и $h_B=351 \text{ даПа}$ необходимо использовать вентилятор ВМЦ-6.

Так как параметры расчетного режима (Q_B и h_B) не попали на кривую аэродинамической характеристики трубопровода и вентилятора ВМЦ-6, то необходимо на основании расчетов построить на графике режимов вентилятора отрезок аэродинамической характеристики трубопровода и найти точку ее пересечения с аэродинамической характеристикой ВМЦ-6.

Расчет исходных данных для построения отрезка аэродинамической характеристики трубопровода в районе предполагаемого рабочего режима работы вентилятора в таблице 8.1.

Таблица 8.1 Исходные данные для построения аэродинамической характеристики вентиляционного трубопровода.

$Q_{\text{зп}}$ м ³ /с	$K_{\text{ут.тр.1}}$	$K_{\text{ут.тр.2}}$	$K_{\text{ут.тр.к}}$	Q_B м ³ /с	Q_B^2	$\left(\frac{0,59}{K_{\text{ут.тр.к}}} + 0,41 \right)^2$	$R_{\text{тр.г.к.н}}$ даПа·с ² /м ⁶	h_g даПа
1	2	3	4	5	6	7	8	9
4,82	1,06	1,185	1,256	6,01	37,21	0,773952	9,4267	351
5,00	1,06	1,19	1,260	6,3	39,69	0,77133	9,3948	373
5,08	1,06	1,19	1,260	6,4	40,96	0,77133	9,3948	385
6,0	1,06	1,19	1,260	7,56	57,15	0,77133	9,3948	537
7,0	1,07	1,19	1,273	8,91	79,39	0,762954	9,2928	738

В первом столбике задаем значения $Q_{\text{зп}}$, во втором, третьем и четвертом определяем аналогично вышеприведенным расчетам коэффициенты $K_{\text{ут.тр.1}}$, $K_{\text{ут.тр.2}}$ и $K_{\text{ут.тр.к}}$. Затем для каждой из строк таблицы определяем по выражению (8.21) подачу вентилятора. После вычисления значений промежуточного параметра (7-й столбик) находим сопротивление неплотного комбинированного трубопровода по формуле

$$R_{\text{тр.к.н}} = R_{\text{тр.г.к.н}} \left(\frac{0,59}{K_{\text{ут.тр.к}}} + 0,41 \right)^2, \quad (8.24)$$

Депрессию гибкого комбинированного неплотного вентиляционного трубопровода определяем по выражению

$$h_B = Q_B^2 R_{\text{тр.к.н}}, \quad (8.25)$$

По значениям $Q_{B,i}$ и $h_{B,i}$ наносим на график режимов работы ВМЦ-6 (рис. 8.1) координаты полученных точек. Через полученные точки проводим

кривую, которая является аэродинамической характеристикой трубопровода. Снимаем значения $Q_{в.р}$ и $h_{в.р}$ для точки пересечения отрезка аэродинамической характеристики вентилятора, которая находится выше расчетного режима работы (Q_v и h_v). Параметры $Q_{в.р} = 6,4 \text{ м}^3/\text{с}$ и $h_{в.р} = 385 \text{ даПа}$ являются соответственно подачей воздуха и депрессией выбранного вентилятора при угле установки лопаток направляющего аппарата 30 градусов.

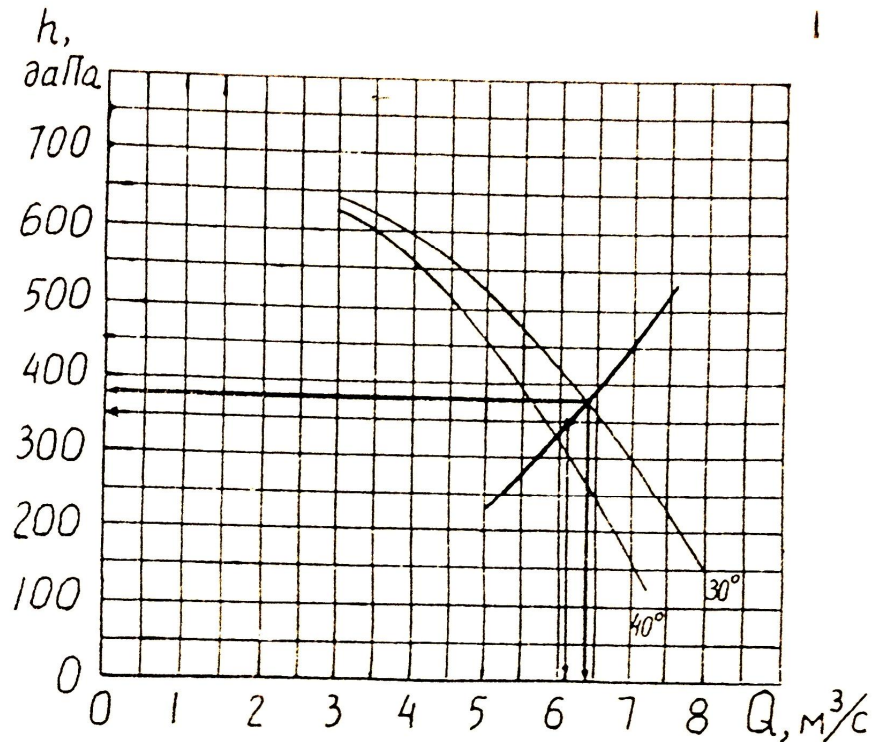


Рис. 8.1 – График расчетного и рабочего режима работы ВМЦ-6

Для случая проведения подготовительной выработки на 2-м этаже шахтного поля аналогично получены $Q_{в.р} = 357 \text{ м}^3/\text{мин}$ и ($5,95 \text{ м}^3/\text{с}$) и $h_{в.р} = 330 \text{ даПа}$ при угле установки лопаток 40 градусов.

Частным случаем является тот, когда координаты точки с расчетным режимом работы вентилятора попадают на одну из индивидуальных характеристик ВМП. Тогда необходимость в построении аэродинамической характеристики трубопровода отпадает, а расчетные значения Q_v и h_v являются параметрами работы вентилятора.

Учитывая, что параметры ожидаемого режима работы вентилятора ВМЦ-6 выше расчетных значений, скорректируем расход воздуха, который будет поступать в призабойную зону $Q_{з.п.р}$ ($\text{м}^3/\text{с}$) по формуле

$$Q_{з.п.р} = 1,69 \sqrt{\frac{h_{в.р}}{R_{тр.г.к.н}}} - 0,69 Q_{в.р}, \quad (8.26)$$

$$Q_{з.п.р} = 1,69 \sqrt{\frac{385}{12,18}} - 0,69 \cdot 6,4 = 5,086 \text{ м}^3/\text{с} = 305 \text{ м}^3/\text{мин}$$

После выбора ВМП и трубопровода производится проверка расхода воздуха в устье тупиковой выработки $Q_{п.р}$ ($\text{м}^3/\text{с}$) из условия

$$Q_{п.р} = \frac{Q_{в.р}}{K_{ут.тр}''} \geq Q_n, \quad (8.27)$$

Для гибких вентиляционных труб $K_{ут.тр}^в$ рассчитывается по формуле

$$K_{ут.тр}'' = \frac{K_{ут.тр}}{K_{ут.тр.м}}, \quad (8.28)$$

где $K_{ут.тр.г}$ – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе на участке от устья выработки до забоя.

Величину коэффициента $K_{ут.тр.г}$ определим по формуле (8.9). При этом значение коэффициента утечек воздуха для участка трубопровода без полиэтиленовой пленки остается прежним $K_{ут.тр.1}=1,06$. Величину коэффициента утечек воздуха для участка трубопровода с пленкой в пределах тупиковой выработки ($l=1800\text{ м}$) примем равным $K_{ут.тр.2}=1,185$ по рекомендациям [2].

Тогда

$$K_{ут.тр.м} = 1,06 \cdot 1,185 = 1,256$$

$$K_{ут.тр}'' = \frac{1,256}{1,256} = 1,004$$

$$Q_{п.р} = \frac{6,4}{1,004} = 6,374 \text{ м}^3/\text{с} = 382,5 \text{ м}^3/\text{мин} > Q_v = 339 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Условие (8.27) выполняется, поэтому выбор вентилятора и его режима работы выполнен верно.

Если условие (8.27) не выполняется, то необходимо увеличить $Q_{з.п.}$, чтобы условие (8.27) выполнялось. Для этого надо произвести повторные расчеты величин Q_v и h_v , уточнить $Q_{в.р}$ и $h_{в.р}$ описанным выше способом и повторно проверить выполнение условия (8.27).

Для случая проветривания проходимой тупиковой выработки на первом этаже шахтного поля аналогичными расчетами получены следующие параметры ожидаемого режима работы вентилятора ВМЦ-6: $Q_{в.р}=5,9\text{ м}^3/\text{с}=354\text{ м}^3/\text{мин}$; $h_{в.р}=330\text{ даПа}$, кривая аэродинамической характеристики вентилятора с углом установки лопаток направляющего аппарата 40 градусов.

РАСЧЕТ РАСХОДА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТЫ

Цель проведения практического занятия – повышение качества усвоения студентами теоретического материала лекции по теме «Расчет расхода воздуха для проветривания шахты» и приобретение практических навыков проведения таких расчетов.

Расчет расходов воздуха производится с учетом исходных данных, полученных при выполнении расчетов метанообильности, расходов воздуха для проветривания очистных выработок, выемочных участков, подготовительных выработок, разработанных схем вентиляции шахты на легкий и трудный периоды работы и наличия одновременно работающих объектов проветривания, вентиляционных сооружений в рассматриваемых на практическом занятии схемах вентиляции угольной шахты.

В результате выполнения практического занятия студенты должны:

- знать методику расчета расхода воздуха для проветривания угольной шахты;
- уметь выбирать исходные данные для расчета расходов воздуха всех обособленно проветриваемых объектов шахты и утечек воздуха для легкого и трудного периодов проветривания шахты;
- получить практические навыки по расчету расхода воздуха для проветривания угольной шахты а также работы с нормативным документам, в которых представлена методика расчета.

9.1 Расчет расхода воздуха для проветривания шахты при использовании схем проветривания типа 1-М-Н.

Расчеты произведем отдельно для периодов минимальной и максимальной депрессии шахты.

Согласно схеме вентиляции шахты в период минимальной депрессии (рис. 9.1) обособленно проветриваются:

- два выемочных участка;
- две проходимые тупиковые выработки (штреки);
- четыре вспомогательных поддерживаемых выработки с площадью поперечного сечения в свету $11,2\text{ м}^2$ каждая;
- склад взрывчатых материалов с общим объемом горных выработок 1500 м^3 ;
- гараж-зарядная с одновременной зарядкой двух аккумуляторных батарей типа 96ТЖН-500;
- две лебедочных камеры наклонных выработок с мощностью электроустановок, находящихся одновременно в работе, по 300 кВт в каждой при коэффициенте полезного действия (КПД) равном 0,6 и непрерывной работе более 1 часа;

- две камеры с вентиляторами типа ВМЦГ – 7м с установленной мощностью электродвигателя 100кВт и общим коэффициентом полезного действия 0,6.

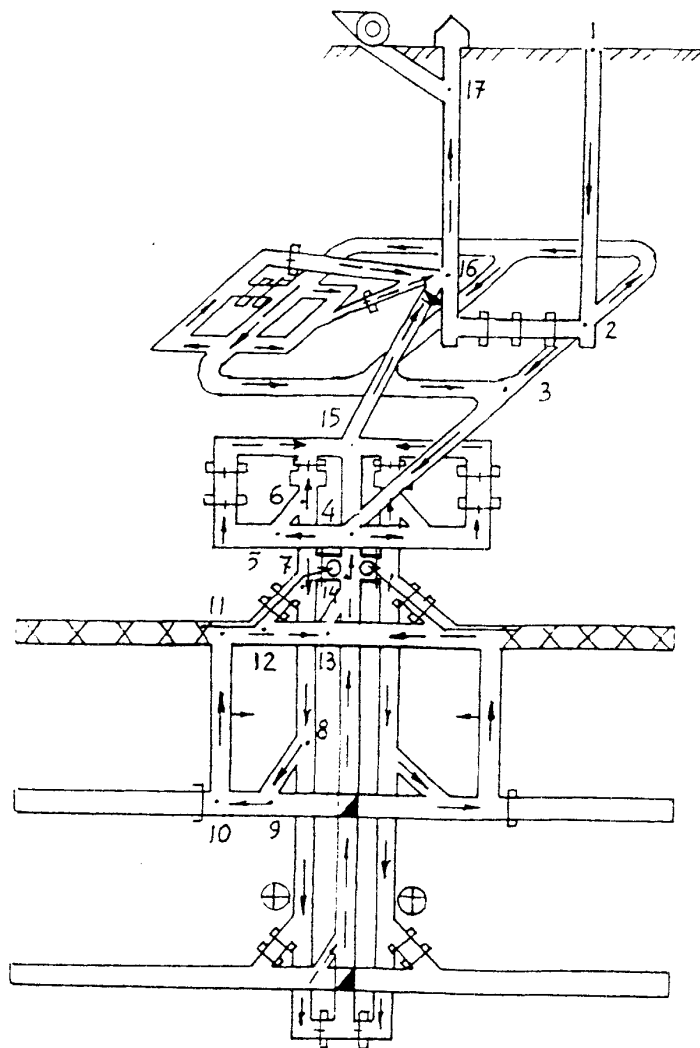


Рис. 9.1 – Схема вентиляции шахты в период минимальной депрессии

При расчете расхода воздуха для проветривания шахты необходимо учесть утечки воздуха через следующие вентиляционные сооружения в подземных выработках:

- четыре шлюза на звездах с наклонных выработок на горизонтальные участковые выработки; каждый шлюз состоит из двух бетонитовых перемычек с двухстворчатыми автоматическими вентиляционными дверями площадью $5,5\text{ м}^2$;
- один шлюз из 3-х бетонитовых перемычек с одностворчатыми дверями площадью $2,5\text{ м}^2$ на сбойке между клетьевым и скиповым стволами;
- один шлюз из 2-х бетонитовых перемычек с одностворчатыми дверями площадью 2 м^2 на запасном выходе из склада взрывных материалов;
- один участковый загрузочный бункер.

С учетом перечисленных выше потребителей свежего воздуха определим составные части общешахтного расхода воздуха. При этом примем, что температура воздуха в околоствольном дворе и на входе в

лебедочные камеры и камеру с газоотсасывающим вентилятором при отработке первого этажа шахтного поля составляет 22°C, а при отработке предпоследнего этажа - 24°C.

Согласно расчету (п. 7.3) принят расход воздуха для проветривания выемочного участка на первом этаже уклонного поля $Q_{\text{уч}}=1057\text{м}^3/\text{мин}$. Тогда с учетом двух одновременно обрабатываемых выемочных участков $\Sigma Q_{\text{уч}}=1057 \cdot 2=2114\text{м}^3/\text{мин}$.

Учитывая место расположения ВМП (в выработке, по которой подается воздух для обособленного проветривания вспомогательной поддерживаемой выработки) необходимо сначала определить расход воздуха для ее проветривания, а затем проверить соблюдение условия

$$Q_{\text{BC}} \geq 1,43 Q_{\text{B.p}}, \quad (9.1)$$

где Q_{BC} – расход воздуха перед всасом ВМП, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$Q_{\text{B.p}}$ принятая при расчете производительность (подача воздуха) ВМП, $\text{м}^3/\text{мин}$; для второго этажа подачи ВМП для проветривания проходимой тупиковой выработки $Q_{\text{B.p}}=357\text{м}^3/\text{мин}$.

Расход воздуха перед всасом ВМП Q_{BC} равен сумме подачи ВМП $Q_{\text{B.p}} 357\text{м}^3/\text{мин}$ и расхода воздуха для обособленного проветривания вспомогательной наклонной выработки на участке ниже проходимой тупиковой выработки $Q_{\text{под.в}}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$), определяемого по выражению

$$Q_{\text{под.в}} = 60 V_{\text{min}} S, \quad (9.2)$$

где V_{min} – минимальная средняя скорость движения воздуха во вспомогательной поддерживаемой выработке, $\text{м}/\text{с}$; принимается равной 0,7 – 1,3 $\text{м}/\text{с}$ для главных транспортных поддерживаемых выработок, оборудованных ленточными конвейерами [2,7,8,9], для остальных выработок – согласно требования Правил безопасности [3]. Для поддерживаемых выработок вновь проектируемых горизонтов шахт III категории по газу и выше, кроме главных транспортных конвейерных выработок, V_{min} принимается равной 0,25 $\text{м}/\text{с}$.

S – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 ; $S=11,2 \text{ м}^2$.

Тогда

$$Q_{\text{под.в}} = 60 \cdot 0,25 \cdot 11,2 = 168 \text{ м}^3 / \text{мин} = 2,8 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Учитывая, что таких вспомогательных поддерживаемых выработок на схеме четыре $\Sigma Q_{\text{под.в}}=168 \cdot 4=672\text{м}^3/\text{мин}$.

Расход воздуха перед всасом ВМП составит

$$Q_{\text{BC}} = Q_{\text{B.p}} + Q_{\text{под.в}} \quad (9.3)$$

$$Q_{BC} = 357 + 168 = 525 \text{ м}^3 / \text{мин} = 8,75 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Проверим соблюдение условия (9.1)

$$525 > 1,43 \cdot 333 - 476 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Условие (9.1) соблюдается, поэтому при расчете расхода воздуха для проветривания шахты в качестве расхода воздуха для проветривания проходимой выработки принимаем $Q_{пв} = Q_{в.р} = 357 \text{ м}^3 / \text{мин}$.

Если условие (9.1) не выполняется, тогда для аналогичного места расположения ВМП, величина $Q_{пв}$ определяется по выражению

$$Q_{пв} = Q_{BC} = 1,43 Q_{ВМП}, \quad (9.4)$$

По выражению (9.4) величина $Q_{пв}$ определяется в случае, когда ВМП расположен в выработке, по которой свежий воздух подается только для ВМП.

С учетом произведенных расчетов принимаем суммарный расход воздуха для обособленного проветривания проходимых тупиковых выработок

$$\Sigma Q_{пв} = 357 \cdot 2 = 714 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Расход воздуха для проветривания склада взрывчатых материалов рассчитаем по формуле

$$Q_{ск} = 0,07 V_{ск}, \quad (9.5)$$

где $V_{ск} = 1500 \text{ м}^3$ - суммарный объем выработок склада взрывчатых материалов, м^3 .

$$Q_{ск} = 0,07 \cdot 1500 = 105 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Расход воздуха для обособленного проветривания гараж-зарядной определим по формуле

$$Q_{з.к} = \frac{31 \cdot 10^{-4} \cdot \sum_{i=1}^{n_B} E_i n_{ai}}{26 - t_{Bx}}, \quad (9.6)$$

где n_B - количество одновременно заряжаемых батарей; $n_B = 2$ шт;

E_i - емкость аккумулятора, А ч; для принятого типа аккумуляторной батареи 96ТЖН-500 $E_i = 500$ А ч;

n_a - число аккумуляторов в батарее; $n_a = 96$;

t_{Bx} – температура воздуха на входе в гараж-зарядную, °С; принимаем $t_{Bx}=22$ °С.

Тогда

$$Q_{3.к} = \frac{31 \cdot 10^{-4} \cdot 2 \cdot 500 \cdot 96}{26 - 22} = 74 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Полученное значение $Q_{3.к}$ должно удовлетворять условию

$$Q_{3.к} \geq \sum_{i=1}^{n_3} 30 n_{Bi} \kappa_{3i}, \quad (9.7)$$

где κ_{3i} – коэффициент, учитывающий тип заряжаемой батареи; для батареи типа 96ТЖН-500 $\kappa_3=1,4$.

Тогда

$$Q_{3.к} = 74 \text{ м}^3 / \text{мин} < 30 \cdot 2 \cdot 1,4 = 84 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Условие (9.7) не выполняется, поэтому принимаем $Q_{3.к}=84 \text{ м}^3 / \text{мин}$.

Расход воздуха для проветривания лебедочной камеры определяем по формуле

$$Q_{л.к} = \frac{16,7 \cdot \sum_{i=1}^{n_3} N_{y.i} (1 - n_i) \cdot \kappa_{3.i}}{26 - t_{Bx}}, \quad (9.8)$$

где n_3 – число одновременно работающих электроустановок в лебедочной камере, $n_3=1$;

$N_{y.i}$ – мощность электроустановки в лебедочной камере, кВт; учитываются одновременно работающие установки; $N_{y.i}=300 \text{ кВт}$;

n_i – коэффициент полезного действия (КПД) электроустановки; принимается по рекомендациям [2]; для подъемных установок равен произведению КПД двигателя и редуктора; $n_i=0,6$;

$\kappa_{3.i}$ – коэффициент, учитывающий продолжительность работы электроустановки в течение суток; для установки с продолжительностью непрерывной работы 1ч. и более $\kappa_{3.i}=1$, для периодически работающей установки с продолжительностью непрерывной работы менее 1ч. $\kappa_{3.i}$ рассчитывается по выражению

$$\kappa_{3.i} = \frac{T_{\Pi}}{24}, \quad (9.9)$$

где T_{Π} – суммарная продолжительность работы установки в течение суток, ч.

Учитывая исходные данные, получим

$$Q_{л.к} = \frac{16,7 \cdot 300(1-0,6) \cdot 1}{26-22} = 501 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Тогда суммарный расход воздуха для проветривания камер при обработке первого этажа шахтного поля составит

$$\Sigma Q_k = 105 + 84 + 2 \cdot 501 + 2 \cdot 167 = 1525 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Утечки воздуха через подземные вентиляционные сооружения определяется по выражению

$$Q_{ут.ш} = \Sigma Q_{ут.г.п} + \Sigma Q_{ут.ш.л} + \Sigma Q_{ут.кр} + \Sigma Q_{ут.з.у}, \quad (9.10)$$

где $\Sigma Q_{ут.г.п}$, $\Sigma Q_{ут.ш.л}$, $\Sigma Q_{ут.кр}$, $\Sigma Q_{ут.з.у}$ - суммарные утечки воздуха соответственно через глухие перемычки, шлюзы, кроссинги и загрузочные устройства, $\text{м}^3 / \text{мин}$.

Утечки воздуха через глухую перемычку определяется по формуле

$$Q_{ут.ш.л} = Q_{ут.н} \cdot K \cdot K_{пер}, \quad (9.12)$$

где $Q_{ут.н}$ – норма утечек воздуха через одну перемычку при общем перепаде давления на шлюзе 50 даПа, $\text{м}^3 / \text{мин}$; принимается по рекомендациям [2,7,8,9] в зависимости от материала перемычки (бетон, камень, кирпич, бетонит, чураки); типа вентиляционной двери в перемычке (автоматическая, неавтоматическая, двухстворчатая и одностворчатая) и площади двери;

$K_{пер}$ – коэффициент, учитывающий число последовательно установленных перемычек в шлюзе; принимается равным 0,76 при двух перемычках, 0,66 – при трех перемычках и 0,57 – при четырех.

Как видно из схемы вентиляции для периода минимальной депрессии имеются:

в околоствольном дворе на сбойке между стволами шлюз из трех бетонитовых перемычек с одностворчатыми неавтоматическими дверьми площадью $2,5 \text{ м}^2$; согласно [2,7,8,9] нормативные утечки воздуха через одну перемычку при перепаде давления на шлюзе 50 даПа $Q_{ут.н} = 84 \text{ м}^3 / \text{мин}$;

в околоствольном дворе на запасном выходе из склада взрывчатых материалов шлюз из двух бетонитовых перемычек с неавтоматическими одностворчатыми дверьми площадью 2 м^2 ; согласно [2] нормативные утечки воздуха через одну перемычку при перепаде давления воздуха на шлюзе 50 даПа $Q_{ут.н} = 84 \text{ м}^3 / \text{мин}$;

четыре вентиляционных шлюза на заездах с наклонных выработок на этажные выработки, состоящие из двух бетонитовых перемычек с двухстворчатыми автоматическими дверьми площадью $5,5 \text{ м}^2$; согласно [2]

нормативные утечки воздуха через одну перемычку при перепаде давления воздуха на шлюзе 50даПа $Q_{ут.н}=192\text{м}^3/\text{мин}$.

С учетом принятых исходных данных утечки воздуха на шлюзах составят:

через шлюз на сбойке между стволами

$$Q_{ут.шл.1} = 84 \cdot 1,45 \cdot 0,66 = 80\text{м}^3 / \text{мин}$$

через шлюз на запасном выходе из склада ВМ

$$Q_{ут.шл.2} = 84 \cdot 1,45 \cdot 0,76 = 93\text{м}^3 / \text{мин}$$

через шлюз на заезде с наклонной выработки на этажную выработку

$$Q_{ут.шл.3,4,5,6} = 192 \cdot 1,33 \cdot 0,76 = 194\text{м}^3 / \text{мин}$$

Суммарные утечки воздуха через шлюзы составят

$$\Sigma Q_{ут.шл.} = 80 + 93 + 4 \cdot 194 = 949\text{м}^3 / \text{мин}$$

Утечки воздуха через кроссинг рассчитываются по выражению

$$Q_{ут.кр} = 1,25 \Sigma Q_{ут.шл.кр}, \quad (9.13)$$

где $\Sigma Q_{ут.шл.кр}$ – суммарные утечки воздуха через шлюзы в кроссинге, $\text{м}^3/\text{мин}$; определяются для каждого шлюза по выражению (9.12).

Учитывая, что кроссинги на расчетной схеме вентиляции отсутствуют, утечки через кроссинги $\Sigma Q_{ут.шл.кр}=0$.

Утечки воздуха через загрузочные устройства определяются по формуле

$$Q_{ут.з.у} = Q_{ут.н} \cdot K, \quad (9.14)$$

где $Q_{ут.н}$ – нормативные утечки воздуха через загрузочное устройство при перепаде давления 50даПа, $\text{м}^3/\text{мин}$.

На расчетной схеме вентиляции имеется два участковых бункера. Норма утечек воздуха на участковом бункере согласно [2] составляет $120\text{м}^3/\text{мин}$.

Поступление исходящей струи воздуха в скиповый ствол через общешахтный бункер и через участковый бункер проходимых подготовительных выработок не учитывается в качестве утечек воздуха, так как это не утечки воздуха.

Тогда учету подлежат утечки воздуха только через один участковый загрузочный бункер, которые составят

$$Q_{з.у} = 120 \cdot 1,33 = 160 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Суммарные утечки воздуха через вентиляционные сооружения для схемы вентиляции в периоде минимальной депрессии составят

$$\Sigma Q_{ут.ш} = 949 + 160 = 1109 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Расход воздуха для проветривания шахты определяется по формуле

$$Q_{ш} = 1,1(\Sigma Q_{уч} + \Sigma Q_{П.В} + \Sigma Q_{Пог.В} + \Sigma Q_{Под.В} + \Sigma Q_{\kappa} + Q_{ут.ш}), \quad (9.15)$$

где 1,1 – коэффициент, учитывающий неравномерность и неточность распределения воздуха по сети горных выработок;

$Q_{Пог.В}$ – расход воздуха для обособленного проветривания погашаемых выработок и отработанных выемочных участков, $\text{м}^3/\text{мин}$; определяется по выражению

$$Q_{Пог.В} = 0,5 Q_{уч}, \quad (9.16)$$

Так как при отработке первого этажа погашаемых выемочных участков еще нет, то $Q_{Пог.В} = 0 \text{ м}^3/\text{мин}$.

С учетом произведенных выше расчетов определим по формуле (9.15) расход воздуха для проветривания шахты в период минимальной депрессии при использовании схемы проветривания выемочных участков типа 1-М-Н-в-вт.

$$Q_{ш. \min} = 1,1(2126 + 714/0/672/1525 + 1109) = 6761 \text{ м}^3 / \text{мин} = 112,68 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Расход воздуха для проветривания шахты в период максимальной депрессии (схема вентиляции представлена на рис. 9.2) определяется по формуле (9.15).

При расчете $Q_{ш}$ из раздела 7 и 8 приняты:

Суммарный расход воздуха для проветривания двух выемочных участков $\Sigma Q_{уч} = 2 \cdot 1354 = 2708 \text{ м}^3/\text{мин}$, двух проходимых тупиковых выработок $\Sigma Q_{пв} = 2 \cdot 384 = 768 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Расход воздуха для проветривания погашаемого выемочного участка (принимается один погашаемый участок на два действующих) определим по формуле (9.16)

$$\Sigma Q_{Пог.В} = 0,5 \cdot 1354 = 677 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

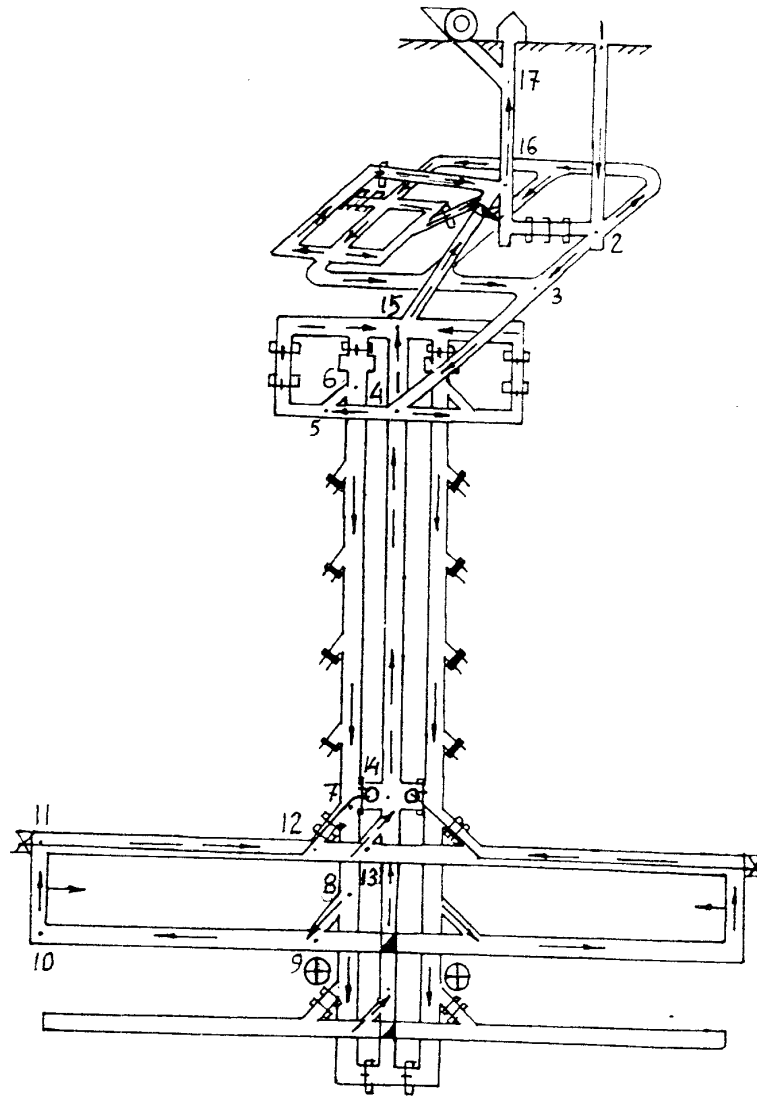


Рис. 9.2 – Схема вентиляции шахты в период максимальной депрессии

Расходы воздуха для проветривания склада ВМ ($105 \text{ м}^3/\text{мин}$), ($2 \cdot 501 = 1002 \text{ м}^3/\text{мин}$) останутся такими же, как и полученные в п. 9.1 значения.

Расход воздуха для проветривания двух камер для газоотсасывающих вентиляторов на предпоследнем этаже шахтного поля нуждается в повторном расчете по формуле (9.8) из-за увеличения температуры воздуха на входе в камеру ($t_{\text{Вх}} = 23^\circ\text{C}$)

$$Q_{\text{к.з.у}} = \frac{16,7 \cdot 100(1 - 0,6) \cdot 1}{26 - 23} = 223 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Тогда суммарный расход воздуха для проветривания камер при схеме вентиляции для максимальной депрессии (рис. 9.2) составит

$$\Sigma Q_{\text{к}} = 105 + 84 + 2 \cdot 501 + 2 \cdot 223 = 1637 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

К подсчитанным в п. 9.1 утечки воздуха через вентиляционные сооружения и остающимся такими же и для схемы вентиляции на период максимальной депрессии, добавятся утечки воздуха через восемь шлюзов из двух глухих бетонитовых перемычек, величину которых рассчитаем по формуле (9.11) при площади перемычки $11,2\text{ м}^2$ и нормативных утечек воздуха [2] через перемычку $Q_{\text{ут.н}}=35\text{ м}^3/\text{мин}$ при перепаде давления воздуха на сооружении 50 даПа .

$$Q_{\text{ут.г.н}} = 35 \cdot 1,33 \cdot 0,76 = 35\text{ м}^3 / \text{мин}$$

Суммарные утечки воздуха через вентиляционные сооружения в подземных выработках для схемы вентиляции, изображенной на рис. 9.2, определим по формуле (9.10)

$$Q_{\text{ут.ш}} = 8 \cdot 35 + 80 + 93 + 4 \cdot 194 + 160 = 1389\text{ м}^3 / \text{мин}$$

С учетом полученных значений расходов воздуха на объектах проветривания и утечек воздуха через вентиляционные сооружения рассчитаем по формуле (9.15) расход воздуха для проветривания шахты в периоде максимальной депрессии

$$Q_{\text{ш.мак}} = 1,1(2708 + 768 + 677 + 672 + 1637 + 1389) = 8636\text{ м}^3 / \text{мин} = 143,94\text{ м}^3 / \text{с}$$

9.2 Расчет расхода воздуха для проветривания шахты при использовании схемы проветривания типа 3-В-Н.

Согласно схеме вентиляции в период минимальной депрессии (рис. 9.3) обособленно проветриваются:

- два выемочных участка с расходом воздуха (п. 7.2) по $1063\text{ м}^3/\text{мин}$ ($17,72\text{ м}^3/\text{с}$); примем $\Sigma Q_{\text{уч}}=2126\text{ м}^3/\text{мин}=35,43\text{ м}^3/\text{с}$;
- две проходимые тупиковые выработки с расходом воздуха (п. 8.3) по $Q_{\text{пв}}=357\text{ м}^3/\text{мин}$ ($5,95\text{ м}^3/\text{с}$); примем $\Sigma Q_{\text{пв}}=714\text{ м}^3/\text{мин}=11,9\text{ м}^3/\text{с}$;
- четыре вспомогательных поддерживаемых выработки с расходом воздуха (п. 9.1) по $Q_{\text{под.в}}=168\text{ м}^3/\text{мин}$ ($2,8\text{ м}^3/\text{с}$); примем $\Sigma Q_{\text{под.в}}=672\text{ м}^3/\text{мин}=11,2\text{ м}^3/\text{с}$;
- один склад взрывчатых материалов с расходом воздуха (п. 9.1) $Q_{\text{ск}}=105\text{ м}^3/\text{мин}=1,75\text{ м}^3/\text{с}$;
- гараж-зарядная с расходом воздуха (п. 9.1) $Q_{\text{з.к}}=84\text{ м}^3/\text{мин}=1,4\text{ м}^3/\text{с}$;
- две лебедочные камеры у устьев наклонных выработок с расходом воздуха (п. 9.1) по $Q_{\text{лк}}=501\text{ м}^3/\text{мин}=8,35\text{ м}^3/\text{с}$; примем суммарный расход воздуха для всех камер на схеме вентиляции $\Sigma Q=105+84+2 \cdot 501=1191\text{ м}^3/\text{мин}$.

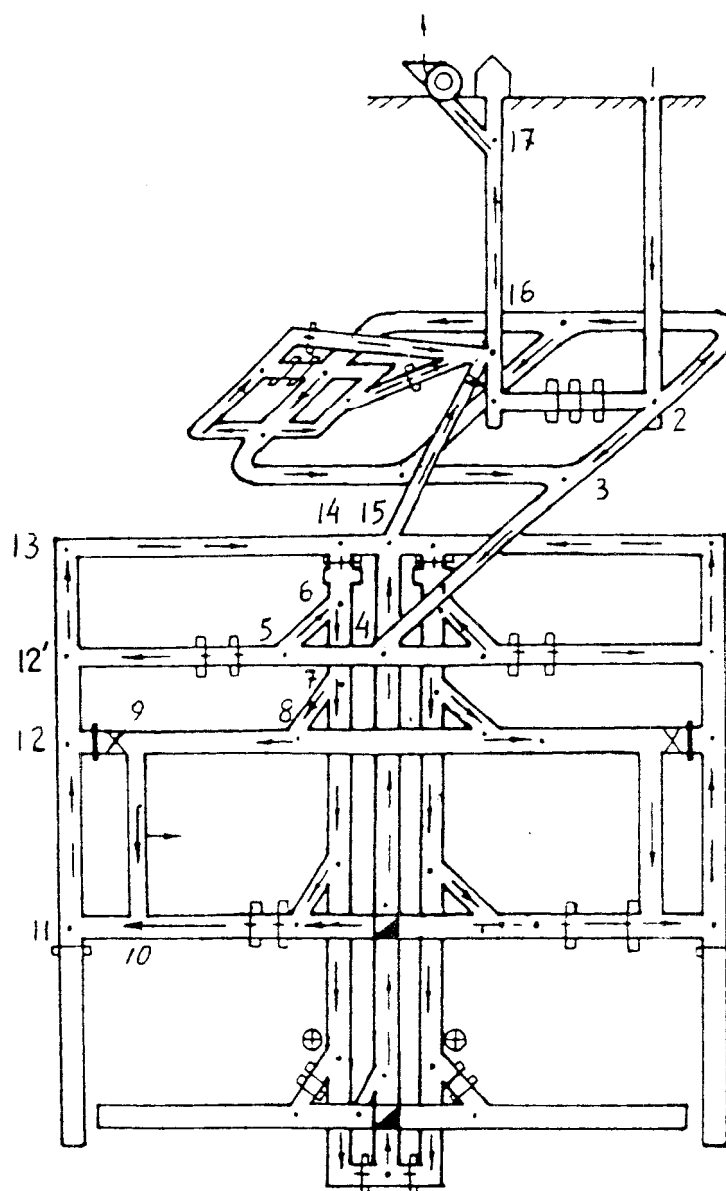


Рис. 9.3 – Схема вентиляции шахты в период минимальной депрессии

При расчете расхода воздуха для проветривания шахты в период минимальной депрессии необходимо учесть заимствованные из п.9.1 утечки воздуха через следующие вентиляционные сооружения в подземных выработках:

- шлюз на сбойке между стволами с утечками воздуха $Q_{\text{ут.шл.}\text{№}1}=80 \text{ м}^3/\text{мин}$;
- шлюз на запасном выходе из склада взрывчатых материалов с утечками воздуха $Q_{\text{ут.шл.}\text{№}2}=93 \text{ м}^3/\text{мин}$;
- два шлюза на заездах с наклонных выработок на проходимые штреки с утечками воздуха по $194 \text{ м}^3/\text{мин}$ в каждом;
- один участковый бункер с утечками воздуха $Q_{\text{з.у}}=160 \text{ м}^3/\text{мин}$;
- две глухие перемычки площадью по $11,2 \text{ м}^2$ из бетонита.

Утечки воздуха через глухие перемычки рассчитаем по формуле (9.11) при норме утечек через перемычку [2,6] $Q_{\text{ут.г.п.н}}=35 \text{ м}^3/\text{мин}$.

$$Q_{\text{ут.г.п}} = 35 \cdot 1,33 = 46,6 \text{ м}^3 / \text{мин} = 0,78 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Тогда общие утечки воздуха через вентиляционные сооружения шахты составят согласно выражения (9.10)

$$Q_{\text{ут.ш}} = 2 \cdot 46,6 + 80 + 93 + 2 \cdot 194 + 160 = 814 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Общий расход воздуха для проветривания шахты в период минимальной депрессии при применении комбинированной системы разработки подсчитаем по формуле (9.15)

$$Q_{\text{ш.мин}} = 1,1(2126 + 714 + 672 + 1191 + 814) = 6069 \text{ м}^3 / \text{мин} = 101,14 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Согласно схеме вентиляции в период максимальной депрессии (рис. 9.4) обособленно проветриваются:

- два выемочных участка с расходом воздуха (п. 7.2) по $1354 \text{ м}^3 / \text{мин}$ ($22,57 \text{ м}^3 / \text{с}$); примем $\Sigma Q_{\text{уч}} = 2708 \text{ м}^3 / \text{мин} = 45,1 \text{ м}^3 / \text{с}$;
- две проходимых тупиковые выработки с расходом воздуха (п. 8.3) по $Q_{\text{пв}} = 3848 \text{ м}^3 / \text{мин}$ ($6,4 \text{ м}^3 / \text{с}$); примем $\Sigma Q_{\text{пв}} = 768 \text{ м}^3 / \text{мин} = 12,8 \text{ м}^3 / \text{с}$;
- один погашаемый выемочный участок с расходом воздуха, определяемым по формуле (9.16)

$$Q_{\text{пог.в}} = 0,5 \cdot 1354 = 677 \text{ м}^3 / \text{мин} = 11,3 \text{ м}^3 / \text{с}$$

- четыре вспомогательных поддерживаемых выработки с расходом воздуха (п. 9.1) по $Q_{\text{под.в}} = 168 \text{ м}^3 / \text{мин}$ ($2,8 \text{ м}^3 / \text{с}$); примем $\Sigma Q_{\text{под.в}} = 168 \cdot 4 = 672 \text{ м}^3 / \text{мин} = 11,2 \text{ м}^3 / \text{с}$;
- один склад взрывчатых материалов с расходом воздуха (п. 9.1) $Q_{\text{ск}} = 105 \text{ м}^3 / \text{мин} = 1,75 \text{ м}^3 / \text{с}$;
- гараж-зарядная с расходом воздуха (п. 9.1) $Q_{\text{з.к}} = 84 \text{ м}^3 / \text{мин} = 1,4 \text{ м}^3 / \text{с}$;
- две лебедочные камеры у устьев наклонных выработок с расходом воздуха (п. 9.1) по $Q_{\text{лк}} = 501 \text{ м}^3 / \text{мин} = 8,35 \text{ м}^3 / \text{с}$; примем суммарный расход воздуха для всех камер на схеме вентиляции $\Sigma Q_{\text{к}} = 105 + 84 + 501 \cdot 2 = 1191 \text{ м}^3 / \text{мин}$.

При расчете расхода воздуха для проветривания шахты в период максимальной депрессии необходимо учесть заимствованные из п.9.1 утечки воздуха через следующие вентиляционные сооружения:

- шлюз на сбойке между стволами с утечками воздуха $Q_{\text{ут.шл.№1}} = 80 \text{ м}^3 / \text{мин}$;
- шлюз на запасном выходе из склада ВМ с утечками воздуха $Q_{\text{ут.шл.№2}} = 93 \text{ м}^3 / \text{мин}$;

- два шлюза на заездах с наклонных выработок на проходимые штреки с утечками воздуха по $19,4 \text{ м}^3/\text{мин}$ в каждом;
- восемь шлюзов из двух перемычек из бетонитов площадью по $11,2 \text{ м}^2$ и нормативными утечками $Q_{\text{ут.г.п.н}} = 35 \text{ м}^3/\text{мин}$.

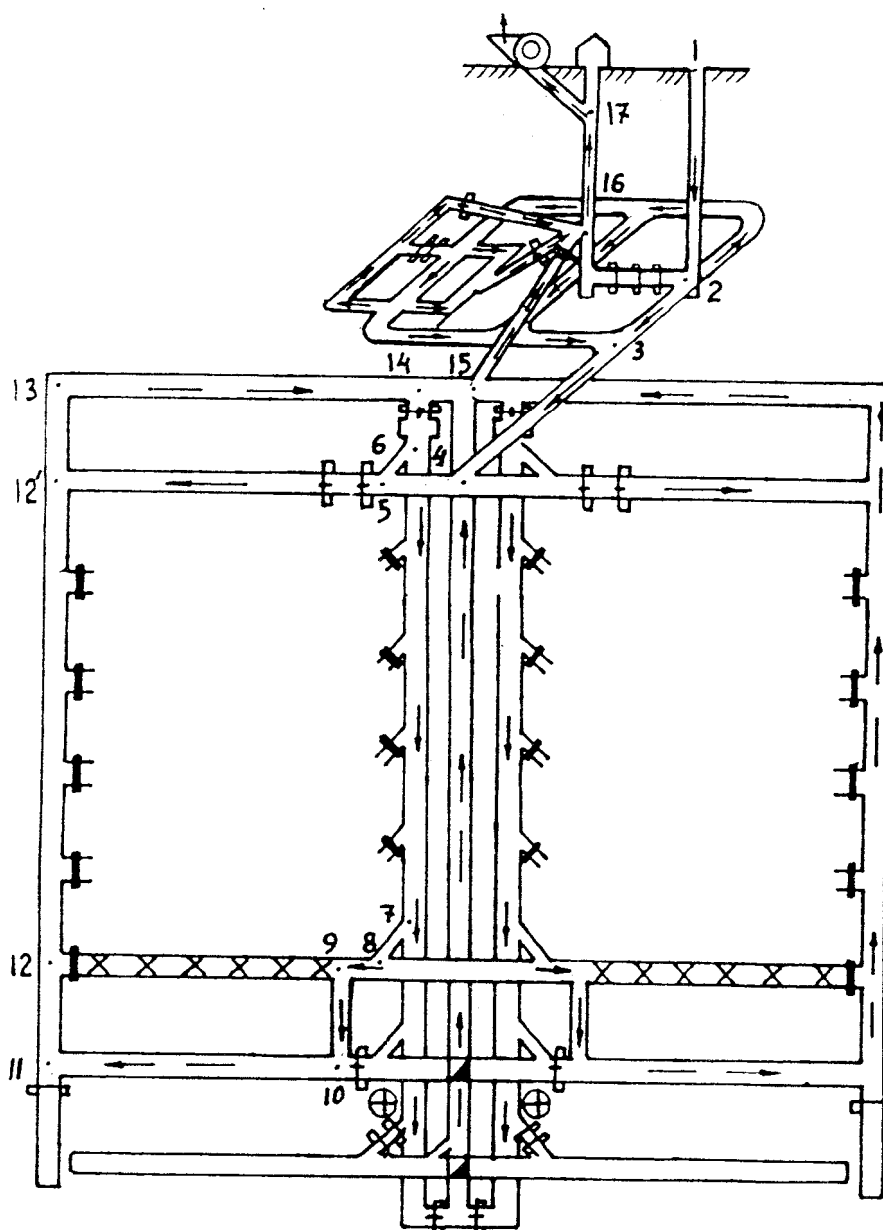


Рис. 9.4 – Схема вентиляции шахты в период максимальной депрессии

Утечки воздуха через шлюз из глухих перемычек рассчитаем по формуле (9.12)

$$Q_{\text{ут.шл.г.п.н}} = 35 \cdot 1,33 \cdot 0,76 = 35,4 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

- две глухие перемычки на выемочных участках площадью по $11,2 \text{ м}^2$ из бетонита.

Утечки воздуха через глухие перемычки рассчитываются по формуле (9.11) при норме утечек через перемычку [2] $Q_{\text{ут.г.п.н}} = 35 \text{ м}^3/\text{мин}$

$$Q_{ут.г.н} = 35 \cdot 1,33 = 46,6 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Тогда общие утечки воздуха через вентиляционные сооружения в подземных выработках составят согласно выражения (9.10)

$$Q_{ш. \max} = 46,6 \cdot 2 + 35,4 \cdot 8 + 80 + 93 + 194 \cdot 2 + 160 = 1097 \text{ м}^3 / \text{мин} = 11,28 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Общий расход воздуха для проветривания шахты в период максимальной депрессии при применении комбинированной системы разработки определим по формуле (9.15)

$$Q_{ш. \max} = 1,1(2708 + 768 + 677 + 672 + 1191 + 1097) = 7824 \text{ м}^3 / \text{мин} = 130,4 \text{ м}^3 / \text{с}$$

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ РАСХОДОВ ВОЗДУХА ПО ОБЪЕКТАМ ПРОВЕТРИВАНИЯ И ВЫРАБОТКАМ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ

Цель практического занятия – повышение качества усвоения студентами теоретического материала лекции по теме «Распределение расходов воздуха по объемам проветривания и выработкам угольных шахт» и приобретение практических навыков по распределению рассчитанного расхода воздуха по объектам проветривания и горным выработкам.

Во время домашней самостоятельной работы студенты должны изучить материал лекции по теме практического занятия.

Продолжительность практического занятия 2 часа.

В результате проведения практического занятия студенты должны:

- знать порядок распределения расходов воздуха по объектам проветривания и горным выработкам;
- уметь определять расчетный расход воздуха в конкретной выработке и объекте проветривания на поступающих и исходящих струях;
- получить навыки практического распределения расходов воздуха для условий конкретных схем вентиляции угольных шахт для наиболее легкого и наиболее тяжелого периодов проветривания;
- уметь разрабатывать расчетные зависимости для определения величины расходов воздуха по отдельным объектам и горным выработкам;
- уметь производить проверку правильности распределения расходов воздуха по объектам проветривания шахты и горным выработкам.

10.1 Общие рекомендации.

Перед расчетом распределяемых расходов воздуха по выработкам необходимо на схеме вентиляции шахты обозначить шифрами вентиляционные узлы и вентиляционные сооружения.

Распределение воздуха по объектам проветривания и выработкам шахтной вентиляционной сети удобнее производить, подсчитав определяемый расход воздуха по предварительно разработанным для конкретной схемы вентиляции расчетным зависимостям [9].

Основные положения, которые надо соблюдать при выводе расчетных зависимостей, следующие:

- по ходу движения свежей струи воздуха производить вычитание расходов свежего воздуха, отводимых от начала расчетного участка, из расхода воздуха на предыдущем расчетном участке. При этом все вычитаемые расчетные расходы воздуха на проветривание объектов или утечки воздуха предварительно умножаются на коэффициент 1,1, использованный в формуле (9.15) при расчете общего расхода воздуха для проветривания шахты;
- распределяемые расходы воздуха наносятся на схему вентиляции шахты;
- по ходу движения исходящей струи воздуха производить прибавление расходов отработанного воздуха, поступающих от объектов проветривания или утечек воздуха (ранее отсоединенных от расходов свежего воздуха) к началу расчетного участка.

Проверка правильности полученных результатов распределения расходов воздуха в сети последовательно соединенных горных выработок применительно к рассматриваемой схеме вентиляции шахты осуществляется путем сравнения суммарных величин расходов свежего и отработанного воздуха в выработках на различных горизонтах (ярусах, этажах), а также по воздухоподающим и воздуховыдающим стволам на схеме вентиляции шахты. Если распределение воздуха по сети выработок выполнено верно, то общие расходы свежего и отработанного воздуха в сравниваемых сечениях по схеме вентиляции шахты (на горизонтах, этажах, ярусах и по воздухоподающим, воздуховыдающим стволам) должны быть одинаковы или, примерно, одинаковы. Расхождение сравниваемых расходов воздуха не должно превышать 0,1%.

10.2 Разработка зависимостей и расчет воздухораспределения по объектам проветривания и шахты при минимальной депрессии и использовании схем типа 1-М-Н.

Приведем (в качестве примера) комплекты расчетных зависимостей для определения расхода определяемого по выработкам воздуха и определим его величины применительно к разработанной схеме вентиляции (рис. 9.1) для периода минимальной депрессии.

Сначала запишем расчетные зависимости для определения расходов распределяемого воздуха по маршруту последовательно соединенных выработок (1-2-3-4-5-6-7-8-9-10-11-12-13-14-15-16-17) применительно к

схеме вентиляции, изображенной на рис. 9.1 (период минимальной депрессии).

Подача воздуха по клетевому стволу применительно к рассматриваемой схеме вентиляции равна общему расходу воздуха, подаваемого в шахту, так как для этого используется один клетевой ствол. В связи с этим имеем

$$Q_{1-2} = Q_{ш}, \quad (10.1)$$

$$Q_{1-2} = 112,68 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Для получения расхода воздуха в грузовой ветви околоствольного двора Q_{2-3} необходимо из расхода воздуха в предыдущей выработке (клетевом стволе) вычесть утечки воздуха через шлюз на сбойке между стволами, умножив их на коэффициент 1,1 и оставшийся расход воздуха поделить пополам, так как примерно такой же расход воздуха будет и в порожняковой ветви околоствольного двора.

$$Q_{1-2} = (Q_{1-2} - 1,1 Q_{\text{ут. шл. №1}}) / 2; \quad (10.2)$$

$$Q_{2-3} = (112,68 - 1,1 \cdot 1,33) / 2 = 55,61 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Расход воздуха в воздухопадающем квершлаг Q_{3-4} можно определить, сложив расходы воздуха в грузовой ветви околоствольного двора Q_{2-3} с оставшимся расходом воздуха после вычитания (с учетом коэффициента 1,1) расходов воздуха на проветривание склада ВМ, гараж-зарядной и утечки воздуха через шлюз №2 (на запасном выходе из склада ВМ) из расхода воздуха в порожняковой ветви околоствольного двора.

$$Q_{3-4} = Q_{2-3} + [Q_{2-3} - 1,1(Q_{ск} + Q_{з.к} + Q_{\text{ут. шл. №2}})], \quad (10.3)$$

$$Q_{3-4} = 55,61 + [55,61 - 1,1(1,75 + 1,4 + 1,55)] = 106,05 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Расход воздуха в ветви 4-5 получим путем деления пополам расхода воздуха в ветви 3-4, так как из схемы вентиляции видно, что правая и левая части схемы проветривания уклонного поля одинаковы по объектам проветривания

$$Q_{4-5} = Q_{3-4} / 2, \quad (10.4)$$

$$Q_{4-5} = 106,05 / 2 = 53,02 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Для ветви 5-6 расход воздуха можно получить после вычитания с коэффициентом 1,1 расхода воздуха на проветривание вспомогательной поддерживаемой выработки.

$$Q_{5-6} = Q_{4-5} - 1,1Q_{под.л}, \quad (10.5)$$

$$Q_{5-6} = 53,02 - 1,1 \cdot 2,8 = 49,94 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Расход воздуха в ветви 6-7 получим после вычитания из расхода воздуха Q_{5-6} затрат воздуха на проветривание лебедочной камеры с учетом коэффициента 1,1.

$$Q_{6-7} = Q_{5-6} - 1,1Q_{з.к}, \quad (10.6)$$

$$Q_{6-7} = 49,94 + 1,1 \cdot 8,35 = 40,76 \text{ м}^3 / \text{с}$$

В ветви 7-8 расход воздуха определим путем вычитания из расхода воздуха Q_{6-7} суммы расходов воздуха на проветривание камеры газоотсасывающей установки и на утечки воздуха через шлюз №3 с коэффициентом 1,1.

$$Q_{7-8} = Q_{6-7} - 1,1(Q_{к.з.у} + Q_{ут.шл.№3}), \quad (10.7)$$

$$Q_{7-8} = 40,76 - 1,1(2,78 + 3,23) = 34,15 \text{ м}^3 / \text{с}$$

После определения расхода воздуха в ветви 7-8 можно произвести проверку правильности распределения расходов воздуха по выработкам с учетом того, что расход воздуха на смежной ветвью 7-8 воздухоподающей выработке правого крыла выемочного поля такие же, как и Q_{7-8} . Для этого сравним расходы свежего и отработанного воздуха в выработках на этом участке схемы вентиляции.

Суммарный расход свежего воздуха составит

$$\begin{aligned} \sum Q_{св} &= 2Q_{7-8}, \\ \sum Q_{св} &= 2 \cdot 34,15 = 68,3 \text{ м}^3 / \text{с} \end{aligned} \quad (10.8)$$

Суммарный расход отработанного воздуха вычислим по формуле

$$\sum Q_{исх} = 1,1(2Q_{уч} + Q_{ут.з.у} + 2Q_{ПВ} + 2Q_{под.в} + 2Q_{ут.шл.№5,6}), \quad (10.9)$$

$$\sum Q_{исх} = 1,1(2 \cdot 17,72 + 2,67 + 2 \cdot 5,95 + 2 \cdot 2,8 + 2 \cdot 3,23) = 68,28 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Проверим необходимость равенства расходов воздуха

$$\sum Q_{CB} = \sum Q_{исх} , \quad (10.10)$$

$$\sum Q_{CB} = 68,3 \text{ м}^3 / \text{с} = \sum Q_{исх} = 68,28 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Как видим, равенство соблюдается. Следовательно, распределение воздуха на этом участке схемы вентиляции произведено верно.

Расход воздуха в ветви 8-9 получим после вычисления из величины Q_{7-8} суммарного расхода воздуха (с коэффициентом 1,1) на проветривание проходимой подготовительной выработки, вспомогательной поддерживаемой выработки и на утечки воздуха через шлюз №5.

$$Q_{8-9} = Q_{7-8} - 1,1(Q_{ПВ} + Q_{под.в} + Q_{ут.шл.№5}), \quad (10.11)$$

$$Q_{8-9} = 34,35 - 1,1(5,95 + 2,8 + 3,23) = 20,97 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Расход воздуха на участковом воздухоподающем штреке определим по формуле

$$Q_{9-10} = 1,1Q_{уч}, \quad (10.13)$$

Проверку произведем по выражению (10.13)

$$Q_{9-10} = Q_{8-9} - 1,1 \cdot 0,5 Q_{ут.з.б}, \quad (10.13)$$

$$Q_{9-10} = 1,1 \cdot 17,72 = 19,49 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{9-10} = 20,97 - 1,1 \cdot 0,5 \cdot 2,76 = 19,5 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Как видно из расчетов проверка показала, что распределение воздуха до выемочного участка по свежей струе выполнено верно.

Расход воздуха в призабойном пространстве очистной выработки после распределения и с учетом изолированного отвода метана и коэффициента 1,1 определим по выражению (10.14).

$$Q_{10-11} = 1,1Q_{оч} = 1,1(Q_{уч.из} - Q_{тр}), \quad (10.14)$$

$$Q_{10-11} = 1,1Q_{оч} = 1,1(1063 - 424) = 703 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

Скорость движения воздуха в очистной выработке определяется по выражению (7.20)

$$V_{оч} = \frac{703}{60 \cdot 3,44} = 3,4 м / с < V_{max} = 4 м / с .$$

Как видно из расчета средняя скорость движения воздуха в лаве не превышает максимально допустимую.

Расход воздуха на вентиляционном штреке с учетом изолированного отвода воздуха (метановоздушной смеси) по трубопроводу определим по формуле

$$Q_{11-12} = Q_{9-10} - 1,1Q_{np} , \quad (10.15)$$

$$Q_{11-12} = 19,49 - 1,1 \cdot 7,07 = 11,71 м^3 / с .$$

Для определения расхода воздуха на отрезке 12-13 сложим расходы воздуха Q_{11-12} и утечки воздуха через шлюз №3 с коэффициентом 1,1

$$Q_{12-13} = Q_{11-12} + 1,1Q_{ут.в.шл.№3} , \quad (10.16)$$

$$Q_{12-13} = 11,71 + 1,1 \cdot 3,23 = 15,26 м^3 / с .$$

Расход воздуха на заезде 13-14 определим по формуле

$$Q_{13-14} = 2Q_{12-13} , \quad (10.17)$$

$$Q_{13-14} = 2 \cdot 15,26 = 30,52 м^3 / с$$

Расход воздуха на ветви 14-15 определим как сумму расходов воздуха на ветви 13-14 и расходов воздуха в исходящих струях из двух камер газоотсасывающих установок, двух проходимых тупиковых выработок, утечек воздуха через шлюзы №5 и №6 и загрузочный бункер и отсасываемой вентиляторами метанов метановоздушной смеси из тупиков погашения вентиляционных штреков

$$Q_{14-15} = Q_{13-14} + 1,1(2Q_{к.з.у} + 2Q_{пв} + 2Q_{под.в} + 2Q_{ут.шл.№5,6} + Q_{ут.з.у} + 2Q_{мр}) \quad (10.18)$$

$$Q_{14-15} = 30,52 + 1,1(2 \cdot 2,78 + 2 \cdot 5,95 + 2 \cdot 2,8 + 2 \cdot 3,23 + 2,67 + 2 \cdot 7,07) = 81,49 м^3 / с$$

Расход воздуха на вентиляционном квершлаге Q_{15-16} определим по выражению

$$Q_{15-16} = Q_{14-15} + 1,1(2Q_{л.к} + 2Q_{под.в}) , \quad (10.19)$$

$$Q_{15-16} = 81,49 + 1,1(2 \cdot 8,35 + 2 \cdot 2,28) = 106,02 м^3 / с .$$

Для проверки сравним расходы воздуха на воздухоподающем $Q_{3-4}=105,83\text{ м}^3/\text{с}$ и воздуховыдающем $Q_{15-16}=106,02\text{ м}^3/\text{с}$ квершлагах. Как видим расходы воздуха практически одинаковы. Это означает, что распределение воздуха по выработкам в уклонной части шахтного поля выполнено верно.

Расход воздуха в вентиляционном (скиповом) стволе определим путем суммирования расхода воздуха на вентиляционном квершлагае и поступления расходов исходящих струй из склада ВМ, гараж-зарядной, а также утечек воздуха через шлюзы №1 и №2 с коэффициентом 1,1.

$$Q_{16-17} = Q_{15-16} + 1,1(Q_{ск} + Q_{з.к} + Q_{ут.шл.№1} + Q_{ут.шл.№2}), \quad (10.20)$$

$$Q_{16-17} = 105,02 + 1,1(1,75 + 1,4 + 1,33 + 1,55) = 112,65\text{ м}^3/\text{с}.$$

Проверим равенство расходов воздуха по воздухоподающему и воздуховыдающему стволам

$$Q_{1-2} = 112,68\text{ м}^3/\text{с} \approx Q_{16-17} = 112,65\text{ м}^3/\text{с}.$$

Как видим, получено, практически, полное совпадение расходов поступающего свежего воздуха в шахту и исходящего из шахты отработанного воздуха.

Применительно к схеме вентиляции шахты, изображенной на рис. 9.2 (период максимальной депрессии), распределение воздуха по первой половине маршрута (1-2-3-4-5-6) можно осуществлять соответственно по формулам (10.1), (10.3), (10.4) и (10.5).

$$Q_{1-2} = 86,36\text{ м}^3/\text{мин} = 143,94\text{ м}^3/\text{с}$$

$$Q_{2-3} = (143,94 - 1,1 \cdot 1,33)/2 = 71,24\text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{3-4} = 71,24 + [71,24 - 1,1(1,75 + 1,4 + 1,55)] = 137,31\text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{4-5} = 137,31/2 = 68,66\text{ м}^3/\text{с};$$

$$Q_{5-6} = 68,66 - 1,1 \cdot 2,8 = 65,58\text{ м}^3/\text{с}.$$

Расход воздуха на участке наклонной выработки Q_{6-7} , ввиду наличия распределенных утечек воздуха по длине выработки, можно определить по следующей зависимости

$$Q_{6-7} = \sqrt{Q_n Q_k}, \quad (10.21)$$

где $Q_H = Q_{5-6} - 1,1Q_{Л.К}$ – расход воздуха в начальном пункте участка выработки, $м^3/с$;

$Q_K = Q_H - 1,1\Sigma Q_{ут.шл.гп}$ – расход воздуха в конечном пункте участка выработки, $м^3/с$;

$$Q_K = 56,4 - 1,1 \cdot 2,33 = 58,84 м^3 / с .$$

Тогда

$$Q_{6-7} = \sqrt{56,4 \cdot 53,84} = 55,11 м^3 / с$$

Расход воздуха в наклонной выработке Q_{7-8} можно определить по выражению

$$Q_{7-8} = Q_K - 1,1(Q_{к.г.у} + Q_{ут.шл.№3}), \quad (10.22)$$

$$Q_{7-8} = 53,84 - 1,1(3,72 + 3,23) = 46,2 м^3 / с .$$

Сравним сумму расходов свежего и отработанного воздуха в наклонных выработках на горизонте выемочных участков. Если они одинаковы, то распределение воздуха выполнено верно до этого участка шахтной вентиляционной сети.

Суммарный расход свежего воздуха в наклонных выработках определим по выражению (10.8)

$$\Sigma Q_{CB} = 2 \cdot 46,2 = 92,4 м^3 / с$$

Суммарный расход отработанного воздуха на горизонте участков в конвейерном уклоне определим по выражению

$$Q_{исх} = 1,1(2Q_{уч} + Q_{поз.в} + Q_{ут.з.у} + 2Q_{ПВ} + 2Q_{под.в} + 2Q_{ут.шл.№5,6}) \quad (10.23)$$

$$Q_{исх} = 1,1(2 \cdot 22,57 + 11,28 + 2,67 + 2 \cdot 6,4 + 2 \cdot 2,8 + 2 \cdot 3,23) = 92,3 м^3 / с$$

Как видим, суммарные расходы свежего и отработанного воздуха одинаковы с погрешностью менее 0,1%. Следовательно, распределение воздуха до горизонта выемочных участков выполнено верно.

Расход воздуха на заезде с наклонной выработки на конвейерный штрек определим по формуле (10.24)

$$Q_{8-9} = Q_{7-8} - 1,1(Q_{ПВ} + Q_{под.в} + 0,5Q_{поз.в} + Q_{ут.пр.№5}), \quad (10.24)$$

$$Q_{8-9} = 46,2 - 1,1(6,4 + 2,8 + 0,5 \cdot 0,5 \cdot 22,57 + 3,23) = 26,32 м^3 / с .$$

Расход воздуха на участковой конвейерной выработке можно определить по выражениям (10.12) и (10.13)

$$Q_{9-10} = 1,1 \cdot 22,57 = 24,83 \text{ м}^3 / \text{с} ;$$

$$Q_{9-10} = 26,32 - 1,1 \cdot 0,5 \cdot 2,67 = 24,85 \text{ м}^3 / \text{с} .$$

Расходы воздуха, подсчитанные по формулам (10.12) и (10.13) совпадают, что свидетельствует о правильности распределения воздуха до выемочных участков

Расход воздуха в очистной выработке определим по выражению (10.14)

$$Q_{10-11} = 1,1(354 - 540) = 896 \text{ м}^3 / \text{мин} = 14,93 \text{ м}^3 / \text{с} .$$

Проверим величину средней скорости движения воздуха в лаве на ее соответствие требованиям Правил безопасности по формуле (7.20)

$$V_{10-11} = \frac{896}{60 \cdot 3,44} = 4,34 \text{ м} / \text{с} .$$

Так как величина средней скорости движения воздуха превышает допустимую Правилами безопасности ($V_{\max}=4\text{м/с}$), то необходимо избыточный расход воздуха направлять не на выемочный участок ($0,1Q_{\text{уч}}$), а по наклонным выработкам ко всасу ВМП и далее для проветривания поддерживаемой выработки, то есть перенести этот расход воздуха в резерв. В этом случае расход воздуха Q_{8-9} , Q_{9-10} и Q_{11-12} придется скорректировать.

$$Q_{8-9} = Q_{7-8} - 0,1Q_{\text{уч}} - 1,1(Q_{\text{ПВ}} + Q_{\text{под.в}} + 0,5Q_{\text{под.в}} + Q_{\text{ут.шл.№5}}), \quad (10.25)$$

$$Q_{8-9} = 46,2 - 0,1 \cdot 22,57 - 1,1(6,4 + 2,8 + 0,5 \cdot 0,5 \cdot 22,57 + 3,23) = 24,06 \text{ м}^3 / \text{с}$$

$$Q_{9-10} = Q_{\text{уч}}$$

$$Q_{9-10} = 22,57 \text{ м}^3 / \text{с} .$$

Расход воздуха в очистной выработке определим по выражению (7.19)

$$Q_{10-11} = Q_{\text{оч}} = 1354 - 540 = 814 \text{ м}^3 / \text{мин} = 13,57 \text{ м}^3 / \text{с} .$$

Среднюю скорость движения воздуха в очистной выработке определим по формуле (7.20)

$$V_{оч} = \frac{814}{60 \cdot 3,44} = 3,94 \text{ м/с} < V_{\max} = 4 \text{ м/с}.$$

Расход воздуха на вентиляционном штреке с учетом изолированного отвода воздуха (метановоздушной смеси) по трубопроводу определим по формуле (10.27)

$$Q_{11-12} = Q_{уч} - Q_{пр}, \quad (10.27)$$

$$Q_{11-12} = 22,57 - 9 = 13,57 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на отрезке вентиляционного штрека 12-13 определим по формуле (10.16)

$$Q_{12-13} = 13,57 + 1,1 \cdot 3,23 = 17,12 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на сбойке 13-14 рассчитаем по выражению (10.17)

$$Q_{13-14} = 2 \cdot 17,12 = 34,24 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на участке 14-15 конвейерного ходка определим по формуле (10.27) так как на его протяжении имеются распределенные по длине приточки воздуха через шлюзы из глухих перемычек.

$$Q_{14-15} = \sqrt{Q_n Q_k}, \quad (10.27)$$

где Q_n , Q_k – расход воздуха соответственно в начальном и конечном пунктах отрезка выработки, $\text{м}^3/\text{с}$.

$$Q_n = Q_{13-14} + 2 \cdot 0,1 Q_{уч} + 2 Q_{пр} + 1,1 (2 Q_{к.з.у} + 2 Q_{ПВ} + 2 Q_{под.в} + Q_{пог.в} + Q_{ут.з.у} + 2 Q_{ут.шл. \text{ №5,6}}) \quad (10.28)$$

$$Q_k = Q_n + 1,1 \sum Q_{ут.шл.зн}, \quad (10.29)$$

$$Q_n = 34,24 + 2 \cdot 0,1 \cdot 22,57 + 2 \cdot 9 + 1,1 (2 \cdot 3,72 + 2 \cdot 6,4 + 2 \cdot 2,8 + 0,5 \cdot 22,57 + 2,67 + 2 \cdot 3,23) = 107,63 \text{ м}^3 / \text{с}$$

$$Q_k = 107,63 + 1,1 \cdot 4,72 = 112,82 \text{ м}^3 / \text{с}$$

$$Q_{14-15} = \sqrt{107,63 \cdot 112,82} = 110,19 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

После этого необходимо произвести проверку равенства суммы расходов свежего (на участке 6-7) и отработанного (на участке 14-15) расходов воздуха по формуле

$$\sum Q_{6-7} = \sum Q_{14-15} , \quad (10.30)$$

$$\sum Q_{6-7} = 2Q_{6-7} = 2 \cdot 55,1 = 110,22 \text{ м}^3 / \text{с} = Q_{14-15} = 110,19 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

При расчете учтено, что свежий воздух на каждое крыло подается по отдельной выработке.

Как видно из расчета, равенство соблюдается с погрешностью менее 0,1%.

Расход воздуха в вентиляционном квершлагге рассчитаем по выражению (10.31)

$$Q_{15-16} = Q_{\kappa} + 1,1(2Q_{\text{под.в}} + 2Q_{\text{л.к}}) \quad (10.31)$$

$$Q_{15-16} = 112,82 + 1,1(2 \cdot 2,8 + 2 \cdot 8,35) = 137,35 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Равенство (10.29) соблюдается с погрешностью менее 0,1%.

Расход воздуха в воздухоподающем стволе на отрезке 16-17 определим по формуле (10.33)

$$Q_{16-17} = Q_{15-16} + 1,1(Q_{\text{ск}} + Q_{\text{з.к}} + Q_{\text{ут.шл.}\text{№}1} + Q_{\text{ут.шл.}\text{№}2}), \quad (10.33)$$

$$Q_{16-17} = 137,31 + 1,1(1,75 + 1,4 + 1,33 + 1,55) = 143,94 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

После этого проверим равенство расходов поступающего в шахту свежего Q_{1-2} и выдаваемого из шахты отработанного Q_{16-17} воздуха по соответствующим стволам.

$$Q_{1-2} = Q_{16-17}$$

$$Q_{1-2} = 143,94 \text{ м}^3 / \text{с} = Q_{16-17} = 143,94 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Как видим, получено точное совпадение расходов свежего и отработанного воздуха по воздухоподающему и воздуховыдающему стволам. Следовательно, распределение воздуха по объектам проветривания и выработкам выполнено верно.

10.3 Разработка зависимостей и расчет воздухораспределения по объектам проветривания при использовании схемы проветривания типа 3-В-Н.

Применительно к схеме вентиляции шахты, изображенной на рис. 9.3 распределение воздуха по первой половине маршрута (1-2-3-4-5-6-7) можно осуществлять соответственно по формулам (10.1), (10.2), (10.3), (10.4), (10.5), (10.6)

$$Q_{1-2} = 101,14 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{2-3} = (101,14 - 1,1 \cdot 1,33) / 2 = 49,84 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{2-3} = 49,84 + [49,84 - 1,1(1,75 + 1,4 + 1,55)] = 94,51 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{4-5} = 94,51 / 2 = 47,26 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{5-6} = 47,26 - 1,1 \cdot 2,8 = 44,18 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{6-7} = 44,18 - 1,1 \cdot 8,35 = 35 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на заезде с наклонной выработки на участковый воздухоподающий штрек определим по формуле

$$Q_{7-8} = 1,1(Q_{оч} \kappa_{шт.в} + Q_{шт.г.п}), \quad (10.34)$$

$$Q_{7-8} = 1,1(6,87 \cdot 1,696 + 0,78) = 13,67 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха в воздухоподающем штреке

$$Q_{8-9} = Q_{7-8} = 13,67 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха в очистной выработке рассчитываем по выражению

$$Q_{9-10} = 1,1Q_{оч}, \quad (10.35)$$

$$Q_{9-10} = 1,1 \cdot 6,87 = 7,56 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха в воздуховыдающем участковом штреке, ввиду распределенных по длине выработки утечек воздуха через выработанное пространство, определяем по выражению

$$Q_{10-11} = \sqrt{Q_n Q_k}, \quad (10.36)$$

где Q_n – расход воздуха в узле 10, $\text{м}^3/\text{с}$;
 Q_k – расход воздуха в узле 11, $\text{м}^3/\text{с}$.

$$Q_n = 1,1(Q_{9-10} + Q_{дон}), \quad (10.37)$$

$$Q_n = 1,1(7,56 + 6,07) = 15 \text{ м}^3 / \text{с}$$

$$Q_k = 1,1Q_{уч}, \quad (10.38)$$

$$Q_k = 1,1 \cdot 17,72 = 19,49 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Тогда

$$Q_{10-11} = \sqrt{15 \cdot 19,49} = 17,1 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на отрезке 11-12 флангового вентиляционного ходка

$$Q_{11-12} = 1,1Q_{уч}, \quad (10.39)$$

$$Q_{11-12} = 1,1 \cdot 17,72 = 19,49 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на отрезке 12-12' флангового ходка определим по выражению

$$Q_{12-12'} = Q_{11-12} + 1,1Q_{ут.г.н}, \quad (10.40)$$

$$Q_{12-12'} = 19,49 + 1,1 \cdot 0,78 = 20,35 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на отрезке 12-13 флангового ходка рассчитаем по выражению

$$Q_{12-13} = Q_{12-12'} + 1,1Q_{под.в}, \quad (10.41)$$

$$Q_{12'-13} = 20,35 + 1,1 \cdot 2,8 = 23,43 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на отрезке 13-14 коренного вентиляционного штрэка
 $Q_{13-14} = Q_{12'-13} = 23,43 \text{ м}^3/\text{с}.$

Расход воздуха на участке 14-15 коренного вентиляционного штрэка вычислим по формуле

$$Q_{14-15} = Q_{13-14} + 1,1Q_{лк}, \quad (10.42)$$

$$Q_{14-15} = 23,43 + 1,1 \cdot 8,35 = 32,62 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на вентиляционном квершлаге 15-16 определим по формуле

$$Q_{15-16} = 2Q_{14-15} + 1,1(Q_{ум.з.у} + 2Q_{ПВ} + 2Q_{под.в} + 2Q_{ум.шл.№3,4}), \quad (10.43)$$

$$Q_{15-16} = 2 \cdot 32,62 + 1,1(2,67 + 2 \cdot 5,95 + 2 \cdot 2,8 + 2 \cdot 3,23) = 94,53 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Сравним расходы воздуха на воздухоподающем (участок 3-4) и воздуховыдающем (участок 15-16) квершлагах.

$$Q_{3-4} = 95,51 \text{ м}^3 / \text{с}; Q_{15-16} = 94,53 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

С погрешностью менее 0,1% $Q_{3-4} = Q_{15-16}$. Это означает, что распределение воздуха по объектам проветривания и выработкам уклонной части поля выполнено верно.

Расход воздуха в воздуховыдающем стволе определим по выражению

$$Q_{16-17} = Q_{15-16} + 1,1(Q_{ск} + Q_{з.к} + Q_{ум.шл.№1} + Q_{ум.шл.№2}), \quad (10.44)$$

$$Q_{16-17} = 94,53 + 1,1(1,75 + 1,4 + 1,33 + 1,55) = 101,16 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расходы воздуха в воздухоподающем (1-2) и воздуховыдающем (16-17) стволах с погрешностью менее 0,1% одинаковы. Это свидетельствует о правильности распределения воздуха по всей шахте.

10.4 Разработка зависимостей и расчет воздухораспределения по объектам проветривания и выработкам для схемы вентиляции шахты при максимальной депрессии и применения комбинированной системы разработки.

Применительно к схеме вентиляции шахты, изображенной на рис. 9.4 распределение воздуха по первой половине маршрута (1-2-3-4-5-6) можно осуществить соответственно по формулам (10.1), (10.2), (10.3), (10.4) и (10.5)

$$Q_{1-2} = 130,4 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{2-3} = (130,4 - 1,1 \cdot 1,33) / 2 = 64,47 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{3-4} = 64,47 + [64,47 - 1,1(1,75 + 1,4 + 1,55)] = 123,77 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{4-5} = 123,77 / 2 = 61,88 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{5-6} = 61,88 - 1,1 \cdot 2,8 = 58,8 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха в воздухоподающем уклоне на участке 6-7, имеющем распределенные утечки воздуха через шлюзы из глухих перемычек определим по формуле (10.21), в которой

$Q_n = Q_{5-6} - 1,1Q_{\text{лк}}$ – расход воздуха в начальном пункте участка выработки (п.6), $\text{м}^3/\text{с}$

$$Q_n = 58,8 - 1,1 \cdot 8,35 = 49,62 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$Q_k = Q_n - 1,1\Sigma Q_{\text{ут.шл.г.п}}$ – расход воздуха в конечном пункте участка выработки (п.7), $\text{м}^3/\text{с}$;

$$Q_k = 49,62 - 1,1 \cdot 2,36 = 47,02 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{6-7} = \sqrt{49,62 \cdot 47,02} = 48,3 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на заезде с наклонной выработки на воздухоподающий участковый штрек определим по формуле (10.34)

$$Q_{7-8} = 1,1(8,37 \cdot 1,696 + 0,78) = 17,14 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха в воздухоподающем участковом штреке

$$Q_{8-9} = Q_{7-8} = 17,14 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха в очистной выработке после его распределения рассчитаем по выражению (10.35)

$$Q_{9-10} = 1,1 \cdot 8,73 = 0,6 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха в воздуховыдающей участковой выработке, ввиду наличия распределенных утечек воздуха через выработанное пространство, рассчитаем по формуле (10.36) с учетом выражений (10.37) и (10.38)

$$Q_n = 1,1(9,6 + 7,75) = 19,08 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_k = 1,1 \cdot 22,57 = 24,83 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{10-11} = \sqrt{19,08 \cdot 24,83} = 21,77 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха в фланговой вентиляционной выработке на участке 11-12 определим по выражению (10.39)

$$Q_{11-12} = 1,1 \cdot 22,57 = 24,83 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха в фланговой вентиляционной выработке на участке 12-12', ввиду наличия распределенных по длине выработки притечек воздуха через шлюзы из глухих перемычек, определим по выражению (10.45)

$$Q_{12-12'} = \sqrt{Q_n Q_k} \quad (10.45)$$

где Q_n , Q_k – соответственно расход воздуха в начальном и конечном пунктах участка выработки, $\text{м}^3/\text{с}$.

$$Q_n = Q_{11-12} + 1,1Q_{\text{ут.г.н}} \quad (10.46)$$

$$Q_n = 24,83 + 1,1 \cdot 0,78 = 25,69 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_k = Q_n + 1,1Q_{\text{ут.шл.г.н}}, \quad (10.47)$$

$$Q_k = 25,69 + 1,1 \cdot 2,36 = 28,29 \text{ м}^3 / \text{с};$$

$$Q_{12-12'} = \sqrt{25,69 \cdot 28,29} = 26,96 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на отрезке 12'-13 вентиляционной фланговой выработки определим по формуле

$$Q_{12'-13} = Q_k + 1,1Q_{\text{под.г}}, \quad (10.48)$$

$$Q_{12'-13} = 28,29 + 1,1 \cdot 2,8 = 31,37 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на отрезке 13-14 коренного вентиляционного штрека $Q_{13-14} = Q_{12'-13} = 31,37 \text{ м}^3/\text{с}$, а на отрезке 14-15 определим по формуле (10.42)

$$Q_{14-15} = 31,37 + 1,1 \cdot 8,35 = 40,55 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расход воздуха на вентиляционном квершлага 15-16 рассчитаем по формуле

$$Q_{15-16} = 2Q_{14-15} + 1,1(Q_{\text{ут.з.у}} + 2Q_{\text{ПВ}} + Q_{\text{ног.г}} + 2Q_{\text{под.г}} + 2Q_{\text{ут.шл.№3,4}}), \quad (10.49)$$

$$Q_{15-16} = 2 \cdot 40,55 + 1,1(2,67 + 2 \cdot 6,4 + 0,5 \cdot 22,57 + 2 \cdot 2,8 + 2 \cdot 3,23) = 123,8 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Сравнение расходов воздуха на воздухоподающем и воздуховыдающем квершлагах показывает их примерное равенство с погрешностью менее 0,1%.

Расход воздуха в воздуховыдающем стволе определим по выражению (10.44)

$$Q_{16-17} = 123,8 + 1,1(1,75 + 1,4 + 1,33 + 1,55) = 130,43 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Проверка показывает, что расходы воздуха в воздухоподающем ($Q_{1-2} = 130,4 \text{ м}^3 / \text{с}$) и воздуховыдающем ($Q_{16-17} = 130,43 \text{ м}^3 / \text{с}$), примерно, одинаковы. Погрешность не превышает 0,1%. Это подтверждает правильность распределения воздуха по выработкам.

РАСЧЕТ МИНИМАЛЬНОЙ И МАКСИМАЛЬНОЙ ДЕПРЕССИИ ШАХТЫ, ПОДАЧИ ВЕНТИЛЯТОРА ГЛАВНОГО ПРОВЕТРИВАНИЯ, ЕГО ВЫБОР ИЛИ ПРОВЕРКА ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НА ШАХТЕ

Цель проведения практического занятия – закрепление и углубление знаний, полученных студентами на лекции, умения использовать приобретенные знания для определения депрессии шахтной вентиляционной сети, депрессии и подачи воздуха вентилятором, выбирать новый вентилятор или проверять возможность дальнейшего использования установленного на шахте вентилятора главного проветривания.

Во время самостоятельной подготовки к практическому занятию студенты должны изучить материал лекции учебника [1] и нормативного документа [2] по теме практического занятия или методических пособий [8,9].

Преподаватель должен предварительно выборочно установить степень готовности студентов к выполнению практического занятия.

В результате проведения практического занятия студенты должны:

- знать методику расчета минимальной и максимальной депрессии;
- уметь производить расчеты депрессии определенных горных выработок и выработок расчетных поправок;
- уметь определять подачу воздуха вентилятором главного проветривания и выбирать его;
- уметь проверять возможность использования установленного на шахте вентилятора.

11.1 Теоретические положения.

За депрессию шахты (статическое давление вентилятора главного проветривания h_B , даПа) принимается максимальное значение из депрессий всех направлений $h_{н.макс}$, проходящих через очистные выработки, то есть $h_B = h_{н.макс}$.

В разделе 5 детально пояснены периоды работы шахты (применительно к разработанным схемам вентиляции) с минимальной и максимальной депрессией шахтной вентиляционной сети.

Депрессия шахтной вентиляционной сети по расчетному направлению определяется по формуле

$$h_B = h_n = h_{пв} + h_{KB} + h_K + h_{K.K}, \quad (11.1)$$

где $h_{пв}$ – депрессия подземных выработок направления, даПа; находится как сумма депрессий отдельных последовательно соединенных ветвей (выработок), входящих в направление, от устья воздухоподающего ствола до входа в канал вентиляционной установки;

$$h_{пв} = 1,1(h_{1-2} + h_{2-3} + h_{3-4} + \dots + h_{m-n}), \quad (11.2)$$

где 1,1 – коэффициент, учитывающий влияние местных сопротивлений в местах соединения выработок;

$h_{1-2}, h_{2-3}, h_{3-4}, \dots, h_{m-n}$ – депрессии отдельных выработок, входящих в направление, даПа;

h_{KB} – депрессия канала вентилятора главного проветривания, даПа; рассчитывается по выражению

$$h_{KB} = 0,1h_{пв}, \quad (11.3)$$

где $h_K, h_{K.K}$ – депрессия соответственно калорифера (воздухонагревателя) и канала воздухонагревательной установки, даПа; принимается ориентировочно $h_K + h_{K.K} = 25 \div 35$ даПа или рассчитывается с учетом рекомендаций [2].

Депрессия отдельной выработки (стволов, квершлагов, наклонных и горизонтальных выработок) рассчитывается по формуле

$$h = \frac{\alpha UL}{S^3} Q_p^2, \quad (11.4)$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления, даПа $с^2/м^2$; принимается по «Руководству...» [2] в зависимости от площади поперечного сечения выработки, типа и параметров крепи;

U – периметр выработки, м; рассчитывается для выработок по формуле (11.5)

$$U = \kappa_\phi \sqrt{S}, \quad (11.5)$$

где k_f – коэффициент формы поперечного сечения выработки; принимается для выработок круглого сечения равным 3,54; сводчатого – 3,85, трапециевидного – 4,16;

S – площадь поперечного сечения выработки в свету, m^2 ; принимается в соответствии с проектом;

Q_p – расчетный (с учетом коэффициента 1,1) расход воздуха в выработке, m^3/c .

Для выработок, оборудованных конвейерами, коэффициент аэродинамического сопротивления α_k определяется по формуле

$$\alpha_k = \alpha \frac{S^3}{S^3}, \quad (11.6)$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления выработки без конвейера, $даПа \cdot c^2/m^2$; $S_{ж}$ – сечение выработки в свету (без сечения конвейера), m^2 .

Депрессия лавы подсчитывается по формуле

$$h_{оч} = R_{оч} Q_{p.оч}^2, \quad (11.7)$$

где $R_{оч}$ – общее аэродинамическое сопротивление очистной выработки, $даПа \cdot c^2/m^6$.

Для лав с механизированной крепью величина аэродинамического сопротивления определяется по формуле

$$R_{оч} = 0,01 r_{100} l_{оч.p} + \frac{0,0612(\xi_{вх} + \xi_{вых})}{S_{оч}^2}, \quad (11.8)$$

где r_{100} – удельное аэродинамическое сопротивление (при длине 100м) лавы с механизированной крепью, $даПа \cdot c^2/m^7$; принимается по рекомендациям [2.8] в зависимости от типа крепи и вынимаемой мощности пласта с породными прослойками;

$l_{оч}$ – длина очистной выработки, м;

$\xi_{вх}$, $\xi_{вых}$ – коэффициенты местного сопротивления входа и выхода лавы; определяются по рекомендациям «Руководство...» [2] в зависимости от вида местного сопротивления и соотношения сечения лавы и участковой выработки у входа в лаву или на выходе из лавы;

$S_{оч}$ – площадь поперечного сечения лавы, свободная для прохода воздуха, m^2 ; при механизированной крепи зависит от типа крепи и вынимаемой мощности пласта с породными прослойками; принимается по рекомендациям [2].

Для лав с индивидуальной крепью общее аэродинамическое сопротивление определяется по формуле

$$R_{оч} = \frac{0,0142l_{оч.р} + 0,0612(\xi_{ex} + \xi_{вх})}{S_{оч}^2}, \quad (11.9)$$

Расчет величин $\Sigma h_{i,max}$ и $\Sigma h_{i,min}$ по формуле (11.2) лучше представлять в отдельных таблицах, форма которых одинакова и представлена ниже в табл. 11.1 и 11.2.

Расчет скорости движения воздуха в выработке V (м/с) производится по выражению

$$V = QIS, \quad (11.10)$$

Полученная средняя скорость движения воздуха сверяется с предельно допустимыми Правилами безопасности значением. Если $V > V_{доп}$, то необходимо увеличить сечение выработки.

В соответствии с нормативным документом [2] максимальная статическая депрессия сети, на которую работает вентилятор (депрессия шахты), как правило, ограничивается величиной 300даПа; для шахт сверхкатегорийных и опасных по внезапным выбросам, а также шахт производственной мощностью 4000т в сутки и более, допускается до 450даПа.

На действующих шахтах при доработке запасов последних горизонтов сроком 15-20 лет и глубине более 700м, для шахт, разрабатывающих пласты угля, не склонные к самовозгоранию, допускается максимальная статическая депрессия до 800даПа.

Величина h_b по струе с максимальной депрессией не должна превышать указанные выше пределы депрессии шахты. Допустимая расчетная депрессия подземных выработок определяется по формуле

$$h'_{ПВ} = h_B - h_{KB} - h_K - h_{к.к}, \quad (11.11)$$

Если расчетная депрессия подземных выработок превышает допустимую величину, то для ее снижения в первую очередь необходимо увеличивать сечение выработок.

При принятии величины общешахтной депрессии более 450даПа необходимо предусмотреть подачу воздуха на выемочные участки по двум выработкам (схемы проветривания выемочных участков с обособленным разбавлением вредностей) и применение в выработках, соединяющих свежую и исходную струи, автоматических шлюзовых устройств [2].

Подача вентиляционной установки (Q_B , м³/с), если утечки воздуха определяются по нормам [2], рассчитывается по формуле

$$Q_B = Q_{ст} + \sum Q_{ут.вн}, \quad (11.12)$$

где $Q_{ст}$ – расход воздуха в вентиляционном стволе, м³/с;

$\Sigma Q_{\text{ут.вн}}$ – утечки воздуха через надшахтное здание вентиляционного ствола и канал вентилятора, $\text{м}^3/\text{с}$.

Величина внешних утечек воздуха определяется по формуле

$$\Sigma Q_{\text{ут.вн}} = Q_{\text{ут.н.зд}} + Q_{\text{ут.к.в}}, \quad (11.13)$$

где $Q_{\text{ут.н.зд}}$, $Q_{\text{ут.к.в}}$ – соответственно утечки воздуха через поверхность надшахтного здания у устья вентиляционного ствола и через вентиляционный канал.

Каждое слагаемое внешних утечек воздуха определяется по выражению

$$Q_{\text{ут.вн}} = Q_{\text{ут.н}} \sqrt{\frac{h}{200}}, \quad (11.14)$$

где $Q_{\text{ут.н}}$ – норма утечек воздуха через надшахтное здание, вентиляционный канал при депрессии $h_{\text{н}} = 200 \text{ даПа}$;

h – расчетная или фактическая депрессия шахты, даПа.

Норма утечек воздуха через надшахтное здание вентиляционного ствола принимается по рекомендации [2] в зависимости от типа ствола и площади наружных стен и перекрытий надшахтного здания, включая копер. Норма утечек воздуха через вентиляционный канал зависит от площади поперечного сечения вентиляционного канала [2].

Если утечки воздуха учитываются коэффициентом внешних утечек, то

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{ст}} K_{\text{ут.вн}}, \quad (11.15)$$

где $K_{\text{ут.вн}}$ – коэффициент внешних утечек воздуха; принимается по рекомендациям [2] в зависимости от назначения вентиляционного ствола и расхода воздуха, проходящего по стволу.

Для ориентировочного определения подачи вентиляционной установки значение коэффициента $K_{\text{ут.вн}}$ принимается: для случаев установки вентиляторов у устья скипового ствола – 1,25; на стволах и шурфах, не используемых для подъема – 1,1; на шурфах, используемых для подъема и спуска материалов – 1,3.

Подача вентиляционной установки с учетом резерва определяется по формуле

$$Q_{\text{в.р}} = 1,14 Q_{\text{в}}, \quad (11.16)$$

Выбор вентилятора осуществляется по сводному графику рабочих областей вентиляторов [2] и рассчитанным параметрам режима его работы ($Q_{\text{в.мин}}$, $h_{\text{в.мин}}$, $Q_{\text{в.макс}}$, $h_{\text{в.макс}}$). При этом выбранный вентилятор должен охватывать рассчитанные минимальные и максимальные значения подачи и

депрессии. Кроме того выбранный вентилятор должен иметь резерв по подаче воздуха не менее 14%.

Для выбора вентилятора лучше использовать заводской паспорт, в котором приведены аэродинамические характеристики вентилятора при различных углах установки лопаток на рабочем колесе или направляющем аппарате, а также графики [2,9].

Для нахождения резерва вентилятора по подаче воздуха необходимо на график с аэродинамическими характеристиками вентилятора нанести аэродинамическую характеристику шахтной вентиляционной сети. Для этого сначала надо определить расчетное аэродинамическое сопротивление шахтной вентиляционной сети $R_{ШВС\max}$ (даПа с²/м⁶) по формуле

$$R_{ШВС\max} = \frac{h_{B.\max}}{Q_{B.\max}^2}, \quad (11.17)$$

Затем, задаваясь постоянным значением $R_{ШВС\max}$ и подачей вентилятора Q_{Bi} , определить соответствующие им значения депрессии вентилятора h_{Bi} по формуле

$$h_{Bi} = R_{ШВС\max} Q_{Bi}^2, \quad (11.18)$$

полученные точки с координатами Q_{Bi} и h_{Bi} наносят на график аэродинамических характеристик вентилятора и проводят через них кривую. Эта кривая является аэродинамической характеристикой шахтной вентиляционной сети при $h_{B\max}$ и $Q_{B\max}$.

Координаты точки пересечения аэродинамической характеристики шахтной вентиляционной сети и крайней (справа) аэродинамической характеристики вентилятора есть параметры подачи и депрессии с учетом резерва. Резерв подачи вентилятора должен быть не менее 14%, то есть

$$\frac{Q_{B.p} - Q_B}{Q_B} 100 \geq 14\%, \quad (11.19)$$

Если расчеты производятся для условий действующей шахты, на которой уже установлен вентилятор, то необходимо проверить возможность обеспечения им расчетных параметров ($Q_{B.\min}$, $h_{B.\min}$, $Q_{B.\max}$, $h_{B.\max}$) и наличие достаточного резерва по подаче воздуха.

В случае, если в условиях действующей шахты физическое состояние вентилятора неудовлетворительной (имеется заключение специализированной наладочной организации) или срок работы вентилятора на сеть превышает 20-25 лет необходимо заменить вентилятор главного проветривания. Если установленный на шахте вентилятор, пригодный к эксплуатации, не может обеспечить максимальных значений расчетных параметров с учетом резерва, необходимо разработать мероприятия по

снижению аэродинамического сопротивления шахтной вентиляционной сети или снижению интенсивности газовыделения на выемочных участках. Это позволит снизить депрессию и увеличить подачу воздуха вентилятором главного проветривания.

После окончания расчета параметров Q_B и h_B определяют значение показателя $n_{уд}$, характеризующего трудность проветривания шахты по формуле

$$n_{уд} = \frac{\sum Q_B h_B}{100(\sum Q_{уч} + \sum Q_{ПВ} + \sum Q_{пог.в} + \sum Q_r)}, \quad (11.20)$$

где $n_{уд}$ – удельная мощность, затрачиваемая на подачу $1\text{ м}^3/\text{с}$ полезно используемого воздуха, кВт с/м³;

$\sum Q_{уч}$, $\sum Q_{ПВ}$, $\sum Q_{пог.в}$, $\sum Q_{под.в}$, $\sum Q_k$ – суммарный расход воздуха для обособленного проветривания выемочных участков, проходимых тупиковых выработок, погашаемых участков, поддерживаемых вспомогательных выработок и камер, м³/мин.

Если $n_{уд} > 5\text{ кВт с/м}^3$ необходимы мероприятия по уменьшению трудности проветривания шахты (снижению показателя $n_{уд}$) путем уменьшения утечек воздуха (подземных и внешних), аэродинамического сопротивления шахтной вентиляционной сети и расходов воздуха для проветривания путем снижения интенсивности газовыделения.

11.2 Расчет минимальной и максимальной депрессии и подачи вентилятора для схемы вентиляции шахты с применением схемы проветривания типа 1-М-Н. Выбор ВГП.

В соответствии в изложенной выше методикой, полученными в п.п. 10.2 и 10.3 расходами воздуха по расчетным участкам на схемах вентиляции (рис. 9.1 и 9.2), с учетом принятых исходных данных и рекомендаций «Руководства...» [2] произведен расчет величин минимальной $\sum h_{imin}$ и максимальной $\sum h_{imax}$ депрессий последовательно соединенных горных выработок по расчетным маршрутам.

Коэффициенты аэродинамического сопротивления для выработок в зависимости от типа крепи, величины сечения выработки приняты по Приложению 6 «Руководства...» [2].

Для конвейерных выработок коэффициент аэродинамического сопротивления α_k рассчитывался по формуле (11.6) при этом учитывалась загроможденность сечения выработки конвейером (величина $S_{ж} = S - S_k$ где $S_k = 1\text{ м}^2$ – сечение конструкции конвейера с ископаемым).

Коэффициенты α_k определялись для участкового воздухоподающего штрека (9-10), конвейерного уклона (14-15) и вентиляционного квершлага (15-16). Все эти выработки оборудованы ленточными конвейерами.

$$\alpha_{k(14-15)} = 0,0020 \frac{16,4^3}{15,4^3} = 0,0024 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^2;$$

$$\alpha_{k(15-16)} = 0,0004 \frac{24^3}{23^3} = 0,00045 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^2;$$

$$\alpha_{k(9-10)} = 0,0021 \frac{11,2^3}{10,2^3} = 0,002785 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^2.$$

Для определения аэродинамического сопротивления и депрессии очистной выработки были приняты следующие значения исходных величин по рекомендациям «Руководства...» [2]:

- удельное сопротивление стометрового участка очистной выработки при механизированной крепи КМ 137 $r_{100} = 0,039 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^2$;
- коэффициент местного сопротивления входа воздуха в лаву $\xi_{\text{ВХ}} = 10$, применительно к обратному порядку отработки, с погашением штреков за лавой и управлением кровлей полным обрушением;
- коэффициент местного сопротивления выхода воздуха из лавы $\xi_{\text{ВЫХ}} = 14$ применительно к обратному порядку отработки, с погашением штреков за лавой и управлением кровлей полным обрушением

$$R_{\text{оч}} = 0,01 \cdot 0,039 \cdot 180 + \frac{0,0612(10+14)}{3,44^2} = 0,19436 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6;$$

$$h_{\text{оч. min}} = 0,19436 \cdot 11,71^2 = 26,65 \text{ даПа}$$

$$h_{\text{оч. max}} = 0,19436 \cdot 13,57^2 = 35,79 \text{ даПа}$$

В результате расчета получены (таблицы 11.1 и 11.2) следующие значения суммарной депрессии последовательно соединенных выработок по расчетным маршрутам (1-17);

- для схемы с минимальной депрессией $\Sigma h_i = 119,73 \text{ даПа}$;
- для схемы с максимальной депрессией $\Sigma h_i = 272,6 \text{ даПа}$

Далее рассчитываем значения параметров $h_{\text{ПВ}}$, $h_{\text{КВ}}$, соответственно по формулам (11.2) и (11.3)

- для схемы с минимальной депрессией

$$h_{\text{ПВ}} = 1,1 \cdot 119,73 = 131,7 \text{ даПа};$$

$$h_{KB} = 0,11 \cdot 131,7 = 14,49 \text{ даПа};$$

- для схемы с максимальной депрессией

$$h_{ПВ} = 1,1 \cdot 272,6 = 299,86 \text{ даПа};$$

$$h_{KB} = 0,11 \cdot 299,86 = 32,98 \text{ даПа};$$

Значения суммы депрессий калорифера и канала калорифера принимаем ориентировочно $h_K + h_{K.K} = 25 \text{ даПа}$

После этого рассчитываем по формуле (11.1) значения минимальной и максимальной депрессии

$$h_{B.min} = h_{H.min} = 131,7 + 14,49 + 25 = 171,2 \text{ даПа};$$

$$h_{B.max} = h_{H.max} = 299,86 + 32,98 + 25 = 357,9 \text{ даПа}$$

Подачу вентилятора для минимальной ($Q_{B.min}$, м³/с) и максимальной ($Q_{B.max}$, м³/с) депрессии шахтной вентиляционной сети определяем по формуле (11.5) при значении коэффициента $k_{УТ.ВН} = 1,25$ для скипового ствола [2]

$$Q_{B.min} = 112,68 \cdot 1,2525 = 140,85 \text{ м}^3 / \text{с} = 8451 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

$$Q_{B.max} = 143,94 \cdot 1,25 = 179,92 \text{ м}^3 / \text{с} = 10795 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Выбор вентилятора главного проветривания производим по сводному графику рабочих областей вентиляторов [2]. Параметры $Q_{B.min} = 140,85 \text{ м}^3 / \text{с}$, $h_{B.min} = 171,2 \text{ даПа}$ и $Q_{B.max} = 179,92 \text{ м}^3 / \text{с}$, $h_{B.max} = 357,9 \text{ даПа}$ с высоким КПД обеспечивает ВЦД-32М (рис. 11.1).

Для определения резерва выбранного вентилятора по подаче (при максимальной депрессии) построим аэродинамическую характеристику шахтной вентиляционной сети. Для этого сначала определим аэродинамическое сопротивление шахтной вентиляционной сети (для периода максимальной депрессии) по выражению (11.17)

$$R_{ШВС \max} = \frac{357,9}{179,92^2} = 0,01106 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6$$

Таблица 11.1 – Исходные данные и результаты расчета Σh , при минимальной депрессии

Наименование выработки	Участок по схеме	Тип крепн	α , даПа с ² /м ²	S , м ²	U , м	L , м	Q , м ³ /с	Q^2	h , даПа	V , м/с	$V_{\text{доп}}$ м/с
Клетевой ствол	1-2	бетон	0,00301	28,26	18,84	600	112,68	12696,78	19,14	3,99	8
Околоствольный	2-3	АН	0,002	16,4	15,59	100	55,61	3092,47	2,19	3,39	8

двор											
Воздухоподающий квершлаг	3-4	бетон	0,0004	18	16,33	100	106,05	11246,6	1,26	5,89	8
Коренной штрек	4-5	АП	0,0021	12,7	13,72	50	53,02	2811,12	1,88	4,17	8
Заезд	5-6	АП	0,0021	12,7	13,72	50	49,94	2494	1,75	3,93	8
Уклон	6-7	АП	0,0021	12,7	13,72	30	40,76	1661,38	0,7	3,21	8
Уклон	7-8	АП	0,0021	12,7	13,72	180	34,15	1166,22	2,95	2,69	8
Заезд	8-9	АП	0,0021	11,2	12,88	50	20,97	439,774	0,42	1,87	6
Воздухоподающий штрек	9-10	АП	0,00278	11,2	12,88	50	19,5	380,25	0,48	1,74	6
Очистная выработка	10-11	КМ137	$R_{оч} = 0,19436$		даПа $\frac{с^2}{м^6}$	180	11,71	137,12	26,65	3,4	4
Вентиляционный штрек	11-12	АП	0,0021	11,2	12,88	50	11,71	137,12	1,32	1,04	6
Вентиляционный штрек	12-13	АП	0,0021	11,2	12,88	30	15,26	232,87	1,34	1,36	6
Заезд	13-14	АП	0,0021	11,2	12,88	50	30,52	931,47	0,9	2,73	6
Конвейерный уклон	14-15	АП	0,0024	16,4	15,59	50	87,49	6640,62	2,82	4,97	8
Вентиляционный квершлаг	15-16	бетон	0,00045	18	16,33	100	106,02	11240,24	1,42	5,89	8
Скиповой ствол	16-17	бетон	0,00278	19,62	15,71	600	112,65	12690,02	54,51	5,74	12

$\Sigma h_i = 119,73 \text{ даПа}$

Таблица 11.2 – Исходные данные и результаты расчета Σh_i при максимальной депрессии

Наименование выработки	Участок по схеме	Тип крепн	α , даПа $\frac{с^2}{м^2}$	S_2 , $м^2$	U, м	L, м	Q , $м^3/с$	Q^2	h, даПа	V, м/с	$V_{доп}$ м/с
1	2	3	4	5	7	8	9	10	11	12	13
Клетевой ствол	1-2	бетон	0,00235	28,26	18,84	600	143,94	20718,72	24,39	5,09	8
Околоствольный двор	2-3	АН	0,002	16,4	15,59	100	71,24	5075,14	3,59	4,34	8
Воздухоподающий квершлаг	3-4	бетон	0,0004	18	16,33	100	137,31	18854,04	2,11	7,63	8
Коренной штрек	4-5	АП	0,0021	12,7	13,72	50	68,66	4712,2	3,32	5,41	8
Заезд	5-6	АП	0,0021	12,7	13,72	50	65,58	4300,74	3,02	5,16	8
Уклон	6-7	АП	0,0021	12,7	13,72	750	55,11	3037,11	32,04	4,34	8
Уклон	7-8	АП	0,0021	12,7	13,72	180	46,2	2134,44	5,4	3,64	8
Заезд	8-9	АП	0,0021	11,2	12,88	50	24,06	578,88	0,56	2,15	6
Воздухоподающий штрек	9-10	АП	0,00278	11,2	12,88	2000	22,57	509,4	25,97	2,02	6
Очистная выработка	10-11	КМ137	$R_{оч} = 0,19436$		даПа $\frac{с^2}{м^6}$	180	13,57	184,14	35,79	3,94	4
Вентиляционный штрек	11-12	АП	0,0021	11,2	12,88	2000	13,57	184,14	7,09	1,21	6
1	2	3	4	5	7	8	9	10	11	12	13
Вентиляционный штрек	12-13	АП	0,0021	11,2	12,88	30	17,12	293,09	0,17	1,53	6
Заезд	13-14	АП	0,0021	11,2	12,88	50	34,24	1172,38	1,13	3,06	6
Конвейерный уклон	14-15	АП	0,0024	16,4	15,59	770	110,19	12141,84	79,3	6,72	8
Вентиляционный квершлаг	15-16	бетон	0,00045	18	16,33	100	137,35	18865,02	2,38	7,63	8
Скиповой ствол	16-17	бетон	0,00235	28,26	18,84	600	143,94	20718,72	24,39	5,09	12

$\Sigma h_i = 272,6 \text{ даПа}$

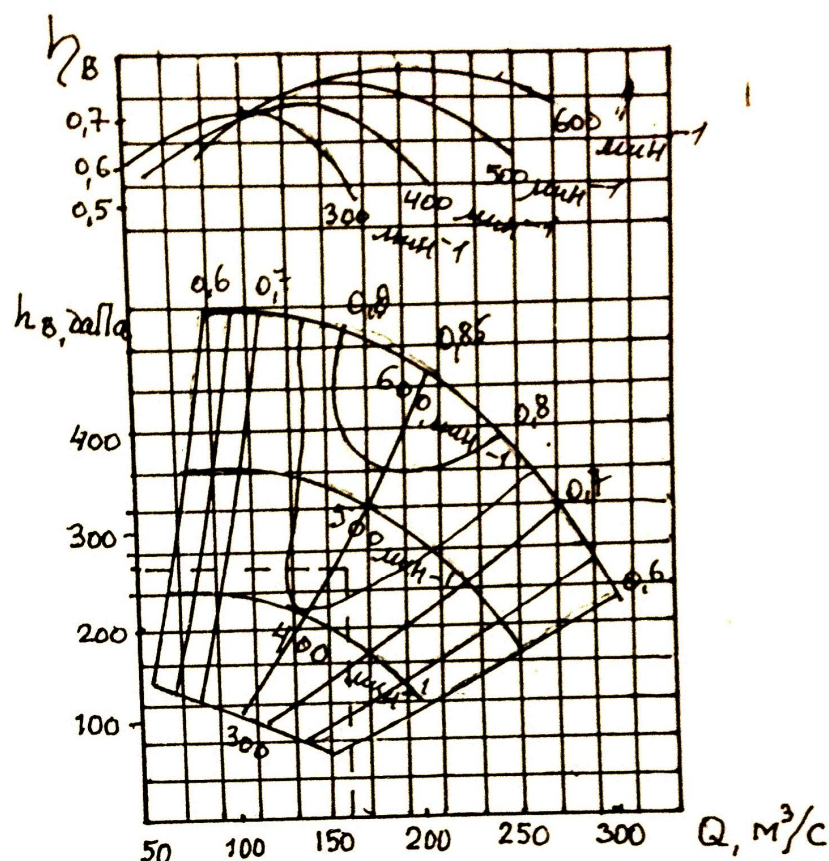


Рис. 11.1 – Аэродинамические характеристики вентилятора ВЦД-32М

$$R_{\text{ШВС min}} = \frac{171,2}{140,85^2} = 0,00863 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6.$$

Затем по выражению (11.18) рассчитаем значения депрессии вентилятора $h_{\text{Вi}}$ при различной его подаче $Q_{\text{Вi}}$ работающего на шахтную вентиляционную сеть с аэродинамическим сопротивлением $R_{\text{ШВС min}} = 0,00863 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6$ и $R_{\text{ШВС max}} = 0,01106 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6$. Результаты расчетов приведем в таблице 11.3 и 11.4.

Таблица 11.3 – Результаты расчета депрессии вентилятора при $R_{\text{ШВС min}}$

$Q_{\text{Вi}}, \text{ м}^3/\text{с}$	0	100	140,85	151,0
$h_{\text{Вi}}, \text{ даПа}$	0	86,3	171,2	197,0

Таблица 11.4 – Результаты расчета депрессии вентилятора при $R_{\text{ШВС max}}$

$Q_{\text{Вi}}, \text{ м}^3/\text{с}$	0	50	100	179,0	193,7
$h_{\text{Вi}}, \text{ даПа}$	0	27,65	110	357,9	415

По парным значениям $Q_{\text{Вi}}, h_{\text{Вi}}$ наносим точки на график рабочей области вентилятора ВЦД-32М и через них проводим плавную линию. Эти кривые являются аэродинамическими характеристиками шахтной вентиляционной сети на расчетные периоды (при минимальной и максимальной депрессии).

На пересечении аэродинамических характеристик шахтной вентиляционной сети с крайними (справа) кривыми аэродинамической характеристики вентилятора получим рабочие точки вентилятора с параметрами: $Q_{B.min} = 151 м^3 / с$, $h_{B.min} = 179 даПа$ и $Q_{B.max} = 206 м^3 / с$, $h_{B.max} = 469 даПа$.

Как видно из графика выбранный вентилятор ВЦД-32М имеет значительно больший, чем нормативный резерв по подаче воздуха ($\geq 14\%$), поэтому не определяем его значение.

Действительный режим работы вентилятора на шахтную вентиляционную сеть (например, в периоде максимальной депрессии) определим по координатам точки пересечения аэродинамической характеристике шахтной вентиляционной сети и ближайшей аэродинамической характеристикой вентилятора. При этом, если точка расчетного режима работы совпадает с аэродинамической характеристикой вентилятора, то координаты этой точки являются параметрами режима его работы (Q_B , h_B). Если точка расчетного режима находится слева от ближайшей справа аэродинамической характеристики вентилятора, то параметрами его рабочего режима будут координаты точки пересечения аэродинамических характеристик шахтной вентиляционной сети и вентилятора (Q_B , h_B).

Если расчет проветривания производится для действующей шахты, то необходимо проверить (при условии исправности установленного вентилятора, подтвержденной специализированной наладочной организацией) возможность обеспечения расчетных значений подачи воздуха и депрессии (Q_B , h_B).

В случае, если установленный на шахте вентилятор не обеспечивает расчетных значений подачи воздуха и депрессии, необходимо принять меры для снижения аэродинамического сопротивления шахтной вентиляционной сети (например, путем увеличения сечения выработок с наибольшей удельной депрессией погонного метра выработки или проведения дополнительных параллельных выработок для подачи свежей или исходящей струи воздуха). В случаях неисправности вентилятора или выработки установленного срока эксплуатации (25 лет) его необходимо заменить на новый, если срок доработки запасов составляет 20-25 лет. В случае исправности установленного на шахте вентилятора (при выработке срока эксплуатации) и нецелесообразности или невозможности проведения мероприятий по снижению аэродинамического сопротивления шахтной вентиляционной сети из-за малого срока доработки запасов (5-10 лет), необходимо принять меры к уменьшению утечек воздуха через подземные вентиляционные сооружения путем изоляции не подлежащих к использованию выработок и концентрации горных работ на пластах с достаточными запасами угля для обеспечения производственной мощности шахты. Если на действующей шахте применяется дегазация источников метановыделения, то путем повышения ее эффективности, возможно сокращение расхода воздуха для проветривания шахты, а, следовательно, подачи и депрессии вентилятора.

Для иных параметров Q_B , h_B выбор вентилятора главного проветривания шахты или проверка возможности использования установленного на шахте производится с учетом аэродинамических характеристик наиболее используемых вентиляторов, представленных в источниках [2,9].

11.3 Расчет минимальной и максимальной депрессии и подачи вентилятора главного проветривания для схемы вентиляции с применением схемы проветривания типа 3-В-Н. Выбор ВГП.

Аналогично рассчитаем величины минимальной и максимальной депрессий и подачи вентилятора при использовании схемы вентиляции шахты со схемой проветривания выемочных участков типа 3-В-Н-н-пт (рис. 9.3 и рис. 9.4).

С учетом результатов распределения воздуха (таблицы 11.5, 11.6) и расчета параметра Σh_i получим

$$h_{B.\min} = 1,1 \cdot 106,56 + 0,11 \cdot 1,1 \cdot 106,56 + 25 = 155,1 \text{ даПа}$$

$$Q_{B.\min} = 101,16 \cdot 1,25 = 126,45 \text{ м}^3 / \text{с}$$

$$h_{B.\max} = 1,1 \cdot 195,32 + 0,11 \cdot 1,1 \cdot 195,32 + 25 = 263,5 \text{ даПа}$$

$$Q_{B.\max} = 130,43 \cdot 1,25 = 163,04 \text{ м}^3 / \text{с}$$

Эти параметры обеспечивает с высокими значениями КПД вентилятор ВЦД-32М (рис. 11.1).

Для определения параметров (Q_B , h_B) режима работы вентилятора (так как параметры расчетных режимов находятся между кривыми аэродинамических характеристик вентилятора) построим аэродинамическую характеристику шахтной вентиляционной сети для условий сети с минимальной и максимальной депрессией вентилятора.

Сначала определим расчетные значения аэродинамических сопротивлений сети для легкого периода проветривания шахты по формуле (11.17)

$$R_{ШВС \min} = \frac{155,1}{126,45^2} = 0,0097 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6;$$

$$R_{ШВС \max} = \frac{263,5}{163,04^2} = 0,0099 \text{ даПа} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^6.$$

Для построения аэродинамических характеристик шахтной вентиляционной сети в условиях легкого периодов проветривания произведем расчет по выражению (11.18). Результаты сведем в таблицы 11.7 и 11.8

Таблица 11.7 – Результаты расчета депрессии вентилятора при $R_{ШВС \min}$

$Q_{B,i}, \text{м}^3/\text{с}$	126,45	130	135	154,6
$h_{B,i}, \text{даПа}$	155,1	163,9	176,8	205,6

Таблица 11.8 – Результаты расчета депрессии вентилятора при $R_{ШВС \max}$

$Q_{B,i}, \text{м}^3/\text{с}$	163,04	170	180	185
$h_{B,i}, \text{даПа}$	263,49	286,11	320,76	338,83

По полученным парным значениям $Q_{B,i}$ и $h_{B,i}$, нанесенным на график (рис.11.1), проведем отрезки аэродинамических характеристик шахтной вентиляционной сети для периодов легкого и трудного проветривания шахты до пересечения с ближайшей правой аэродинамической характеристикой вентилятора. При этом получим следующие параметры рабочих режимов вентилятора в легкий и трудный периоды проветривания шахты:

$Q_{B.p.\min} = 143,5 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{B.p.\min} = 199,7 \text{ даПа}$ и $Q_{B.p.\max} = 180 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{B.p.\max} = 321 \text{ даПа}$. Режимы работы вентилятора при оборотах рабочего колеса соответственно 400 и 500 – мин.

Как видно из графика, резерв вентилятора по подаче воздуха значительно (более чем на 14% по нормативам) превышает расчетные значения подачи. В связи с этим считаем, что выбранный вентилятор с КПД $0,74=\eta=0,78$, обеспечит проветривание шахты в легкий и трудный периоды.

Таблица 11.5 – Исходные данные и результаты расчета параметра $\Sigma h_{i \min}$

Наименование выработки	Участок по схеме	Тип крепн	α , даПа $\text{с}^2/\text{м}^2$	S , м^2	U , м	L , м	Q , $\text{м}^3/\text{с}$	Q^2	h , даПа	V , м/с	$V_{\text{доп}}$ м/с
1	2	3	4	5	7	8	9	10	11	12	13
Клетевой ствол	1-2	бетон	0,00301	28,26	18,84	600	101,14	10229,3	15,42	3,58	8
Околоствольный двор	2-3	АП	0,002	16,4	15,59	100	49,84	2484,02	1,76	3,04	8
Воздухоподающий квершлаг	3-4	бетон	0,0004	18	16,33	100	94,51	8932,14	1	5,25	8
Коренной штрек	4-5	АП	0,0021	12,7	13,72	50	47,26	2233,51	15,71	3,72	8
Заезд	5-6	АП	0,0021	12,7	13,72	50	44,18	1951,87	1,37	3,48	8
Уклон	6-7	АП	0,0021	12,7	13,72	30	35	1225	0,52	2,76	8
Заезд	7-8	АП	0,0021	11,2	12,78	50	13,67	186,87	0,18	1,22	6
Воздухоподающий штрек	8-9	АП	0,0021	11,2	12,78	1950	13,67	186,87	7,02	1,22	6
1	2	3	4	5	7	8	9	10	11	12	13
Очистная выработка	9-10	КМ137	$R_{oc} = 0,13743$		даПа $\text{с}^2/\text{м}^6$	180	7,56	57,15	7,85	2,2	4
Вентиляционный штрек	10-11	АП	0,0021	11,2	12,78	50	17,1	292,41	0,28	1,53	6
Фланговый ходок	11-12	АП	0,0021	11,2	12,78	180	19,49	376,86	1,32	1,74	6
Фланговый ходок	12-12	АП	0,0021	11,2	12,78	20	20,35	414,12	0,16	1,82	6
Фланговый ходок	12-13	АП	0,0021	11,2	12,78	30	23,43	548,96	0,32	2,09	6
Коренной штрек	13-14	АП	0,0021	12,7	13,72	2000	23,43	548,96	15,44	1,84	8
Коренной штрек	14-15	АП	0,0021	12,7	13,72	20	32,62	1064,06	0,45	2,57	8
Вентиляционный квершлаг	15-16	бетон	0,00045	18	16,33	100	94,53	8935,92	1,13	5,25	8
Скиповой ствол	16-17	бетон	0,00278	19,62	15,7	600	101,16	10233,3	36,63	5,16	12

$\Sigma h_{i \min} = 106,56 \text{ даПа}$

Таблица 11.6 – Исходные данные и результаты расчета параметра $\Sigma h_{i \max}$

Наименование выработки	Участок по схеме	Тип крепн	α , даПа с ² /м ²	S , м ²	U , м	L , м	Q , м ³ /с	Q^2	h , даПа	V , м/с	$V_{\text{доп}}$ м/с
1	2	3	4	5	7	8	9	10	11	12	13
Клетевой ствол	1-2	бетон	0,003	28,26	18,84	600	130,4	17004,16	25,64	4,52	8
Околоствольный двор	2-3	АП	0,002	16,4	15,59	100	64,47	4156,38	2,94	3,93	8
Воздухоподающий квершлаг	3-4	бетон	0,0004	18	16,33	100	123,77	15319,01	1,72	6,88	8
Коренной штрек	4-5	АП	0,0021	12,7	13,72	50	61,88	3829,13	2,69	4,87	8
Заезд	5-6	АП	0,0021	12,7	13,72	50	58,8	3457,44	2,43	4,63	8
Уклон	6-7	АП	0,0021	12,7	13,72	750	48,3	2332,89	24,61	3,8	8
Заезд	7-8	АП	0,0021	11,2	12,88	50	17,14	293,78	0,28	1,53	6
Воздухоподающий штрек	8-9	АП	0,0021	11,2	12,88	50	17,14	293,78	0,28	1,53	6
Очистная выработка	9-10	КМ137	$R_{oc} = 0,13743$		даПа с ² /м ⁶	180	9,6	92,16	12,67	2,79	4
Вентиляционный штрек	10-11	АП	0,0021	11,2	12,88	1950	21,77	473,93	17,79	1,94	6
Фланговый ходок	11-12	АП	0,0021	11,2	12,88	180	24,83	616,53	2,14	2,22	6
Фланговый ходок	12-12	АП	0,0021	11,2	12,88	740	26,96	726,84	10,36	2,41	6
Фланговый ходок	12-13	АП	0,0021	11,2	12,88	30	31,37	984,08	0,57	2,8	6
Коренной штрек	13-14	АП	0,0021	12,7	13,72	2000	31,37	984,08	27,68	2,47	8
Коренной штрек	14-15	АП	0,0021	12,7	13,72	30	40,55	1644,3	0,69	3,19	8
Вентиляционный квершлаг	15-16	бетон	0,0005	18	16,33	100	123,8	15326,44	1,93	6,88	8
Скиповой ствол	16-17	бетон	0,0029	19,62	15,7	600	130,43	17011,98	60,9	6,65	12

 $\Sigma h_{i \max} = 195,32 \text{ даПа}$

12. РАСЧЕТ ТЕМПЕРАТУРЫ ВОЗДУХА В ВЫРАБОТКАХ ГЛУБОКИХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Цель занятия – освоение студентами методики теплового расчета горной выработки глубокой шахты. Тепловые расчеты выработок применительно к глубоким шахтам необходимы для прогноза температуры воздуха и разработки мероприятий по нормализации тепловых условий в горных выработках.

При подготовке к практическому занятию студенты должны изучить и знать методику теплового расчета и необходимые для расчета исходные данные по конспекту лекций и нормативному документу.

Формулировка задачи и исходные данные

Рассчитать ожидаемую температуру воздуха в конце воздухоподающей наклонной выработки при следующих исходных данных:

- в выработке установлена маслостанция с мощностью электродвигателя 39,5кВт;
- угол наклона выработки 6 градусов;
- породы кровли – глинистые сланцы;

- породы почвы –песчанистые сланцы;
- мощность угольного пласта – 1,57м;
- маркшейдерская отметка устья выработки – $H_1=1007\text{м}$;
- маркшейдерская отметка конца выработки – $H_2=1057\text{м}$;
- длина выработки, м; $L=600\text{м}$;
- площадь поперечного сечения выработки, м^2 ; $S=8,2\text{м}^2$;
- периметр поперечного сечения выработки, закрепленной арочной крепью, м

$$U = K_{\phi} \sqrt{S} \quad (12.1)$$

здесь K_{ϕ} – коэффициент формы сечения;
для выработки с арочной крепью $K_{\phi}=3,8$

$$U = 3,8 \sqrt{8,5} = 11,1\text{м}$$

- эквивалентный радиус выработки, м;

$$R_o = \frac{2S}{U}; \quad (12.2)$$

$$R_o = \frac{2 \cdot 8,5}{11,1} = 1,53\text{м}$$

- барометрическое давление воздуха, Па;

$$P = P_o + 12H, \quad (12.3)$$

где P_o – барометрическое давление на поверхности шахты Па; $P_o = 98182\text{Па}$;
 H – глубина расположения пунктов выработки (начала и конца) от поверхности м; $H_1= 1007\text{м}$; $H_2 = 1057\text{м}$.

$$P_1 = 98182 + 12 \cdot 1007 = 110266 \text{ Па}$$

$$P_2 = 98182 + 12 \cdot 1057 = 110866 \text{ Па}$$

- скорость движения воздуха в выработке $V = 2\text{м/с}$
- теплофизические свойства окружающих выработку горных пород определяются с учетом величины периметров выработки, занимаемых породами и угольным пластом и теплофизическими свойствами пород кровли и почвы и угля в пласте как средневзвешенные по формулам;
- средневзвешенный коэффициент теплопроводности массива пород λ_{cp} , $\text{Вт}/(\text{м} \cdot ^\circ\text{C})$

$$\lambda_{cp} = \frac{\lambda_k U_k + \lambda_n U_n + \lambda_y U_y}{U_k + U_n + U_y}; \quad (12.4)$$

Средневзвешенный коэффициент температуропроводности горного массива a_{cp} , m^2/c

$$a_{cp} = \frac{a_{\lambda} U_{\kappa} + a_n U_{\pi} + a_y U_y}{U_{\kappa} U_{\pi} U_y} \quad (12.5)$$

где λ_{cp} , λ_{κ} , λ_{π} , λ_y – соответственно средневзвешенный коэффициент теплопроводности горного массива, окружающего выработку, пород кровли, почвы и угля в пласте, $Вт/(м \cdot ^\circ C)$

$$\lambda_{\kappa} = \lambda_{\pi} = 1,768 \text{ Вт}/(м \cdot ^\circ C);$$

$$\lambda_y = 0,292 \text{ Вт}/(м \cdot ^\circ C);$$

a_{cp} , a_{κ} , a_{π} , a_y – средневзвешенный коэффициент температуропроводности горного массива, окружающего выработку, пород кровли, почвы и угля в пласте, m^2/c [9]; $a_{\kappa} = a_{\pi} = 0,00293 m^2/c$; $a_y = 0,00074 m^2/c$;

U_{κ} , U_{π} , U_y – периметры пород кровли, почвы и угольного пласта в выработке, м; $U_{\kappa} = 3,98m$; $U_{\pi} = 3,98m$; $U_y = 3,14m$

Тогда

$$\lambda_{cp} = \frac{0,292 \cdot 3,14 + 1,768 \cdot 3,98 + 1,768 \cdot 3,98}{11,1} = 1,35 \text{ Вт}/(м \cdot ^\circ C)$$

$$a_{cp} = \frac{0,00074 \cdot 3,14 + 0,00293 \cdot 3,98 + 0,00293 \cdot 3,98}{11,1} = 0,0023 m^2 / c$$

Объемный расход воздуха в выработке $Q=17 m^3/c$.

Естественная температура горных пород в начале t_{n1} ($^\circ C$) выработки определяется по формуле

$$t_n = t_{3n} + \frac{H}{\Gamma_{cp}} \quad (12.6)$$

где t_{3n} – среднегодовая температура земной поверхности, $^\circ C$; $t_{3,n}=8,4$ $^\circ C$ [9];

H – глубина расположения выработки от поверхности шахты, м;

Γ_{cp} – геотермическая ступень, $m/^\circ C$; $\Gamma_{cp} = 34,1 m/^\circ C$ [9].

Тогда

$$t_{n1} = 8,4 + \frac{1007}{34,1} = 37,9^\circ C$$

$$t_{нч} = 8,4 + \frac{1057}{34,1} = 39,4^{\circ}\text{C}$$

Температура воздуха в начале выработки $t_1=24,1^{\circ}\text{C}$.

Относительную влажность воздуха принимаем согласно рекомендациям нормативного документа [6]:

в начале выработки по результатам измерений $\varphi_1 = 0,75$;

Расчетное время проветривания выработки принимается в соответствии с планом развития горных работ: продолжительность проветривания начала выработки $\tau_n = 6978\text{ч}$, а конца выработки $\tau_k = 4026\text{ч}$.

Тогда расчетное время охлаждения горных пород в выработке определим по формуле

$$\tau = \frac{\tau_n + \tau_k + 2\sqrt{\tau_n \tau_k}}{y} \quad (12.7)$$

$$\tau = \frac{6978 + 4026 + 2\sqrt{6978 \cdot 4026}}{4} = 5400\text{ч}$$

Плотность воздуха в выработке при среднем давлении воздуха $P_{cp} = 110588\text{Па}$ и относительной влажности $\varphi_{cp}=1,727$

$$\rho = 0,00348 \frac{P_{cp}}{273 + t_{cp}} \left(1 - 0,378 \frac{P_n \cdot \varphi_{cp}}{P_{cp}} \right) \quad (12.8)$$

где P_n – давление насыщенных водяных паров при средней температуре воздуха, Па; $P_n=3170\text{Па}$;

$$\rho = 0,00348 \frac{110588}{273 + 25} \left(1 - 0,378 \frac{3170 \cdot 0,727}{110588} \right) = 1,281\text{кг} / \text{м}^3$$

Тепловыделения в пункте размещения маслостанции при мощности электродвигателя $N_m=39,5\text{кВт}$, КПД двигателя $\eta_m=0,55$ определим по формуле

$$Q_{mc} = 1000 \cdot N_m \cdot K_{mc} (1 - \eta_{ог} \eta_m), \quad (12.9)$$

где K_{mc} – коэффициент загрузки одновременно работающих электродвигателей маслостанции во времени; так как маслостанция работает непрерывно и длительно, обслуживая мехкрепь лавы, то $K_{mc}=1$

Тогда

$$Q_{mc} = 1000 \cdot 39,5 \cdot 1 (1 - 0,9 \cdot 0,55) = 19948 \text{ Вт}$$

Коэффициент теплоотдачи от поверхности выработки к воздуху α (Вт/м² °С) при скорости воздуха $V = 2$ м/с, плотности воздуха $\rho_{cp} = 1,281$ кг/м³, периметре выработки $U = 11,1$ м, площади поперечного сечения $S = 8,5$ м² определим по формуле:

$$\alpha = 2,33 \cdot \varepsilon (\rho V)^{0,8} \left(\frac{U}{S} \right)^{0,2} \quad (12.10)$$

где ε – коэффициент шероховатости; принимаем $\varepsilon = 1,5$ согласно [12]

$$\alpha = 2,33 \cdot 1,5 (1,281 \cdot 2)^{0,8} \left(\frac{11,1}{8,5} \right)^{0,2} = 7,83 \text{ Вт/м}^2 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

11.2 Методика и результаты решения задачи

В процессе теплового расчета выработки студенты должны решить следующие вопросы.

1. Выбрать зависимость для расчета температуры воздуха в конце выработки.

Температура воздуха в конце наклонной выработки (при постоянном расходе воздуха) может быть определена по формуле

$$t_2 = t_1 B + \frac{1-B}{A + \Delta \phi B} \left[E + \Delta \phi B \varepsilon' + \frac{\sum Q_m}{G_{cp}} \pm L \sin \Psi (\delta T + 9,76 \cdot 10^{-3}) \right] \quad (12.11)$$

2. Вычислить параметры А, Б, В, Е, Т

Параметр А определим по формуле

$$A = \frac{\kappa_\tau UL}{G_{cp}} \quad (12.12)$$

где κ_τ – коэффициент нестационарного теплообмена, Вт/(м²·°С);

C_p – теплоемкость воздуха, 1005 Дж/(кг · °С).

G – массовый расход воздуха в выработке 21.777 кг/с.

Коэффициент нестационарного теплообмена определим по формуле

$$\kappa_\tau = \alpha \left[1 - \frac{Bi}{Bi'} f(z) \right] \quad (12.13)$$

где $Bi = \frac{\alpha R_o}{\lambda}$ - критерий Био

$$Bi = \frac{7,83 \cdot 1,53}{1,35} = 8,874; \quad Bi' = Bi + 0,375 = 9,249; \quad Z = Bi' \sqrt{F_o} \quad (12.14)$$

$$F_o = \frac{a\tau}{R_o^2} \quad (12.15)$$

$$F_o = \frac{0,0023 \cdot 5400}{1,53^2} = 5,306; \quad Z = 9,249 \sqrt{5,306} = 21,3$$

Величину $f(Z)$ определяем по выражению

$$f(Z) = \frac{1,001Z - 0,2575}{Z + 0,3406} \quad (12.16)$$

$$f(Z) = \frac{1,0011 \cdot 21,305 - 0,2575}{21,305 + 0,3406} = 0,973$$

Тогда

$$K_\tau = 7,83 \left(1 - \frac{8,874}{9,249} \cdot 0,973 \right) = 0,52 \text{ Вт/м}^2 \cdot ^\circ \text{C}$$

Параметр B определим по выражению

$$B = \frac{1542 - n'}{P_{cp} - P_n^{cp}} \quad (12.17)$$

где n' - коэффициент уравнение аппроксимации зависимости давления насыщения водяных паров в воздухе от температуры $n' = 1/425$ [9]

$$B = \frac{1542 - 1,425 \cdot 133,4}{110588 - 24,2 \cdot 133,4} = 2,73$$

Массовый расход воздуха в выработке G (кг/с) определим по выражению

$$G = Q \cdot \rho \quad (12.18); \quad G = 17 \cdot 1,281 = 21,777 \text{ кг/с}$$

Тогда

$$A = \frac{0,52 \cdot 11,1 \cdot 600}{21,777 \cdot 1005} = 0,1582$$

Комплекс Е определим по формуле

$$E = \frac{K_{\tau} UL}{G_{cp}} t_{\text{пер}} \quad (12.19)$$

$$E = \frac{0,52 \cdot 11,1 \cdot 600}{21,777 \cdot 1005} 38,6 = 6,11$$

Комплекс В рассчитаем по формуле

$$B = \left[\frac{1 + B \varphi_1}{1 + B \varphi_2} \right]^{\left(1 + \frac{A}{\Delta \varphi B} \right)} \quad (12.20)$$

$$B = \left[\frac{1 + 2,73 \cdot 0,75}{1 + 2,73 \cdot 0,705} \right]^{\left(1 + \frac{0,1582}{(-0,045) \cdot 2,73} \right)} = 0,9882$$

Комплекс Т определим по выражению

$$T = \frac{K_{\tau} UL [(A + \Delta \varphi) - (1 + B \varphi_1)(1 - B)]}{G_{cp} (A + 2 \Delta \varphi B)(1 - B)} \quad (12.21)$$

$$T = \frac{[(0,1582 - 0,045 \cdot 2,73) - (1 + 2,73 \cdot 0,75)(1 - 0,9882)]}{21,777 \cdot 1005 (0,1582 - 2 \cdot 0,045 \cdot 2,73)(1 - 0,9882)} = 0,0935$$

Тогда температура воздуха в конце выработки
будет

$$t_2 = 24,1 \cdot 0,9882 + \frac{1 - 0,9882}{0,1582 - 0,045 \cdot 2,73} \cdot \left[6,11 - 0,045 \cdot 2,73 \cdot 8,07 + \frac{19948}{21,777 \cdot 1005} + 600 \cdot 0,1045 (0,0293 \cdot 0,0935 + 0,00976) \right] = 26,1^{\circ}C$$

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Медведев И.И. Аэрология горных предприятий. – М.: «Недра», 1987.-421с.
2. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт НПАОТ 10.0-7.08-93 : утв. Гос. Ком. Украины по надзору за охраной труда 20.12.93 / редкол.: С. Я. Янко [и др.]. – Киев, 1994. – 311 с.
3. Правила безопасности в угольных шахтах [Электронный ресурс] : утв. Гос. Ком. горн. и техн. надзора ДНР, М-вом угля и энергетики ДНР 18.04.2016. – Режим доступа: <http://ed.donntu.org/books/17/cd6408.zip>. – Загл. с экрана.
4. Сборник инструкций к Правилам безопасности в угольных шахтах. Т. 1, Киев, 2003. – 479с.
5. Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемам дегазации. Минтопэнерго Украины. – К.: 2004. – 161с.
6. Прогнозирование и нормализация тепловых условий в угольных шахтах. – К.: Минэнергоуглепром Украины, 2011. – 184с.
7. Методические указания к изображению схем вентиляции угольных шахт. – Донецк.: ДонНТУ, 2013. – 17 с.
8. Методические указания к разработке проекта изолированного отвода метана с помощью газоотсасывающих вентиляторов (эжекторов) из выбранного пространства на выемочных участках угольных шахт. / сост. В.А. Стукало. Донецк: ДонНТУ, 2003. – 25с.
9. Аэрология горных предприятий. Сборник задач. / Б.И.Медведев, В.А. стукало, Н.С. Почтаренко и др. – К.:1992. – 258с.