

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ, МОЛОДЕЖИ И СПОРТА
УКРАИНЫ
ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
КАФЕДРА ОХРАНА ТРУДА И АЭРОЛОГИЯ

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

К ВЫПОЛНЕНИЮ РАЗДЕЛА
«ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ»
В ДИПЛОМНОМ ПРОЕКТЕ

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ, МОЛОДЕЖИ И СПОРТА
УКРАИНЫ
ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
КАФЕДРА ОХРАНА ТРУДА И АЭРОЛОГИЯ

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
К ВЫПОЛНЕНИЮ РАЗДЕЛА
«ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ»
В ДИПЛОМНОМ ПРОЕКТЕ

(для студентов горных специальностей)

Рассмотрено:
на заседании кафедры
«Охрана труда и аэрология»
Протокол № от 20.05.2013

Утверждено:
учебно-издательским
Советом ДонНТУ
Протокол № 5 от 28.11.2013г.

УДК 622.4 (07)

Методические указания к выполнению раздела «Проветривание шахт» в дипломном проекте (для студентов горных специальностей)/ Сост.: В.А. Стукало, - Донецк: ДонНТУ, 2013, с. 68.

Содержат структуру раздела «Проветривание шахт» дипломного проекта, рекомендации по анализу проветривания действующей шахты, состоянию выполнения требований пылегазового и теплового режимов, выбору исходных данных и расчету газообильности выемочных участков, лав, проходимых тупиковых выработок, максимально допустимой по газовому фактору нагрузки на очистной забой, мероприятий по борьбе с метаном, пылью, утечками воздуха, нормализации тепловых условий, выбору и обоснованию схем проветривания шахты, расчету расхода воздуха для проветривания и депрессии шахты, подачи воздуха вентилятором главного проветривания и порядок его выбора.

Составитель

В.А. Стукало, проф.

Отв.за выпуск

Ю.Ф. Булгаков, проф., д.т.н.

1 СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛА «ПРОВЕТРИВАНИЕ ШАХТЫ»

В разделе «Проветривание шахты» общей части дипломного проекта решаются следующие вопросы:

- анализ состояния проветривания и выполнения требований пылегазового и теплового режимов на действующей шахте;
- прогноз газообильности планируемых в проекте выемочных участков, очистных забоев и проводимых тупиковых выработок;
- расчет максимально допустимой по газовому фактору нагрузки на планируемые очистные забои;
- мероприятия по борьбе с метаном;
- выбор и обоснование схемы проветривания шахты;
- мероприятия по снижению утечек воздуха через вентиляционные сооружения;
- расчет расхода воздуха для проветривания шахты;
- расчет минимальной и максимальной депрессии шахты за период службы вентилятора;
- расчет подачи вентилятора главного проветривания шахты и его выбор.

2 АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ И ВЫПОЛНЕНИЯ ТРЕБОВАНИЙ ПЫЛЕГАЗОВОГО И ТЕПЛООВОГО РЕЖИМОВ НА ДЕЙСТВУЮЩЕЙ ШАХТЕ

Этот пункт раздела выполняется, если тема дипломного проекта посвящена доработке запасов шахтного поля, реконструкции действующей шахты или объединению действующих соседних шахт.

При анализе состояния проветривания действующей шахты указываются:

- применяемый способ проветривания шахты;
- используемая схема вентиляции шахты;
- фактическая подача воздуха в шахту и расчетный расход воздуха для ее проветривания;
- коэффициенты обеспеченности воздухом шахты, выемочных участков, лав, камер, проходимых тупиковых выработок, поддерживаемых вспомогательных выработок;
- аэродинамическая характеристика, фактическая подача воздуха, депрессия и КПД вентилятора (вентиляторов) главного проветривания; наличие резерва у каждого вентилятора по подаче воздуха и депрессии, год установки и физическое состояние;
- внутришахтные фактические и расчетные утечки воздуха и причины превышения нормативных значений; указать вентиляционные сооружения и

устройства, где утечки воздуха превышают нормативные величины, их количественные значения и причины;

внешние (фактические и расчетные) притечки (утечки) воздуха через надшахтные здания и каналы вентилятора (вентиляторов), причины превышения нормативных значений;

причины неудовлетворительного проветривания шахты;

наличие выработок с неудовлетворительным сечением и с превышением допустимых значений скорости движения воздуха; указать, в каких выработках имеется неудовлетворительное сечение и превышение скорости движения воздуха, их сечение в свету;

категория схемы проветривания действующей шахты по степени устойчивости, расходу воздуха и направлению его движения; указать очистные выработки, выемочные участки и тупиковые выработки (по расходу воздуха у всаса ВМП) с неустойчивым расходом воздуха и возможностью опрокидывания воздуха в диагоналях при нормальных или аварийных режимах проветривания;

указать номер группы шахты по состоянию проветривания и привести значения показателя $n_{уд}$, характеризующего трудность проветривания шахты.

При анализе выполнения требований пылегазового режима указываются:

относительная и абсолютная метанообильность (углекислотообильность) шахты; категория шахты по метану; опасность шахты по взрывам угольной пыли;

средние фактические абсолютные метановыделения в очистных выработках – аналогах, выемочных участках-аналогах;

наличие за последний год случаев загазирования горных выработок, взрывов метановоздушных смесей и их причины;

применяемые меры по снижению метановыделения от различных источников (разрабатываемого пласта, пластов-спутников, выработанного пространства) и их эффективность; причины низкой эффективности дегазации источников метановыделения;

наличие остановок забоев и выработок горнотехнической инспекцией и вентиляционным надзором за последний год из-за нарушения проветривания и пылегазового режима, их причины;

применяемые на шахте меры по локализации взрывов угольной пыли;

наличие забоев и выработок с постоянным нахождением людей в них и температурами воздуха, превышающими допустимые значения, перечень таких выработок и забоев. Значения температуры, влажности и скорости движения воздуха в них; применяемые меры на шахте по снижению температуры воздуха; их эффективность, причины низкой эффективности мероприятий.

В заключении в этом пункте указываются узкие места и нерешенные вопросы в области рудничной аэрологии на действующей шахте.

Объем материала в пояснительной записке по данному пункту не более 3-4 с.

3 ПРОГНОЗ ГАЗООБИЛЬНОСТИ ПЛАНИРУЕМЫХ В ПРОЕКТЕ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ, ОЧИСТНЫХ И ПРОВОДИМЫХ ТУПИКОВЫХ ВЫРАБОТОК

3.1 Исходные данные

Для расчета ожидаемых абсолютных метановыделений в проектируемые выемочный участок, очистную выработку и проходимую тупиковую выработку необходимы следующие основные исходные данные, собранные на действующей шахте: средние фактические абсолютные метановыделения в очистную выработку-аналог $I_{\text{уч.ф}}$ (м³/мин) за три месяца, предшествующие расчету; фактическая длина очистной выработки-аналога $l_{\text{оч}}$ (м); средняя добыча угля, при которой определялось фактическое метановыделение, т/сут; система разработки на выемочном участке-аналоге и схема проветривания; метаноносность пласта на глубине разработки для выемочного участка-аналога $X_{\text{гр}}$ (м³/т с.б.м.); природная зольность пласта A_3 (%); природная влажность пласта W (%); выход летучих веществ V^{daf} (%); природная метаноносность пласта у нижней технической границы шахтного поля $X_{\text{гр}}$ (м³/т с.б.м.); полная мощность угольных пачек пласта $m_{\text{пл}}$ (м); плотность угля ρ_y (т/м³); глубина залегания верхней границы метановой зоны H_0 (м); угол падения пласта $\alpha_{\text{пл}}$ (град); глубина расположения выемочного участка-аналога H (м).

3.2 Определение ожидаемого метановыделения в очистной выработке и на выемочном участке

Расчет ожидаемого среднего метановыделения в очистную выработку $I_{\text{оч.р}}$ (м³/мин) при известном фактическом газовыделении производится по выражению (3.1) [1]

$$I_{\text{оч.р}} = I_{\text{оч.ф}} \left(\frac{I_{\text{о+р}}}{I_{\text{о+}}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_{\text{р}}}{A} \right)^{0,6} \kappa_{\text{с.р}} \cdot \kappa_{\text{г.р}} \quad (3.1)$$

где $I_{\text{оч.ф}}$ - среднее фактическое метановыделение в очистную выработку-аналог, м³/мин;

$I_{оч.р}$ - длина очистной выработки, для которой рассчитывается ожидаемое метановыделение, м;

$I_{оч}$ - длина очистной выработки, для которой определено фактическое метановыделение, $I_{оч.ф}$, м;

A_p - планируемая добыча угля, т/сут;

A - средняя добыча угля, при которой определялось фактическое метановыделение $I_{оч.ф}$, т/сут;

$\kappa_{с.р}$ - коэффициент, учитывающий изменение системы разработки;

$\kappa_{г.р}$ - коэффициент, учитывающий изменение метанообильности выработок с глубиной : при ведении работ на глубинах до 300 м ниже верхней границы метановой зоны принимается равным 1 при разности глубин разработки до 20 м, а при большей разности глубин определяется по формуле (3.2); при ведении работ на глубинах 300 м и ниже верхней границы метановой зоны принимается равным 1 при разности глубин разработки до 50 м, а при большей – определяется по формуле (3.2).

При отработке тонких крутых пластов щитовыми агрегатами принимается, что $I_{оч} = I_{пол}$.

Величина коэффициента $\kappa_{г.р}$ определяется по формуле

$$\kappa_{г.р} = \frac{X_p - X_{о.г}}{X_r - X_{о.г}} \quad (3.2)$$

где X_p - природная метаноносность пласта на планируемой глубине разработки, м³/т с.б.м;

$X_{о.г}$ - остаточная метаноносность угля, м³/т с.б.м;

X_r - природная метаноносность пласта на глубине, для которой определено фактическое метановыделение, м³/т с.б.м.

Значения величин X_p и X_r принимаются по данным геологоразведочных работ, значение $X_{о.г}$ - по табл. 3.1.

Таблица 3.1 Остаточная метаноносность углей

Выход летучих веществ, %	2-8	8-12	12-18	18-26	26-35	35-42	42-50
Остаточная метаноносность углей $X_{о.г}$, м ³ /т с.б.м	12,1-5,3	5,3-4,1	4,1-3,2	3,2-2,6	2,6-2,2	2,2-1,9	1,9-1,7

Расчет ожидаемого среднего метановыделения в выработки выемочного участка по известному фактическому метановыделению производится по формуле

$$\bar{I}_{уч.р} = \bar{I}_{уч.ф} \left(\frac{I_{оч.р}}{I_{оч.}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_p}{A} \right)^{0,6} \kappa_{ср} \cdot \kappa_{с.р} \quad (3.3)$$

где $I_{уч.ф}$ - среднее абсолютное фактическое метановыделение на выемочном участке-аналоге, м³/мин.

Величину коэффициента $\kappa_{ср}$ принимают равным единице, если система разработки не изменяется; в иных случаях значение коэффициента $\kappa_{ср}$ рассчитывается по выражениям [9].

при использовании в формулах (3.1) и (3.14) величины $I_{оч.ф}$

$$\kappa_{с.р} = \left[\kappa_1 \frac{\kappa_{нл.р} (1 - \kappa_{д.н.р})}{\kappa_{нл} (1 - \kappa_{д.н})} + \kappa_2 \kappa_{вн.р} \frac{(1 - \kappa_{д.с.р})}{1 - \kappa_{д.с}} \right] / (\kappa_1 + \kappa_2 \kappa_{вл}) \quad (3.4)$$

при использовании в формулах (3.1) и (3.14) величины $I_{уч.ф}$

$$\kappa_{с.р} = \kappa_1 \frac{\kappa_{нл.р} (1 - \kappa_{д.н.р})}{\kappa_{нл} (1 - \kappa_{д.н})} + \frac{(1 - \kappa_{д.с.р})}{1 - \kappa_{д.с}} \quad (3.5)$$

где κ_1 - доля метановыделения из разрабатываемого пласта в метановыделении на выемочном участке-аналоге, доли ед.; определяется по данным газовых съемок;

κ_2 - доля метановыделения из выработанного пространства в метановыделении на выемочном участке-аналоге, доли ед.; определяется по данным газовых съемок;

$\kappa_{нл}$ $\kappa_{нл.р}$ - коэффициенты, учитывающие влияние системы разработки на метановыделение из разрабатываемого пласта, соответственно для очистной выработки-аналога (выемочного участка-аналога) и для планируемой очистной выработки (выемочного участка);

$\kappa_{д.п}$ $\kappa_{д.п.р}$ - коэффициенты эффективности дегазации разрабатываемого пласта соответственно для лавы-аналога (участка-аналога) и для планируемой лавы (выемочного участка), доли ед.; принимаются по рекомендациям «Дегазация угольных шахт» [4] или таблице 3.2;

$\kappa_{д.с}$ $\kappa_{д.с.р}$ - коэффициенты эффективности дегазации смежных пластов-спутников (выработанного пространства) соответственно в условиях лавы-аналога (выемочного участка-аналога) и применительно к планируемой лаве (выемочному участку), доли ед.; принимаются по [4] или таблице 3.2;

$\kappa_{в.п}$ $\kappa_{в.п.р}$ - коэффициенты, учитывающие поступление метана из выработанного пространства соответственно в призабойное пространство

лавы-аналога (выемочного участка-аналога) и в планируемую лаву (выемочный участок), доли ед. [1].

Значение коэффициента $K_{пл}$ и $K_{пл.р}$ при сплошной системе разработки, когда вышележащая лава отработана, а также при комбинированной, когда один штрек пройден, а другой проходится вслед за лавой принимаются равными единице. В других случаях значение коэффициента $K_{пл}$ и $K_{пл.р}$ рассчитывается по выражениям

$$K_{пл} = \frac{l_{o+} \pm 2e_{з.д}}{l_{o+}} \quad (3.6)$$

$$K_{пл.р} = \frac{l_{o+p} \pm 2e_{з.д.р}}{l_{o+p}} \quad (3.7)$$

где $e_{з.д}$ – ширина условного пояса газового дренирования пласта, м; знаки: «плюс» принимается при сплошной системе разработки (коренная лава), а также при системе разработки парными штреками (прямой ход), а «минус» - при столбовой и комбинированной (выемочное поле оконтурено выработками с двух сторон) системах разработки.

Значения ширины условного пояса газового дренирования $e_{з.д}$ определяется по табл. 3.3.

Таблица 3.3 Значение $e_{з.д.р}$ в зависимости от V^{daf}

Выход летучих веществ, %	до 8	8-12	12-18	18-26	26-35	более 35
Значение $e_{з.д}$, м	8	11,0	14,0	18,0	14,0	11,0

Коэффициент $K_{в.п}$ ($K_{в.п.р}$) для схем проветривания выемочного участка типа 1-М принимается равным единице. Для схем проветривания типа 1-В, 2-В и 3-В значения коэффициентов $K_{в.п}$ ($K_{в.п.р}$) при поддержании участковой вентиляционной выработки со стороны выработанного пространства кострами, бутокострами, бутовой полосой шириной до 5 м или бутовой полосой большей ширины но с окнами (каналами) принимается равным нулю. Для случаев охраны участковых вентиляционных выработок со стороны выработанного пространства сплошными бутовыми полосами шириной более 5 м значения коэффициентов $K_{в.п}$ и $K_{в.п.р}$ рассчитываются по формуле (3.8) [1,10]

$$K_{в.п} = K_{умл} \left(0,06 M_{ср}^{1.23} \right)^{K_{умл}^{-1}} \quad (3.8)$$

где $k_{\text{ут.л}}$ - коэффициент, учитывающий поступление (притечки) воздуха из выработанного пространства в призабойное, доли ед.;

$M_{\text{ср}}$ – средневзвешенное расстояние от разрабатываемого пласта до подрабатываемых сближенных пластов-спутников, м. [1].

Таблица 3.2 Данные о коэффициентах дегазации

Способ и схема дегазации	Условия применения и схема распределения скважин	Коэффиц. дегазации
1	2	3
Предварительная дегазация угольного массива при проведении выработок по газоносным пластам		
Дегазация массива скважин без Применения гидроразрыва		0,2-0,3
Дегазация массива скважинами с Применением гидроразрыва		0,3-0,4
Дегазация массива барьерными скважинами		
Предварительная дегазация разрабатываемых угольных Пластов скважинами, пробуренными по пласту		
	Восстающие и горизонтальные скважины	0,2-0,3
	Нисходящие скважины	0,1-0,2
	Пластовые (по восстанию/падению пласта) скважины в сочетании со скважинами гидроразрыва	0,3-0,4 0,2-0,3
	Развернутые на забой восстающие Скважины, переkreщивающиеся скважины	0,3-0,4
Дегазация подрабатываемых пологих и наклонных пластов скважинами		
Скважины пробурены из выработки, погашаемой за лавой, впереди очистного забоя при применении столбовой системы разработки	Скважины пробурены навстречу очистному забою из конвейерной или вентиляционной выработок	0,3
Скважины пробурены впереди очистного забоя из выработки, погашаемой за лавой, при применении столбовой системы разработки	Скважины пробурены в плоскости, параллельной очистному забою. Под скважинами выложены охранные полосы длиной, равной длине проекции скважины на пласт	0,5
Скважины пробурены из выработки, поддерживаемой за лавой	Выработка за лавой охраняется кострами или бутовой полосой. Скважины пробурены с разворотом в сторону очистного забоя из конвейерной или вентиляционной выработки	0,5
	Выработка за лавой поддерживается за счет Усиления крепления	0,6
Скважины пробурены из выработки, отделенной от участка (столба) целиком угля	Скважины пробурены в плоскости, параллельно очистному забою, над выработкой с исходящей струей. На выемочном участке применена столбовая	0,6

	система разработки	
	То же, но скважины пробурены над выработкой с поступающей струей	0,5
<u>Дегазация надрабатываемых пологих пластов и наклонных пластов скважинами</u>		
Скважины пробурены из выработки, погашаемой за лавой		0,3
Скважины пробурены из выработки, поддерживаемой за лавой		0,4
Скважины пробурены из выработки, пройденной в почве пласта		0,5
<u>Дегазация сближенных крутых пластов скважинами</u>		
Скважины пробурены из выработки разрабатываемого пласта	Скважины пробурены из откаточного штрека. На выемочном участке применена сплошная система разработки	0,3
	Скважины пробурены из откаточного штрека. На выемочном участке применена столбовая система разработки	0,2
Скважины пробурены из выработки соседнего пласта или из полевой выработки	Сплошная или столбовая система разработки. Скважины пробурены вкрест сближенного пласта	0,5
Скважины пробурены в плоскости надрабатываемого пласта	Восстающие скважины, пробуренные из выработки, пройденной по дегазируемому пласту	0,7
	То же, но скважины пробурены веером из промежуточного квершлага	0,5
<u>Дегазация выработанного пространства</u>		
Скважины пробурены из выработок	Столбовая система разработки, вентиляционная выработка погашена за лавой. Скважины пробурены навстречу очистному забою над куполами обрушения	0,3
	Сплошная системы разработки. Скважины пробурены из выработки с исходящей вентиляционной струей в плоскости, параллельной очистному забою	0,4
Отвод метана через перфорированные отростки труб	Столбовая система разработки с погашением выработок за лавой. Перфорированные отростки труб оставляются в погашаемой вентиляционной выработке и сообщаются со сбоечными скважинами	0,4
	То же, перфорированные отростки подключаются к газопроводу, оставляемому в завале	0,3

Значение коэффициента $k_{ут.л}$ при ширине бутовой полосы $b_{п}$ более 5 м принимается по таблице 3.4 [1]

Таблица 3.4 Значения $k_{ут.л}$ в зависимости от $b_{п}$

Ширина бутовой полосы $b_{п}$, м	6-7	7-9	9-12	12-16	более 16
$k_{ут.л}$	0,3-0,4	0,4-0,5	0,5-0,7	0,7-0,9	1,0

Величина $M_{ср}$ рассчитывается по выражению

$$M_{ср} = \frac{\sum_{i=1}^{n_{ср}} m_{сni} (M_p - M_{сni})}{\sum_{i=1}^{n_{ср}} m_{сni} (M_p - M_{сni})} \quad (3.9)$$

где $n_{сн}$ - количество подрабатываемых смежных пластов-спутников; принимается по стратиграфической колонке (разрезу свиты подрабатываемых смежных пластов и пропластков по ближайшим к участку-аналогу и планируемому участку геологоразведочным скважинам) с учетом параметра M_p ;

$m_{сni}$ - суммарная мощность угольных пачек отдельного (i-го) спутника, м;

$M_{сп.i}$ - расстояние по нормали между кровлей разрабатываемого и почвой сближенного пластов, м;

M_p - расстояние по нормали между разрабатываемым и сближенным пластами, при котором метановыделение из последнего практически равно нулю, м; определяется по формулам

- при подработке пологих и наклонных пластов

$$M_p = 1,3l_{о+} \cdot k_{ук} \cdot k_{л}^{-1} \sqrt{m_{в.нр}} (\cos a_{нл} + 0,05k_{л}) \quad (3.10)$$

- при подработке крутонаклонных и крутых пластов

$$M_p = k_{у.к} \cdot m_{в.нр} (1,2 + \cos a_{нл}) \quad (3.11)$$

где $k_{у.к}$ - коэффициент, учитывающий влияние способа управления кровлей, принимается в формуле (3.10) при полном обрушении - 1,0; при частичной закладке, плавном опускании и удержании на кострах - 0,8; при полной закладке - 0,4; при расчете по формуле (3.11) соответственно равен 60, 45 и 25;

$\kappa_{л}$ – коэффициент, учитывающий влияние степени метаморфизма на величину свода разгрузки; определяется по выражению (3.12)

$$\kappa_{л} = 1,88 \exp(-0,018V^{daf}) \quad (3.12)$$

$m_{в.пр}$ – вынимаемая мощность пласта с породными прослойками, м.

При определении M_p для лав длиной более 220 м в формулу (3.10) подставляется значение $l_{оч} = 220$ м.

3.3 Расчет максимально допустимой по газовому фактору нагрузки на очистную выработку

Максимально допустимая по газовому фактору нагрузка на очистную выработку рассчитывается по выражению [1]

$$A_{\max} = A \cdot \kappa_A \quad (3.13)$$

где A – фактическая нагрузка на лаву-аналог, т/сут;

κ_A – коэффициент возможного увеличения добычи, определяется по формуле

$$\kappa_A = \bar{I}_{\phi}^{-1,67} \left(\frac{Q_p}{194} \right)^{1,93} \cdot \left(\frac{l_{o+p}}{l_{o+}} \right)^{-0,67} \cdot \kappa_{с.р}^{-1,67} \cdot \kappa_{r.р}^{-1,67} \quad (3.14)$$

где I_{ϕ} – среднее фактическое абсолютное метановыделение в очистную выработку-аналог или в выработки выемочного участка-аналога, м³/мин; принимается в зависимости от схемы проветривания проектируемого выемочного участка по таблице 3.5;

Q_p – расход воздуха, который может быть использован для разбавления метана, выделившегося в проектируемые очистную выработку или выемочный участок, м³/мин; рассчитывается по выражениям, приведенным в таблице 3.5 в зависимости от схемы проветривания проектируемого выемочного участка;

$\kappa_{с.р}$ – коэффициент, учитывающий изменение системы разработки; рекомендации по его определению изложены в п.3.2;

$k_{г.р}$ – коэффициент, учитывающий изменение метанообильности горных выработок с глубиной; определяется в соответствии с рекомендациями, изложенными в п.3.2;

$l_{оч}$ - длина лавы-аналога, м;

$l_{оч.р}$ - длина планируемой лавы, м.

Таблица 3.5 Значение параметров Q_p и I_p

Схемы проветривания планируемого выемочного участка	Направление движения исходящей струи из лавы	Значения величин	
		$Q_p, \text{м}^3/\text{мин}$	$I_p, \text{м}^3/\text{мин}$
С последовательным разбавлением метана по источникам выделения (схемы типа 1-М и 1-В)	На массив (1-М)	$Q_p = 60V_{\max} \cdot S_{o+} \cdot k_{ym.г}$	$\bar{I}_p = \bar{I}_{y+\phi}$
	На выработанное пространство (1-В) при $\frac{\bar{I}_{y+p}}{\bar{I}_{o+p}} \leq \frac{k_{ym.г}}{k_{o.з}}$	$Q_p = 60V_{\max} \cdot S_{o+} \cdot k_{o.з}$	$\bar{I}_p = \bar{I}_{o+\phi}$
	при $\frac{\bar{I}_{y+p}}{\bar{I}_{o+p}} > \frac{k_{ym.г}}{k_{o.з}}$	$Q_p = 60V_{\max} \cdot S_{o+} \cdot k_{ym.г}$	$\bar{I}_p = \bar{I}_{y+\phi}$
С обособленным разбавлением метана по источникам выделения (схемы типа 2-В и 3-В)	На выработанное пространство	$Q_p = 60V_{\max} \cdot S_{o+} \cdot k_{o.з}$	$\bar{I}_p = \bar{I}_{o+\phi}$

В таблице 3.5 приняты следующие обозначения величин:

V_{\max} – максимально допустимая правилами безопасности средняя скорость движения воздуха в лаве, м/с;

$S_{оч}$ – минимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства проектируемой очистной выработки в свету, м²;

$k_{o.з}$ - коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающего к призабойному;

$k_{ут.в}$ – коэффициент утечек воздуха через выработанное пространство в пределах проектируемого выемочного участка.

При применении индивидуальной крепи в лаве значение

$$S_{o+} = k_3 \cdot m_{в.пр} \cdot e_{\min} \quad (3.15)$$

где k_3 – коэффициент, учитывающий загроможденность призабойного пространства; принимается равным 0,9;

$m_{в.пр}$ – вынимаемая мощность пласта с породными прослойками, м;

e_{\min} - минимальная ширина призабойного пространства, м; принимается согласно паспорту крепления и управления кровлей.

При применении в проектируемой лаве механизированной крепи величина $S_{оч}$ определяется по таблице 3.6.

При мощности пласта и площади поперечного сечения, не указанных в таблице, сечение в свету $S_{оч}$ и аэродинамическое сопротивление участка очистной выработки длиной $l_{оч}=100$ м, r_{100} определяется интерполяцией.

Таблица 3.6 Площадь сечения призабойных пространств в свету $S_{оч}$ и удельное аэродинамическое сопротивление очистных выработок с механизированными крепями

Тип крепи (комплекса, агрегата)	Вынимаемая мощность пласта с прослойками, м	$S_{оч}, м^2$	$r_{100}, \frac{да Па}{\frac{с^2}{м^6}}$	Тип крепи (комплекса, агрегата)	Вынимаемая мощность пласта с прослойками, м	$S_{оч}, м^2$	$r_{100}, \frac{да Па}{\frac{с^2}{м^6}}$
1	2	3	4	5	6	7	8
1 КМ 103	0,7	1,4	0,357	КД 80	0,85	1,7	0,300
	0,95	1,9	0,166		1,2	2,4	0,070
КМ 87 УМН, КМ 87 УМП	1,15	2,3	0,130	1 КМТ	1,1	2,4	0,120
	1,95	4,6	0,030		1,5	3,3	0,040
1 КМ 88	1,0	2,3	0,113	АНЩ	0,7	1,05	0,120
	1,3	3,7	0,074		1,3	2,35	0,045
1 КМ 97 Д	0,7	1,5	0,080	1 АЩМ	1,2	1,8	0,070
	1,3	3,4	0,025		2,2	3,2	0,020
10КП 70, 20КП	1,85	2,7	0,070	2 АНЩ	1,05	1,6	0,060
	3,0	5,4	0,029		2,2	3,3	0,012
30КП	2,5	3,1	0,052	1 КД-90	0,85	2,135	0,1036
	3,3	5,8	0,010		1,25	3,836	0,0435
1 КМ-98	0,7	1,5	0,080	2 КД-90	1,10	2,632	0,0790
	1,3	3,4	0,025		1,50	4,106	0,0468
3 КД-90	1,35	3,137	0,0775	2 КД-90г	1,10	2,368	0,0619
	2,00	5,834	0,0233		1,50	3,793	0,0485
ДМ	0,80	1,840	0,0820	3 КД-90г	1,35	2,874	0,0543
	1,50	4,250	0,0480		2,00	5,426	0,0461
2 КДД	1,35	3,200	0,0500	1 КДД	0,90	1,950	0,2120
	2,40	7,200	0,0120		1,60	4,600	0,0440
				1 ДТ	1,10	1,920	0,0617
					1,80	4,840	0,0363

Величины коэффициентов утечек воздуха через выработанное пространство $k_{ут.в}$ при обработке пологих наклонных пластов и управлений кровлей полным обрушением и плавным опусканием определяют:

для схем проветривания выемочных участков типа 1-В, 2-В, 3-В по формуле

$$k_{ут.в} = 1 + 0,5m_{в.пр} \exp(0,24f - 0,35S_{o+}) \quad (3.16)$$

для схем проветривания типа 1-М по выражению

$$k_{ут.в} = 1 + 0,13m_{в.пр} \exp(0,35f - 0,25S_{o+}) \quad (3.17)$$

где $m_{в.пр}$ - вынимаемая мощность пласта с породными прослойками, м;
 f – средневзвешенный коэффициент крепости пород кровли на расстоянии от вынимаемого пласта равном $8m_{в.пр}$.

При отработке тонких крутых пластов коэффициент утечки воздуха определяют по таблице 3.7.

Таблица 3.7 Значения коэффициентов $k_{ут.в}$ при отработке тонких крутых пластов

Тип, схемы проветривания выемочного участка	Значение $k_{ут.в}$ в зависимости от способа управления кровлей и типа пород непосредственной кровли								
	Полное обрушение			Частичная закладка			Плавное опускание, удержание на кострах		
	Глинистые сланцы	Песчаные сланцы	Песчаники	Глинистые сланцы	Песчаные сланцы	Песчаники	Глинистые сланцы	Известняки	Песчаные сланцы
1-В-Н-вт 1-В-Н-пт	1,40	1,55	1,70	1,20	1,25	1,40	1,25	1,50	1,35
1-В-З-пт	1,30	1,40	1,55	1,20	1,25	1,35	1,20	1,50	1,30
1-М-Н-вт	1,25	1,30	1,40	1,10	1,15	1,25	1,20	1,35	1,30
1-М-Н-пт	1,30	1,35	1,45	1,20	1,25	1,30	1,20	1,50	1,30
2-В-Н-вт	1,55	1,70	1,80	1,20	1,25	1,40	1,25	1,50	1,35
2-М-Н-пт	1,50	1,55	1,65	1,20	1,25	1,35	1,25	1,50	1,35
2-М-Н-вт	1,50	1,65	1,80	1,20	1,25	1,35	1,25	1,50	1,35
3-В-Н-пт 2-В-Н-пт	1,50	1,60	1,70	1,20	1,25	1,35	1,25	1,50	1,35
3-В-Н-вт	1,55	1,70	1,80	1,20	1,25	1,40	1,25	1,50	1,35

При обработке крутых пластов щитовыми агрегатами типа АНЩ, АЦМ величина коэффициента $k_{ут.в} = 1,75$ при $f \leq 4$ и $k_{ут.в} = 2,0$ при $f > 4$.

Для случаев отработки пологих и наклонных пластов и управления кровлей частичной закладкой величина коэффициента утечек воздуха $K_{ут.в}$ рассчитывается по выражению

$$K_{ут.в.з} = 0,5(1+K_{ут.в}) \quad (3.18)$$

где $K_{ут.в}$ – значение коэффициента утечек воздуха при управлении кровлей полным обрушением, определяемое по выражениям, приведенным выше.

Величина коэффициент $k_{0,3}$ учитывающий движения воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному, определяется по таблице 3.8

Таблица 3.8 Значение коэффициента $k_{0,3}$

Способ управления кровлей	Породы непосредственной кровли	$K_{0,3}$
Полное обрушение	Песчаники	1,3
	Песчанистые сланцы	1,25
	Глинистые сланцы	1,2
	Сыпучие	1,05
Плавное опускание	Независимо от пород	1,15
Частичная закладка	Независимо от пород	1,10
Полная закладка	Независимо от пород	1,05

При обработке тонких и средней мощности пластов щитовыми агрегатами типа АЩ, АНЩ значение $k_{0,3}$ принимается 1,15

Если на действующих шахтах невозможно обеспечить подачу расхода воздуха, исходя из максимально возможного $Q_{оч.мах} = 60v_{мах} \cdot S_{оч}$, а на подсвежение – из условия

$Q_{уч} - Q_{оч.мах} \cdot K_{ут.в}$ то расчет максимально возможной по газовому фактору нагрузки на очистную выработку производится по $Q_p = Q_{оч.ф}$, $Q_p = Q_{уч.ф}$. При этом для схем проветривания, предусматривающих подсвежение исходящей из выемочного участка вентиляционной струи, должна дополнительно рассчитываться возможная нагрузка на лаву по $Q_p = Q_{уч.ф}$ и $I_p = I_{уч.ф}$ и из полученных результатов приниматься меньшее значение $A_{мах}$.

Повышения максимально допустимой нагрузки по газовому фактору на очистную выработку можно достигнуть за счет применения крепи в призабойном пространстве с возможно большим значением $S_{оч}$, а также за счет применения дегазации источников метановыделения (разрабатываемого пласта, смежных пластов-спутников, выработанного пространства) или путем снижения величины метановыделения в проектируемую лаву за счет применения более прогрессивной схемы проветривания выемочного участка

с частично обособленным (типа 2-В) или полностью обособленным разбавлением метана по источникам выделения (типа 3-В).

3.4 Определение ожидаемого метановыделение в проходимую тупиковую выработку

Абсолютное метановыделение проектируемой тупиковой выработки I_{Π} ($\text{м}^3/\text{мин}$) определяется по выражению [1]

$$I_{\Pi} = I_{\text{пов}} + I_{\text{о.у.п}} \quad (3.19)$$

где $I_{\text{пов}}$ – абсолютное метановыделение из неподвижных обнаженных поверхностей пласта в тупиковой выработке, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$I_{\text{о.у.п}}$ – абсолютное метановыделение из отбитого угля, $\text{м}^3/\text{мин}$.

Абсолютное метановыделение с неподвижных обнаженных поверхностей пласта определяется по формуле

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} m_{\Pi} \cdot V_{\Pi} (X - X_o) \cdot k_T \quad (3.20)$$

где m_{Π} – полная мощность угольных пачек пласта, м;

v_{Π} – планируемая скорость подвигания забоя тупиковой выработки, м/сут;

X – природная метаноносность угольного пласта, $\text{м}^3/\text{т}$;

X_o – остаточная метаноносность угля, $\text{м}^3/\text{т}$;

k_T – коэффициент, учитывающий изменение метановыделения во времени, доли ед.; зависит от времени $T_{\text{пр}}$ прошедшего от начала проведения проектируемой выработки до момента, для которого рассчитывается параметр $I_{\text{пов}}$.

Величина X_o определяется по выражению

$$X_o = 0,01 X_{o,r} (100 - W - A_3) \quad (3.21)$$

где $X_{o,r}$ – остаточная метаноносность угля, $\text{м}^3/\text{т}$ с.б.м: рекомендации по определению величины $X_{o,r}$ изложены в п.3.2;

W – природная влажность пласта, %;

A_3 – природная зональность пласта, %.

Величина коэффициента k_T определяется по формуле

$$k_T = 1 - 0,91 \exp(-0,022 T_{\text{пр}}) \quad (3.22)$$

где $T_{пр}$ – время, прошедшее от начала проведения выработки до момента, для которого определяется параметр $I_{пов}$, сут; при расчете параметра $I_{пов}$ для проектной длины выработки

$$T_{пр} = \frac{L}{v_n} \quad (3.23)$$

где L – проектная длина тупиковой выработки, м.

Абсолютное метановыделение из отбитого угля при комбайновом способе проведения выработки или с помощью отбойных молотков, а также выбуриванием угля рассчитывается по выражению

$$I_{о.у.п} = (X - X_o) \cdot j \cdot k_{ту} \quad (3.24)$$

где j – техническая производительность комбайна, т/мин; принимается: 1,2 – для комбайна 4ПУ; 1,8 – для ГПКС, ГПКСП, ГПКСВ; 1,5 – для ГПКСН и 4ПП-2; 1,0 – для 4ПП-5; 1,4 – для ПК-3Р; 0,8 – для КН-78; 0,7 – для 4ПП2М; 0,5 т/мин – для 4ПП2Щ;

$k_{ту}$ – коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля, доли ед.; зависит от времени нахождения угля в призабойном пространстве T_y , определяемого по выражению

$$T_y = \frac{S_{ур} \cdot l_{ц} \cdot p_y}{j} \quad (3.25)$$

где $S_{ур}$ – площадь забоя по угольному пласту, м²;

$l_{ц}$ – подвигание выработки за цикл непрерывной работы комбайна, бурового станка, отбойных молотков, 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) крепи, но не менее 1 м; при выбуривании пласта – подвиганию забоя за цикл, а при выемке угля отбойными молотками – шагу установки крепи;

p_y – плотность угля, т/м³.

Коэффициент

$$k_{ту} = a \cdot T_y^g \quad (3.26)$$

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

При проведении выработок с помощью отбойных молотков или выбуриванием при расчетах вместо технической производительности комбайна подставляется значение суммарной производительности проходчиков, одновременно работающих по отбойке угля, или техническая производительность бурового станка (j , т/мин).

Суммарная производительность проходчиков, одновременно работающих на отбойке угля:

$$j = \frac{n_{\text{пр}} \cdot N_{\text{в}}}{60T_{\text{см}}} \quad (3.27)$$

где $n_{\text{пр}}$ – число проходчиков, одновременно работающих в смене по отбойке угля;

N – норма выработки одного проходчика по выемке угля отбойным молотком, т/смену;

$T_{\text{см}}$ – время работы проходчиков в смене по отбойке угля, ч.

При проведении пластовых выработок буровзрывным способом величина $I_{\text{о.у.п}}$ определяется по выражению

$$I_{\text{о.у.п}} = 9 \cdot 10^{-3} (X - X_o) \cdot S_{\text{уг}} \cdot p_y \cdot l_{\text{вз}} \quad (3.38)$$

где $l_{\text{вз}}$ – подвигание забоя за взрывание, м.

Максимальное метановыделение в призабойное пространство при ведении буровзрывных работ по углю $I_{\text{з.п.мак}}$, ($\text{м}^3/\text{мин}$) рассчитывается по формуле

$$I_{\text{з.п.мак}} = 0,05 (X - X_o) \cdot S_{\text{уг}} \cdot p_y \cdot l_{\text{вз}} \quad (3.29)$$

Метановыделение в призабойное пространство проходимой тупиковой выработки $I_{\text{з.п}}$ ($\text{м}^3/\text{мин}$) при выемке угля комбайнами, отбойными молотками или выбуриванием определяется по формуле

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{нов}} + I_{\text{о.у.п}} \quad (3.30)$$

где $\Gamma'_{\text{пов}}$ – абсолютное метановыделение из неподвижных обнаженных поверхностей пласта в пределах призабойной зоны (длина призабойной зоны $I_{3,\text{п}}=20$ м) тупиковой выработки, м³/мин. Величина $\Gamma'_{\text{пов}}$ определяется аналогично параметру $\Gamma_{\text{пов}}$, по формуле (3.20), но при этом используется значение коэффициента k'_T , вычисленное для времени проведения выработки $T'_{\text{пр}}$ (сут) на длину призабойной зоны $I_{3,\text{п}}=20$ м.

3.5 Прогноз метанообильности выемочного участка по природной метаноносности угольных пластов и пород

Источниками выделения метана в выработки выемочного участка являются разрабатываемый пласт, сближенные угольные пласты (спутники) и вмещающие породы.

Для принятия решения о необходимости дегазации необходимо знание не только относительной (абсолютной) метанообильности выемочного участка, но и метановыделения из разрабатываемого пласта, смежных пластов (спутников), вмещающих пород.

Относительная метанообильности выемочного участка $q_{\text{уч}}$ (м³/т) определяется как сумма относительного метановыделения из разрабатываемого пласта $q_{\text{пл}}$ (м³/т), сближение угольных пластов $q_{\text{сп}}$ (м³/т) и вмещающих пород $q_{\text{пор}}$ (м³/т)

$$q_{\text{уч}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сп}} + q_{\text{пор}} \quad (3.31)$$

При разработке каменных углей и антрацитов с выходом летучих $V_{\text{об}}^{\text{daf}} > 165$ мл/г с.б.м относительное метановыделение из разрабатываемого пласта определяется по формуле:

$$q_{\text{пл}} = q_{\text{o.п}} + q_{\text{o.у}} + K_{\text{эн}}(x - x_0), \quad (3.32)$$

где $q_{\text{o.п}}$ – относительное метановыделение из груди очистного забоя, м³/т;

$q_{\text{o.у}}$ – относительное метановыделение из отбитого угля, м³/т;

$K_{\text{эн}}$ - коэффициент, учитывающий эксплуатационные потери угля в пределах выемочного участка, принимаются по проекту;

x , x_0 – природная и остаточная метаноносность соответственно пласта и угля, оставляемого в выработанном пространстве, м³/т.

При разработке высокометаморфизованных антрацитов с объемным выходом летучих веществ $V_{об}^{daf}$ от 100 до 165 мл/г с.б.м величина $q_{пл}$ определяется по выражению

$$q_{пл} = K_{пл}(x - x_1) + K_{эн}(x - x_0), \quad (3.33)$$

где $K_{пл}$ – коэффициент, учитывающий влияние системы разработки на метановыделение из разрабатываемого пласта, доли единицы; принимается с учетом рекомендаций «Руководства по проектированию вентиляции угольных шахт» [1];

x_1 – остаточная метаноносность угля, выдаваемого за пределы выемочного участка, м³/т.

$$x_1 = (0,15V_{об}^{daf} - 13,6)(100 - W - A_3)/100, \quad (3.34)$$

где W, A_3 – соответственно природная влажность и зольность угля, %.

Относительное метановыделение из груди очистного забоя при разработке каменных углей и невысоко метаморфизованных антрацитов рассчитывается по формуле

$$q_{o.n} = 0,85K_{пл}x \exp(-n), \quad (3.35)$$

где n – показатель степени, зависящий от скорости подвигания очистного забоя $V_{оч}$ (м/сут), выхода летучих веществ из угля V^{daf} (%) и глубины разработки H (м)

$$n = a_1V_{оч} \exp(-0,001H + b_1V^{daf}), \quad (3.36)$$

где a_1, b_1 – коэффициенты, значение которых принимается по «Руководству...» [1] в зависимости от выхода летучих веществ.

При отработке пласта на глубине $H > 150$ м при расчете показателя n по формуле (3.36) принимается $H = 1500$ м.

Относительное метановыделение из отбитого угля определяется по выражению

$$q_{oy} = q_{o.y} + q_{o.y}, \quad (3.37)$$

где $q_{o,y}$, $q_{o,y}$ – относительное метановыделение из отбитого угля соответственно в лаве и участковой транспортной выработке, м³/т.

$$q'_{oy} = XK_{nl} [1 - 0,85 \exp(-n)] (b_2 K_{my} + b_3 K'_{my}) \quad (3.38)$$

где b_2 , b_3 – коэффициенты, учитывающие долю отбитого угля соответственно, находящегося на конвейере и отставляемого на почве в лаве, доли ед.; принимаются по рекомендациям «Руководства...» [1] в зависимости от схемы выемки угля (односторонняя, двух сторонняя); K_{my} , K'_{my} – коэффициенты, учитывающие степень дегазации отбитого угля соответственно на конвейере и на почве в лаве, доли ед. времени дегазации отбитого угля

$$K_{my} = aT_{мл}^b ; \quad (3.39)$$

$$K'_{my} = aT_{м.п.л}^b \quad (3.40)$$

где a , b – коэффициенты, характеризующие газоотдачу из отбитого угля; принимаются по рекомендациям «Руководства...» [1] в зависимости от времени нахождения отбитого угля в забое;

$T_{т.л}$, $T_{т.п.л}$ – время нахождения отбитого угля на конвейере в лаве и на почве в лаве, мин.

$$T_{т.л} = \frac{l_{оч}}{60V_{кл}} ; \quad (3.41)$$

$$T_{т.п.л} = T_n + T_{к.о} , \quad (3.42)$$

где $l_{оч}$ – длина лавы, м; $V_{кл}$ – скорость транспортирования угля в лаве, м/с; T_n – время работы комбайна по выемке полосы угля на ширину захвата, мин.; $T_{к.о}$ – продолжительность выполнения концевых операций, мин.

$$q''_{o,y} = XK_{nl} [1 - 0,85 \exp(-n)] b_2 K''_{my} , \quad (3.43)$$

где K''_{my} – коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля на конвейере в участковой выработке, доли ед.

$$K_{my}'' = aT_{m,k}^b - aT_{m,l}^b \quad (3.44)$$

где $T_{т.к}$ – время нахождения отбитого от массива угля в конвейерном (откаточном) штреке в пределах выемочного участка, мин.

$$T_{m,k} = \sum_{i=1}^{n_1} l_{оч} / 60V_{m,i}, \quad (3.45)$$

где n_1 – число участков выработок на выемочном участке длиной $l_{m,i}$ с различной скоростью транспортировки угля; $l_{m,i}$ - протяженность выработки с i -м видом транспорта, м; $V_{m,i}$ - скорость транспортирования угля на участке длиной $l_{m,i}$, м/с.

Метан выделяется в выработки выемочного участка также из подрабатываемых и надрабатываемых смежных угольных пластов и пропластов угля.

Влияние подработки (надработки) смежного с разрабатываемым угольного пласта заключается в частичной разгрузке смежного пласта от горного давления. Это приводит к десорбции метана из разгруженной зоны смежного пласта и его перемещению по трещинам в выработанное пространство и выработки выемочного участка на разрабатываемом угольном пласте.

Величина зоны подработки пологого или наклонного пласта по нормали от разрабатываемого пласта определяется по выражению

$$M_p = 1,3l_{оч}K_{y,k}K_l^{-1}\sqrt{m_{в.пр}}(\cos\alpha_{пл} + 0,05K_l) \quad (3.46)$$

где $K_{y,k}$ – коэффициент, учитывающий влияние способа управления кровлей; принимается по рекомендациям «Руководства...» [1]; $m_{в.пр}$ – вынимаемая мощность пласта с породными прослойками, м; $\alpha_{пл}$ – угол падения пласта, град.; K_l – коэффициент, учитывающий влияние степени метаморфизма на величину свода разгрузки; определяется по формуле

$$K_l = 1,88\exp(-0,018V^{daf}) \quad (3.47)$$

При надработке пологих и наклонных пластов значение M_p принимается равным 60 м.

Величина M_p в случаях подработки (надработки) крутых угольных пластов определяется по формуле

$$M_p = K'_{y.k} m_{в.пр} (1,2 \pm \cos \alpha_{пл}), \quad (3.48)$$

где $K'_{y.k}$ – коэффициент, учитывающий способ управления кровлей в условиях отработки крутых угольных пластов; принимается по рекомендациям «Руководства...» [7]; знаки: «+» при подработке, «-» при надработке.

После определения величины M_p на стратегической колонке (геологическом разрезе по скважине) определяют какие из пластов удалены от разрабатываемого пласта на расстоянии меньшем величины M_p . Из этих неразработанных пластов и пропластков при их подработке (надработке) будет поступать метан в выработанное пространство и выработки выемочного участка на разрабатываемом пласте.

Относительное метановыделение из спутников определяется по формуле

$$q_{cn.n} = \sum q_{cn.pi} + \sum q_{cn.ni}, \quad (3.49)$$

где $\sum q_{cn.pi}$, $\sum q_{cn.ni}$ – соответственно суммарное относительное метановыделение из подрабатываемых и надрабатываемых пластов-спутников, м³/т.

Относительное метановыделение из спутника (подрабатываемого и надрабатываемого) определяется по формуле

$$q_{cn.i} = 1,14 V_{оч}^{-0,4} \frac{m_{cn.i}}{m_b} (x_{cn.i} - x_{o.i}) \left(1 - \frac{M_{cn.i}}{M_p} \right), \quad (3.50)$$

где $m_{cn.i}$ – суммарная мощность угольных пачек отдельного (i-го) спутника, м;

m_b – вынимаемая полезная мощность пласта, м; $x_{cn.i}$, $x_{o.i}$ – соответственно природная метаноносность i-го спутника и остаточная метаноносность угля i-го спутника, м³/т; $M_{cn.i}$ – расстояние по нормали между кровлей разрабатываемого и почвой сближенного (при подработке)

пластов и между почвой разрабатываемого и кровлей сближенного (при надработке) пластов, м.

Если угольный пласт до его разработки или сближенный пласт был ранее подработан (надработан), то в расчетные формулы для $q_{пл}$, $q_{сп\ i}$, вместо величины x подставляется остаточная метаноносность этого пласта x_o (m^3/t), которая рассчитывается с учетом рекомендации «Руководства...» [1].

Относительное метановыделение из вмещающих горных пород при отсутствии данных об их метаноносности рассчитывается по формуле

$$q_{пор} = 1,14V_{ор}^{-0,4}(x - x_o)K_{c.n}(H - H_o), \quad (3.51)$$

где $K_{c.n}$ – коэффициент, учитывающий влияние способа управления кровлей и литологический состав пород, доли ед.; принимается в зависимости от способа управления кровлей: при полном обрушении 0,00106, при частичной закладке, удержании кровли на кострах, плавном опускании – 0,00084, при полной закладке – 0,00043; H_o – глубина залегания верхней границы метановых газов, м.

На основе результатов прогноза относительной метанообильности выемочного участка, а также абсолютное метановыделение каждого источника $I_{ист.i}$ ($m^3/мин$) по выражению

$$I_{ист.i} = q_{ист.i}A_{ор} / 1440, \quad (3.52)$$

где $q_{ист.i}$ – относительное метановыделение источника, m^3/t ;

$A_{ор}$ – планируемая (фактическая) нагрузка на лаву выемочного участка, т/сут.

В новом «Стандарте Украины», «Вентиляция угольных шахт. Руководство по проектированию» внесены существенные изменения в методику прогнозирования метановыделения выработок выемочного участка по природной метаноносности пластов, содержание которых изложено ниже.

Относительное метановыделение из груди очистного забоя определяется по формуле

$$q_{o.n} = K_{пл}(x - x_o)(1 - n) \quad (3.53)$$

где $K_{пл}$ – коэффициент, учитывающий влияние системы разработки на метановыделение из разрабатываемого пласта, доли ед.; принимается в соответствии с НПАОП «Вентиляция угольных шахт. Руководство по

проектированию»; n – коэффициент, зависящий от показателя степени метаморфизма (V^{daf} , % или 1g p), скорости подвигания очистного забоя ($V_{оч}$, м/сут.) и глубины разработки (H , м), принимается по НПАОП «Вентиляция угольных шахт. Руководство по проектированию»

$$n = 0,393V_{оч}^{0,45} \exp(-0,00034 H) [0,0015(26 - K_{см})^2 + 0,95], \quad (3.54)$$

где $K_{см} = V^{daf}$ применительно к каменным углям, $K_{см} \leq 1g p$ – для антрацитовых пластов.

Относительное метановыделение из отбитого угля ($q_{о.у}$, м³/т) определяется по формуле

$$q_{о.у} = q'_{о.у} + q''_{о.у}, \quad (3.55)$$

где $q'_{о.у}$, $q''_{о.у}$ – относительное метановыделение из отбитого угля, соответственно находящегося на почве и конвейере в лаве, на конвейере (в вагонетке) в выработке, м³/т.

$$q'_{о.у} = K_{нл} [(x - x_o)n + x_o] (b_1 K_{м.у} + b_2 K'_{м.у}), \quad (3.56)$$

$$q''_{о.у} = K_{нл} [(x - x_o)n + x_o] b_1 K''_{м.у}, \quad (3.57)$$

где b_1 , b_2 – коэффициенты, учитывающие долю отбитого угля, соответственно находящегося на конвейере и отставленного на почве в лаве; значения $b_1=0,6$ и $b_2=0,4$ при односторонней выемке угля; $b_1=1$ и $b_2=0$ при двусторонней выемке угля в лаве;

$K_{м.у}$, $K'_{м.у}$, $K''_{м.у}$ – коэффициенты, учитывающие степень дегазации от массива отбитого угля соответственно в очистной выработке на конвейере и ($K_{м.у}$), на почве в лаве ($K'_{м.у}$) и на конвейере в выработке выемочного участка ($K''_{м.у}$), доли ед.

$$K_{м.у} = aT_{мл}^b; \quad (3.58)$$

$$K'_{м.у} = aT_{мл}^b; \quad (3.59)$$

$$K_{m,y}'' = aT_{mk}^b - aT_{мл}^b \quad (3.60)$$

где a, b – коэффициенты, характеризующие газоотдачу из отбитого угля; принимаются при времени дегазации отбитого угля (времени транспортировки угля T_m) до 6 мин. соответственно равными 0,052 и 0,71, а при $T_m > 6$ мин. $a=0,118, b=0,25$;

$T_{m,л}$ – время нахождения отбитого от массива угля на конвейере в лаве, мин.;

$$T_{m,л} = \frac{l_{or}}{60V_{m,л}}, \quad (3.61)$$

где $V_{m,л}$ – скорость транспортирования угля в лаве, м/с;

$T_{m,п,л}$ – время нахождения отбитого от массива угля на почве в лаве при односторонней выемке угля, мин.; принимается равным времени работы комбайна по выемке полосы угля на ширину захвата с учетом времени на концевые операции;

T_m – время нахождения отбитого от массива угля на конвейерном (откаточном) штреке в пределах выемочного участка, мин.; определяется по формуле

$$T_m = \frac{1}{60} \sum_{i=1}^{n_i} \frac{l_i}{V_i}, \quad (3.62)$$

где n_i – число участков выработки длиной l_i с различной скоростью движения угля;

l_i – протяженность выработки с i -м видом транспорта, м;

V_i – скорость транспортирования угля на участке l_i , м/с.

При транспортировке угля в пределах выемочного участка в вагонетках $T_m=120$ мин.

Относительное метановыделение из сближенных пластов-спутников определяется по формуле

$$q_{сп.} = \sum q_{сп.п i} + \sum q_{сп.н i} \quad (3.63)$$

где $\Sigma q_{\text{сп.п.и}}$, $\Sigma q_{\text{сп.н.и}}$ - суммарное относительное метановыделение соответственно из подрабатываемых и надрабатываемых пластов-спутников, м³/т.

Относительное метановыделение как из подрабатываемого, так и надрабатываемого пласта-спутника определяется по формуле

$$q_{\text{сп}} = V_{\text{оч}}^{K_v-1} \frac{m_{\text{сп.и}}}{m_{\text{в}}} (x_{\text{сп.и}} - x_{\text{о.и}}) \left(1 - \frac{M_{\text{сп.и}}}{M_p} \right), \quad (3.64)$$

где K_v - коэффициент, учитывающий влияние скорости подвигания очистного забоя на метановыделение из пластов-спутников

$$K_v = 0,58 \exp(0,00026H) \quad (3.65)$$

где $m_{\text{сп.и}}$ - суммарная мощность угольных пачек отдельного i -го пласта-спутника, м;

$m_{\text{в}}$ - вынимаемая полезная мощность пласта, м;

$x_{\text{сп.и}}$ - природная метаноносность i -го спутника, м³/т;

$x_{\text{о.и}}$ - остаточная метаноносность угля i -го спутника, м³/т;

$M_{\text{сп.и}}$ - расстояние по нормали между кровлей разрабатываемого и почвой сближенного (при подработке) и между почвой разрабатываемого и кровлей сближенного (при надработке) пластов, м;

M_p - расстояние по нормали между разрабатываемым и сближенным пластами, при котором метановыделение из последнего равно нулю, м; величина M_p при подработке спутников пологого и наклонного падения определяется по формуле (3.18), а при надработке - принимается равной 60 м.

$$M_p = 1,3l_{\text{оч}} K_{y.k} \sqrt{m_{\text{в.пр}}} (K_l^{-1} \cos \alpha_{\text{пл}} + 0,05), \quad (3.66)$$

где $K_{y.k}$ - коэффициент, учитывающий влияние способа управления кровлей на метановыделение из спутников; принимается при полном обрушении - 1,0; при частичной закладке, плавном опускании и удержании на кострах - 0,8, а при полной закладке - 0,4; а в формулах (3.68) и (3.69) соответственно 60, 45 и 25;

$m_{\text{в.пр}}$ - вынимаемая мощность пласта с учетом прослоек породы, присечки пород кровли (почвы), м;

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

$$K_{\text{л}} = 1,88 \exp(-0,018 K_{\text{см}}); \quad (3.67)$$

$\alpha_{\text{пл}}$ – угол падения пласта, градус.

При определении M_p для лав длиной более 220 м в формулу (3.66) подставляется $l_{\text{ор}} = 220$ м.

При подработке крутонаклонных и крутых пластов величина M_p рассчитывается по формуле (3.68), а при надработке – по формуле (3.69)

$$M_p = K_{\text{у.к}} m_{\text{в.пр}} (1,2 + \cos \alpha_{\text{пл}}); \quad (3.68)$$

$$M_p = K_{\text{у.к}} m_{\text{в.пр}} (1,2 - \cos \alpha_{\text{пл}}), \quad (3.69)$$

Относительное метановыделение из вмещающих горных пород определяется по формуле

$$q_{\text{пор}} = V_{\text{ор}}^{K_{\text{в}}-1} (x - x_o) K_{\text{с.п}} (H - H_o), \quad (3.70)$$

где $K_{\text{с.п}}$ – коэффициент, учитывающий влияние способа управления кровлей; значение его принимается при полном обрушении 0,00106, частичной закладке, удержании кровли на кострах и плавном опускании – 0,00084, при полной закладке – 0,00043;

H_o – глубина залегания верхней границы метановой зоны, м; принимается по данным геологической разведки.

4. МЕРОПРИЯТИЯ ПО БОРЬБЕ С МЕТАНОМ

В этом пунктераздела должны быть описаны предлагаемые в проекте меры борьбы с метаном.

На газовых шахтах должен быть предусмотрен контроль метана в выработках переносными эпизодического действия, переносными автоматического и стационарными автоматическими приборами. Для шахт III и выше категории по метану на схеме вентиляции должны быть указаны условными обозначениями места установки датчиков стационарных автоматических приборов. На этих же шахтах для контроля содержания

метана на проходческих и выемочных комбайнах и врубовых машинах должны предусматриваться встроенные автоматические приборы.

Основным средством борьбы с метаном является обеспечение в выработках расхода воздуха, достаточного для разбавления метана до безопасных концентраций.

Принятые схемы проветривания выемочных участков должны быть проверены по опасности местных скоплений метана на сопряжении лавы с вентиляционной выработкой (схемы 1-М) и в очистной выработке у выработанного пространства под вентиляционным штреком (схемы 1-В; 2-В; 2-В).

Для схем проветривания выемочных участков с выдачей исходящей струи на массив угля и погашением вентиляционных выработок (схем 1-М) возможность образования местных скоплений метана на сопряжении лавы с вентиляционной выработкой (в тупике погашения) с концентрацией выше нормы исключается, если

$$k_o = \frac{1434 \cdot \bar{I}_{вн.р} \sqrt{S}}{Q_{y+}^{1,5} \frac{(k_{yт.в} - 1)^{1,5}}{K_{yт.в}}} < 1 \quad (4.1)$$

где k_o – коэффициент, учитывающий опасность местных скоплений метана на сопряжении лавы с вентиляционной выработкой;

$\bar{I}_{вн.р}$ – среднее фактическое (ожидаемое) метановыделение из выработанного пространства на выемочном участке, м³/мин;

S – проектная площадь поперечного сечения вентиляционной выработки в свету, м²;

$Q_{yч}$ – расход воздуха на выемочном участке, м³/мин; принимается по результатам расчета по формулам п.8.3;

$k_{yт.в}$ – коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство, определяется согласно нормативному документу [1] или рекомендациям п.3.3 методических указаний.

Абсолютное метановыделение в выработанное пространство проектируемого выемочного участка для действующих шахт $\bar{I}_{вн.р}$ (м³/мин):

$$\bar{I}_{вн.р} = \bar{I}_{в.п} \cdot K_{ср} \cdot K_{ср} \left(\frac{I_{o+p-}}{I_{o+}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_p}{A} \right)^{0,6} \quad (4.2)$$

где $\bar{I}_{в.п}$ – абсолютное метановыделение в выработанное пространство выемочного участка-аналога, м³/мин; принимается по данным газовой съемки;

$K_{с.р}$ – коэффициент, учитывающий влияние системы разработки на метановыделение⁴ определяется по рекомендациям п.3.2 методических указаний;

$K_{г.р}$ – коэффициент, учитывающий влияние глубины разработки на метановыделение; определяется по рекомендациям п.3.2 методических указаний.

При планировании на проектируемом выемочном участке дегазации смежных пластов-спутников и боковых пород величина

$$K_{д.в.п.р} = n_{с.п} \cdot K_{д.с.п} + n_{с.н} \cdot K_{д.с.н} + n_{п} \cdot K_{д.п} \quad (4.3)$$

где $n_{с.п}$, $n_{с.н}$, $n_{п}$ – долевое участие в метанообильности выработанного пространства соответственно подрабатываемых, надрабатываемых смежных пластов-спутников и газоносных пород; принимается ориентировочно таким же, как и на участке-аналоге;

$K_{д.с.п}$, $K_{д.с.н}$, $K_{д.п}$ – коэффициенты дегазации пластов-спутников и газоносных пород; принимается по нормативному документу [4] или по таблице 3.2.

Долевое участие в метанообильности выработанного пространства абсолютного метановыделения из пластов-спутников и газоносных пород для новых шахт

$$n_i = \frac{\bar{I}_i}{I_{в.п.р}} \quad (4.4)$$

где I_i – доля метановыделения соответствующего источника (подрабатываемых, надрабатываемых смежных пластов-спутников, газоносных пород) и метанообильности выработанного пространства, м³/мин; величины I_i и $I_{в.п.р}$ определяются для новых шахт по формуле

$$I_i = \frac{q_i \cdot A_p}{1440} \quad (4.5)$$

где q_i – относительное метановыделение соответствующего источника, м³/т; определяется по нормативному документу [1];

A_p – планируемая нагрузка на очистной забой, т/сут.

При изолированном отводе метана газоотсасывающей установкой по трубопроводу за пределы выемочного участка [1] с эффективностью 70%

проверку k_0 для схем 1_м можно не производить, так как этот способ борьбы дает полную гарантию, что местных скоплений метана на сопряжении лавы с вентиляционным штреком не будет. Если в проекте предусмотрен этот метод борьбы с метаном, на схеме вентиляции шахты следует указать место расположения газоотсасывающего вентилятора, смесительной камеры и трубопровода условными знаками [3]. При применении этого способа борьбы с местными скоплениями метана необходимо скорректировать расчет расхода воздуха для проветривания выемочного участка с учетом рекомендаций [1]

При схемах проветривания выемочных участков с выдачей исходящей струи на выработанное пространство (схемы 1-В, 2-В, 3-В, 1-К) возможность образования опасных скоплений метана в очистной выработке у выработанного пространства под вентиляционным штреком (при наличии бутовой полосы, плит БЖБТ, чураковой стенки, бутокостров, костров- у нижней их кромки) исключается, если

$$k_0 = \frac{113,2\bar{I}_{\text{в.л.р}} \cdot k_{\text{в.л}}}{(Q_{\text{y+}} - Q_{\text{доп}}) \frac{k_{\text{ут.в}} - 1}{k_{\text{ут.в}}} \cdot k_{\text{ут.л}}} < 1 \quad (4.6)$$

где $k_{\text{в.л}}$ – коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства в призабойное, доли ед.;

$k_{\text{ут.л}}$ – коэффициент, учитывающий поступление (притечки) воздуха из выработанного пространства в призабойное.

Значение коэффициентов $k_{\text{в.л}}$ и $k_{\text{ут.л}}$ определяется по «Руководству...» [1] или с учетом рекомендаций п.3.2 данных методических указаний.

Если при расчете получается $k_0 < 1$, местных скоплений метана в очистной выработке у выработанного пространства под вентиляционным штреком не будет. Если $k_0 > 1$, возможно образование опасных скоплений метана, следует пересмотреть схему дегазации сближенных пластов и вмещающих пород скважинами с целью обеспечения более высокой эффективности дегазации, после чего вновь произвести проверку схемы по опасности скоплений метана. Если при этом не устраняется опасность, то, если возможно, нужно изменить схему проветривания (например, схему с выдачей исходящей струи на массив угля заменить на схему типа 1-В или 3-В). Если за счет изменения схемы проветривания нельзя устранить опасные скопления метана, то рекомендуется использовать следующие способы управления метановыделением средствами вентиляции:

изолированных отвод метана из выработанных пространств за пределы выемочных участков по трубопроводам или неподдерживаемым и дренажным выработкам с помощью газоотсасывающих установок или общешахтной депрессии;

отвод метана из выработанного пространства в вентиляционную выработку с помощью каналов, отставляемых в бутовой полосе;

отвод метана из выработанного пространства в исходящую струю выемочного участка с помощью установки УСМ, УВГ, с выпуском МВС в исходящую струю участка.

В дипломном проекте необходимо указать принятые способы дегазации или изолированного отвода метана, их основные параметры и предполагаемую эффективность. На листе «Схема вентиляции» в этих случаях условными знаками указываются газопроводы, вакуум-насосные станции, смесительные камеры, отсасывающие установки, а на листе «Система разработки» необходимо при применении дегазации указать расположение дегазационных скважин, газопровода. При изолированном отводе на листе «Система разработки» указывается размещение газоотсасывающей установки, трубопровода и смесительной камеры.

Для нормализации тепловых условий (при необходимости) указываются рекомендуемые способы и средства.

В дипломном проекте описываются рекомендуемые способы и средства по совершенствованию мер борьбы с угольной пылью, как причиной взрывов в шахте.

5 ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБА ПРОВЕТРИВАНИЯ И СХЕМЫ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТЫ. КОНСТРУИРОВАНИЕ СХЕМЫ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТЫ

В качестве основного способа проветривания при проектировании вентиляции газовых шахт рекомендуется всасывающий.

Нагнетательный способ проветривания можно применять на негазовых шахтах и на газовых - метанообильности шахты не более 10 м³/т, при отработке первого горизонта и на шахтах, имеющих аэродинамическую связь горных выработок и выработанных пространств с поверхностью при фланговых схемах проветривания.

Выбор схемы проветривания шахты обусловлен прежде всего газообильностью месторождения. Условиями залегания пластов, размерами шахтного поля, производственной мощностью шахты и рядом других факторов. Применение той или иной схемы вентиляции следует увязать со схемой вскрытия, способом подготовки, системой разработки и порядком отработки пластов.

В зависимости от направления движения воздуха схема может быть центральной, фланговой или комбинированной.

Наиболее рациональна фланговая схема проветривания. Ее применение позволяет уменьшить депрессию шахты, внешние и внутренние утечки воздуха. Она должна быть основной для абсолютного большинства угольных шахт, особенно при больших размерах шахтных полей по простиранию и при разработке газоносных, склонных к самовозгоранию угольных пластов.

Центральная схема проветривания может применяться лишь при небольшой длине шахтного поля (как правило, до 2 км), метанообильности до 15 м³/т и производственной мощности не более 2000 т/сут.

Комбинированная схема рекомендуется при проектировании вентиляции реконструируемых шахт.

Схема вентиляции шахты может быть единой или секционной. При секционной схеме проветривания все шахтное поле разделяется на отдельные обособленно проветриваемые части – секции (блоки). Секционная схема рекомендуется для глубоких газообильных шахт с большой производственной мощностью и значительными размерами шахтного поля.

На схеме проветривания шахты должны быть представлены все действующие и резервные очистные забои, проводимые подготовительные выработки, обособленно проветриваемые, поддерживаемые и погашаемые выработки, камеры, вентиляционные сооружения.

Проветривание шахты необходимо организовать таким образом, чтобы воздух из исходящих вентиляционных потоков не попадал в свежие. Число пересечений свежего и исходящего потоков по возможности должно быть минимальным. С целью уменьшения депрессии шахты воздушные потоки следует разделять на возможно большее число параллельных ветвей. Скорость движения воздуха в выработках должна соответствовать требуемой ПБ [3].

При проектировании схемы проветривания шахты необходимо обеспечить:

- устойчивый режим проветривания на весь период эксплуатации шахты;
- минимальное число вентиляционных сооружений в целях снижения утечек воздуха и повышения надежности вентиляции;
- обособленное проветривание главных транспортных выработок, оборудованных ленточными конвейерами, или использование их для отвода исходящих вентиляционных струй.

Следует, как правило, отказываться при проектировании новых шахт от установки вентиляторов главного проветривания у скиповых стволов.

В случае установки вентиляторов главного проветривания на скиповых стволах должны быть разработаны специальные мероприятия по герметизации надшахтных зданий, улавливанию пыли в них, механизации очистки каналов от пыли, автоматизации заполнения бункеров углем.

При конструировании схемы вентиляции шахты необходимо учитывать следующие требования Правил безопасности:

- запрещается использовать один и тот же ствол шахты для одновременного пропуска свежей и исходящей струи воздуха;
- запрещается подводить свежий воздух в действующие камеры, тупиковые и очистные выработки, а также отводить воздух из них через завалы и обрушения;

■ каждая очистная выработка вместе с примыкающими к ней тупиковыми выработками должна проветриваться обособленной струей свежего воздуха;

■ зарядные камеры и склады взрывчатых материалов (ВМ) должны проветриваться обособленной струей свежего воздуха; все прочие камеры для машин и электрооборудования в шахтах газовых или опасных по пыли должны проветриваться свежей струей воздуха; камеры глубиной до 6 м допускается проветривать за счет диффузии. Допускается устройство таких камер в выработках с исходящей струей воздуха, содержащих не более 0,5% метана, кроме пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа;

■ проветривание главных наклонных транспортных выработок, оборудованных ленточными конвейерами, должно быть обособленным или эти выработки должны использоваться для отвода исходящей вентиляционной струи;

■ временно не используемые выработки должны проветриваться, отработанные выемочные участки (поля) должны быть изолированы;

■ в газовых шахтах при углах наклона выработок более 10 градусов движение воздуха в очистных выработках и на всем дальнейшем пути следования за ними (кроме выработок длиной менее 30 м) должно быть восходящим;

■ допускается нисходящее проветривание очистных выработок с углом наклона более 10 градусов при условии применения схем проветривания (3-го типа) с обособленным разбавлением вредностей (газ, пыль, тепло) по источникам поступления. Схемы должны предусматривать дополнительную подачу свежего воздуха по выработке, примыкающей к очистному забою на нижнем горизонте, скорость воздуха в призабойном пространстве очистных выработок должна быть не менее 1 м/с;

■ на пластах, не опасных по внезапным выбросам угля и газа, допускается нисходящее движение исходящей из очистных выработок вентиляционной струи и выработкам с углом наклона более 10 градусов при соблюдении следующих условий:

а) скорость воздуха в выработках должна быть не менее 1 м/с;

б) крепь выработок, кроме примыкающих к очистным забоям, должна быть негорючей или трудногорючей;

в) в выработках не должно быть электрического оборудования и кабелей;

■ проветривание тупиковых выработок шахт, опасных по газу, кроме тупиковых выработок, примыкающих к очистным забоям, должно быть организовано таким образом, чтобы исходящие из них струи не поступали в очистные и тупиковые выработки.

Для повышения устойчивости проветривания шахт рекомендуются следующие основные меры:

- применять схемы проветривания с минимальным числом вентиляционных сооружений и диагональных соединений;
- на шахтах крутого падения не следует допускать одновременного ведения эксплуатационных работ, когда выработки одного горизонта используются как для подачи свежей, так и выдачи исходящей струи, а последние разделяются только шлюзами или вентиляционными перемычками; групповые штреки (откаточный и вентиляционный) следует проводить по одному и тому же пласту или пропластку;
- сокращать число дополнительных выработок между свежей и исходящей струями (сбоек, печей, просеков и т.д.) и вентиляционных сооружений, особенно кроссингов, шлюзов и дверей; не допускать соединения горными выработками смежных панелей;
- устанавливать регуляторы расхода воздуха непосредственно на объектах регулирования до слияния исходящей из забоя струи с другими воздушными струями;
- вместо кроссингов проводить обходные выработки;
- сводить к минимуму соединения горизонтальных выработок с наклонными по которым проходят свежая и исходящая струи;
- производить подачу и отвод воздуха по рядом расположенным наклонным выработкам следует так, чтобы все выработки со свежей и все выработки с исходящей струями располагались рядом, а не чередовались между собой;
- располагать шлюзы, при необходимости их установки, по возможности между второстепенными струями.

В каждом конкретном случае выбор способа и схемы проветривания шахты следует производить одновременно с выбором схемы вскрытия, способа подготовки, системы разработки и порядка отработки пластов в свите.

При выборе схем проветривания выемочных участков первостепенное значение имеют условия безопасности, а также обеспечение нормальных санитарно-гигиенических условий труда. Выбор схемы проветривания участков определяется газообильностью и глубиной работ по добыче угля.

Схема проветривания выемочного участка должна обеспечивать:

- устойчивое проветривание как при нормальных, так и аварийных режимах, благоприятные условия для спасения людей и ликвидации аварий;
- возможность ведения работ по эффективной дегазации на выемочных участках;
- на газообильных и глубоких шахтах, на которых естественная температура пород достигает 30°C и выше, полное обособленное разбавление вредностей (газ, пыль, тепло), выделяющихся из всех источников;
- максимальную нагрузку на очистной забой по газовому фактору; сокращение откаточных выработок в качестве вентиляционных;

- возможность исключения образования местных скоплений метана на сопряжениях лавы с вентиляционной выработкой;
- подачу к очистному забою свежего воздуха по двум выработкам при разработке выбросоопасных пластов.

При отработке пластов угля, склонного к самовозгоранию, выбранная схема проветривания, кроме того, должна обеспечивать:

- минимальную ширину проветриваемой призабойной зоны выработанного пространства с тем, чтобы время ее проветривания было меньше продолжительности инкубационного периода самовозгорания угля;
- надежную изоляцию выработанных пространств по мере подвигания очистного забоя;
- возможность исключения в случае возникновения пожара выемочного участка (поля) из общей сети горных выработок.

Схемы проветривания выемочных участков 1-го типа в основном могут применяться при условии, когда нагрузка не ограничивается газовым фактором.

При разработке газоносных пластов, когда нагрузка на очистной забой при схемах 1-го типа ограничивается газовым фактором, а также негазоносных на глубине, где естественная температура пород превышает 30°C, следует принимать схемы 3-го типа с полным обособленным разбавлением вредностей по источникам выделения.

Схемы проветривания выемочных участков с частично обособленным разбавлением вредностей следует применять в тех случаях, когда по каким-либо причинам невозможно или затруднительно использовать схемы с полным обособленным разбавлением вредностей.

Схемы с частично обособленным разбавлением вредностей типа 2-М допускаются примерно только в негазовых шахтах.

Выбор схемы проветривания выемочного участка должен производиться в следующей последовательности. На первом этапе по планируемой нагрузке определяется ожидаемая метанообильность выемочного участка. Затем по данным метанообильности с учетом горно-геологических условий выбирается схема проветривания выемочного участка, обеспечивающая планируемую нагрузку на очистной забой.

На втором этапе выбранная с учетом нагрузки, выбросоопасности и пожароопасности схема проветривания оценивается по опасности местных скоплений метана на сопряжении лавы с вентиляционной выработкой.

На третьем этапе конструируется схема проветривания вентиляционного участка (крыла, блока, панели), после чего оценивается устойчивость проветривания выемочного участка и других объектов, и при необходимости принимаются меры по повышению устойчивости с учетом рекомендаций, приведенных в разделе 1.1 ПБ [3].

В проектах доработки запасов шахт дипломник разрабатывает схему вентиляции шахты с учетом доработки запасов на ближайшие 10-15 лет. Для этой схемы производится расчет газообильности, расхода воздуха для

проветривания шахты, депрессия и подача воздуха вентилятором главного проветривания.

Схема вентиляции составляется по шахте в целом и изображается в аксонометрии (изометрии или диметрии) [3,7]. На схему вентиляции должны быть нанесены условными обозначениями [3]: вентиляторы главных вентиляционных установок с указанием их типа и возможности реверсирования; подземные дегазационные установки, газопроводы; воздухоохладительные устройства с указанием их типа и холодильной мощности; калориферные установки с указанием системы калориферов и поверхности нагрева; направления свежего вентиляционного потока – красными стрелками и отработанного – синими; вентиляционные устройства: переключки, кроссинги, двери, места замеров расхода воздуха с указанием расхода, площади поперечного сечения выработки, скорости воздуха, ВМП с указанием их типа: водяные (сланцевые) заслоны, завесы; датчики стационарной автоматической аппаратуры контроля содержания метана и расхода воздуха.

На схеме вентиляции должны быть указаны:

а) расход воздуха, поступающего в шахту, на крылья, горизонты, участки, в очистные выработки, в камеры; в забой тупиковых выработок, а также к местам установки ВМП; скорости воздуха в очистных и тупиковых выработках;

б) расход воздуха, исходящего из шахт, крыльев, горизонтов, участков и очистных выработок;

в) расход воздуха в начале и конце штреков и уклонов;

г) подача и статическое давление вентиляторов главного проветривания, а также подача ВМП.

В таблице на схеме вентиляции должны приводиться: а) категории шахты по газу; б) опасность по пыли; в) абсолютная газообильность шахты, м³/мин; г) относительная газообильность, м³/т; общий расход воздуха, поступающего в шахту; е) утечки воздуха: внешние – в процентах от подачи вентиляторов и внутренние – в процентах от расхода воздуха, поступающего в шахту.

6. МЕРОПРИЯТИЯ ПО СНИЖЕНИЮ УТЕЧЕК ВОЗДУХА ЧЕРЕЗ ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СООРУЖЕНИЯ

Если при анализе состояния проветривания установлено превышение фактических утечек воздуха через вентиляционные сооружения (подземные поверхностные) по сравнению с расчетными значениями, необходимо предусмотреть мероприятия по снижению утечек воздуха через подземные вентиляционные сооружения, надшахтное здание вентиляционного ствола и канала вентилятора главного проветривания до установленных норм [1,10]. При этом может применяться: герметизация вентиляционных сооружений (шлюзов, переключек, кроссингов, вентиляционных каналов, надшахтных

зданий вентиляционных стволов); замена неавтоматизированных шлюзов автоматизированными шлюзовыми устройствами (АШУ), дощатых и парусных перемычек на перемычки из кирпича, камня; изоляция глухими перемычками старых отработанных пространств и т.п. В данном пункте раздела дипломного проекта следует привести перечень предлагаемых дипломником конкретных мер по снижению утечек воздуха на шахте до нормативных значений. При этом в расчете расхода воздуха для проветривания шахты на период доработки запасов следует учесть разработанные меры по снижению утечек воздуха.

7. РАСЧЕТ РАСХОДА ВОЗДУХА ДЛЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТЫ

7.1 Расход воздуха для проветривания шахты

Основными исходными материалами для расчетов расхода воздуха на действующей шахте являются: производственная программа и календарные планы развития горных работ, схема вентиляции, результаты измерений расхода воздуха и концентрации газов в выработках, выполненные согласно требованиям действующих Правил безопасности в угольных шахтах [3].

Для производства расчета расхода воздуха необходимо разработать схемы вентиляции шахты на периоды минимальной и максимальной депрессии шахты с учетом доработки запасов в течении 15-25 лет. Следует рассчитать $Q_{ш}$ (м³/мин) на эти периоды.

Расход воздуха проветривания шахты определяется по формуле [1,10]

$$Q_{ш} = 1,1(\Sigma Q_{y+} + \Sigma Q_{me} + \Sigma Q_{под.с} + \Sigma Q_{к} + \Sigma Q_{ут.ш}) \quad (7.1)$$

где 1,1 - коэффициент, учитывающий неточность распределения воздуха по сети горных выработок;

$\Sigma Q_{yч}$ – суммарный расход воздуха для проветривания выемочных участков, м³/мин;

$\Sigma Q_{т.в}$ – суммарный расход воздуха, подаваемый к всасам ВМП для обособленного проветривания в тупиковые выработки при их проведении, м³/мин;

$\Sigma Q_{пог.в}$ – суммарный расход воздуха для обособленного проветривания погашаемых выработок, м³/мин;

$\Sigma Q_{под.в}$ – суммарный расход воздуха для обособленного проветривания поддерживаемых выработок, м³/мин;

$\Sigma Q_{к}$ – суммарный расход воздуха для обособленного проветривания камер, м³/мин;

$\Sigma Q_{ут}$ – сумма утечек воздуха через вентиляционные сооружения, расположенные за пределами выемочных участков, м³/мин.

При нескольких вентиляционных установках по формуле (7.1) определяется в соответствии со схемой вентиляции расход воздуха, необходимый для проветривания составных частей вентиляционной сети шахты (крыла, горизонта, шахтопласта); проветриваемых отдельными вентиляторами. Общий расход воздуха для проветривания шахты при этом определяется сумма полученных результатов.

7.2 Расчет расхода воздуха для проветривания очистных Выработок и выемочных участков

Расход воздуха, необходимый для проветривания очистных выработок, должен рассчитываться по следующим факторам: выделению метана; углекислого газа; по газам, образующимся при взрывных работах; по числу людей в наиболее загруженную смену; по пылевому фактору.

Окончательно принимается наибольшее значение расхода воздуха.

При нагрузке на очистную выработку, принятой по газовому фактору, расход воздуха для разбавления метана до допустимой концентрации

$$Q_{o+\max} = 60v_{\max} \cdot S_{o+} \quad (7.2)$$

где v_{\max} – максимально допустимая средняя скорость движения воздуха в призабойном пространстве, м/с;

S_{o+} – площадь поперечного сечения призабойного пространства лавы, свободная для прохода воздуха, м²; определяется по рекомендациям [1,10] или п.3.3 методических указаний.

Если нагрузка на лаву принята по другим ограничивающим факторам, то расход воздуха для разбавления метана в лаве до допустимого ПБ значения

$$Q_{o+} = \frac{100 \cdot \bar{I}_{o+p} \cdot \kappa_n}{(c - c_o) \kappa_{0.3}} \quad (7.3)$$

где I_{o+} – ожидаемое (фактическое) среднее газовыделение в очистной выработке, м³/мин;

κ_n – коэффициент неравномерности метановыделения;

$\kappa_{0.3}$ – коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, прилегающего к призабойному; определяется по таблице 3.8 методических указаний или «Руководству...» [1,10]

$$k_n = 1,94\bar{I}^{-0,14} \quad (7.4)$$

Для шахт Донецкого и Львовско-Волынского бассейнов значение коэффициента неравномерности выделения углекислого газа принимается равным 1.6.

Расход воздуха, необходимого для проветривания очистных выработок после производства взрывных работ

$$Q_{o+} = \frac{34}{\tau} \sqrt{B \cdot V_{o+}} \quad (7.5)$$

где B – масса одновременно взрывааемых взрывчатых веществ (ВВ) по углю, кг;

τ – время проветривания выработки, мин; принимается согласно ПБ;

V_{o+} – проветриваемый объем очистной выработки, м³;

$$V_{o+} = m_{в.пр} \cdot \epsilon_{max} \cdot l_{o+} \quad (7.6)$$

где $m_{в.пр}$ – вынимаемая мощность пласта с прослойками, м;

ϵ_{max} – максимальная ширина призабойного пространства, м; принимается согласно паспорту крепления и управления кровлей.

Расход воздуха по количеству одновременно работающих людей в очистной выработке

$$Q_{o+} = 6n_{o+} \quad (7.7)$$

где $n_{оч}$ – наибольшее число людей, одновременно работающих в очистной выработке.

Расчет расхода воздуха для проветривания лав по пылевому фактору производится при отработке каменных углей с прослойками породы суммарной мощностью 0,005 м и более или с присечкой боковых пород, а также антрацитовых пластов и температуре воздуха 16°С и выше. При этом величина расхода воздуха

$$Q_{o+} = 60v_{онм} \cdot S_{o+} \quad (7.8)$$

где $v_{\text{опт}}$ – оптимальная скорость воздуха в призабойном пространстве лавы, равная 1,6 м/с.

После производства расчетов принимается наибольшее из полученных значений расхода воздуха для проветривания очистной выработки. Оно не должно превышать расхода воздуха, получаемого по зависимости (7.2) и не должно быть меньше значения, получаемого по формуле (7.9)

$$Q_{o+} \geq 60 \cdot S_{o+\text{max}} \cdot v_{\text{min}} \quad (7.9)$$

где v_{min} – минимально допустимая средняя скорость движения воздуха в лаве, м/с; принимается по таблице 5.1 в зависимости от ожидаемой температуры и влажности воздуха;

$S_{o+\text{max}}$ – максимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства лавы, свободная для прохода воздуха, м².

Расчет расхода воздуха для проветривания выемочного участка выполняется по расходу воздуха, необходимого для проветривания очистной выработки, или газовой выделению на участке и проверяется по числу людей.

При схемах проветривания с последовательным разбавлением метана по источникам выделения (схемы типа 1-В) при условии

$$\frac{\bar{I}_{y+p}}{\bar{I}_{o+p}} \leq \frac{\kappa_{yт.в}}{\kappa_{o.з}} \quad (7.10)$$

расход воздуха для проветривания выемочного участка

$$Q_{y+} = Q_{o+} \cdot \kappa_{yт.в} \quad (7.11)$$

где Q_{o+} – принятый расход воздуха для проветривания очистной выработки, м³/мин;

$\kappa_{yт.в}$ – коэффициент утечек воздуха через выработанное пространство, принимаемый в соответствии с рекомендациями п.3.3 или по нормативному документу [1].

Если для схем типа 1-В условие (7.10) не выполняется, а также в случаях применения других схем проветривания (схемы типа 1-М, 2-М, 2-В, 3-В), расход воздуха для проветривания выемочного участка

$$Q_{y+} = \frac{100 \cdot \bar{I}_{y+p} \cdot \kappa_n}{c - c_o} \quad (7.12)$$

Значения $I_{yч.р}$, $I_{оч.р}$ для действующих шахт определяется в соответствии с рекомендациями в разд.3.

Для проектируемых шахт $I_{yч.р}$ и $I_{оч.р}$ определяются по нормативному документу [1,10]. При расчете коэффициента κ_n по формуле (7.4) используется $I_{yч.р}$.

Применительно к схемам проветривания с подсвежением (схемы типа 2-М, 2-В, 3-В) расход воздуха, необходимый для подсвежения исходящей из выемочного участка вентиляционной струи $Q_{доп}$, м³/мин

$$Q_{доп} = Q_{y+} - Q_{o+} \cdot \kappa_{ум.с} \quad (7.13)$$

Расход воздуха для проветривания выемочного участка со схемой проветривания 1-го типа (1-В или 1-М), подсчитанный по формуле (7.12), должен удовлетворять условию

$$Q_{y+} \leq Q_{o+max} \cdot \kappa_{ум.с} \quad (7.14)$$

Расход воздуха в подсвежающей выработке, подсчитанный по формуле (8.13). должен удовлетворять условию

$$Q_{ооn} \leq 60v_{min} \cdot S \quad (7.15)$$

где v_{min} – минимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в подсвежающей выработке, м/с; принимается в соответствии с требованиями действующих правил безопасности или по табл. 7.2.

S – площадь поперечного сечения выработки с подсвежающим потоком воздуха в свету, м².

Расход воздуха для проветривания выемочного участка, проверяемый по числу людей, должен удовлетворять условию

$$Q_{y+} \leq 6n_{yч} \quad (7.16)$$

где $n_{\text{уч}}$ – максимальное число людей, одновременно работающих на выемочном участке.

Величина $\Sigma Q_{\text{уч}}$ равна сумме расходов воздуха для проветривания всех выемочных участков.

7.3 Расчет расхода воздуха для проветривания проходимых тупиковых выработок

Расход воздуха для проветривания проходимых тупиковых выработок рассчитывается: по выделению метана или углекислого газа; числу людей; средней минимальной скорости воздуха в выработке; по газам, образующимся при взрывных работах; минимальной скорости воздуха в призабойном пространстве выработки с учетом его температуры и влажности.

Расчет расхода воздуха по выделению метана производится следующим образом.

Расчет расхода воздуха для проветривания осуществляется при максимальной проектной длине проходимой тупиковой выработки.

При выемке угля в проходимой тупиковой выработке комбайном, отбойными молотками или выбуриванием пласта расход воздуха для проветривания призабойной зоны выработки по выделению метана (углекислого газа)

$$Q_{\text{з.п}} = \frac{100 \cdot I_{\text{з.п}}}{c - c_0} \quad (7.17)$$

где $I_{\text{з.п}}$ – метановыделение на призабойном участке тупиковой выработки, м³/мин;

определяется по рекомендациям [1] или п.3.4 методических указаний;

c – предельно допустимая согласно ПБ концентрация метана в исходящей из выработки вентиляционной струе, %;

c_0 – концентрация метана в струе воздуха, поступающего в тупиковую выработку, %; для действующих шахт принимается по результатам замеров, а для проектируемых – принимается равной 0,05%.

При взрывном способе выемки угля расход воздуха для проветривания призабойной зоны выработки по выделению метана

$$Q_{з.п} = \frac{S \cdot I_{з.тр}}{\kappa_{т.д}} \left[\frac{71I_{з.п \max}}{S \cdot I_{з.тр} (c - c_o) + 18l_{з.п \max}} \right]^2 \quad (7.18)$$

где S – площадь поперечного сечения выработки в свету на призабойном участке, м²;

$l_{з.тр}$ – расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя выработки, м;

принимается согласно требованиям ПБ;

$\kappa_{т.д}$ – коэффициент турбулентной диффузии; принимается 1,0 при $S \leq 10 \text{ м}^2$ и 0,8 при большем сечении выработки в свету;

$I_{з.п \max}$ – максимальное метановыделение в призабойном пространстве после взрывания по углю, м³/мин; определяется по выражению, приведенному в п.3.4;

c' – допустимая максимальная концентрация метана в призабойном пространстве после взрывания по углю, %; принимается равной 2%.

Расход воздуха для проветривания всей проходимой тупиковой выработки по газовыделению Q_n , м³/мин

$$Q_n = \frac{100 \cdot I_n}{c - c_o} \quad (7.19)$$

где I_n – газовыделение в тупиковую выработку, м³/мин; определяется по формуле, приведенной в п.3.4.

Затем определяется расход воздуха для проветривания призабойной зоны проходимой тупиковой выработки по другим факторам.

Расход воздуха для проветривания призабойной зоны проходимой тупиковой выработки по наибольшему количеству работающих людей

$$Q_{з.п} = 6n_{з.п} \quad (7.20)$$

где $n_{з.п}$ – максимальное количество людей, находящихся в призабойной зоне выработки, чел.; принимается по проекту.

Расход воздуха для проветривания призабойной зоны по средней минимально допустимой правилами безопасности скорости движения воздуха в выработке

$$Q_{з.п} = 60v_{\min} \cdot S \quad (7.21)$$

где v_{\min} – средняя максимально допустимая скорость движения воздуха в выработке, м/с; принимается в соответствии с действующими правилами безопасности.

Средняя скорость движения воздуха в призабойных пространствах тупиковых выработок газовых шахт должна быть не менее 0,25 м/с, а на шахтах III категории и выше в тупиковых выработках проектной длиной 75 м и более, проводимых по угольным пластам мощностью 2 м и более, при разности $(X-X_0) \geq 5$ м³/т не менее 0,5 м/с.

Расход воздуха для проведения призабойной зоны проходимой тупиковой выработки по разжижению ядовитых газов, образующихся при взрывных работах

$$Q_{з.п} = \frac{2,25}{\tau} \sqrt[3]{V_{ВВ} \cdot S^2 \cdot K_{обв} \left(\frac{l_p}{K'_{ут.тр}} \right)^2} \quad (7.22)$$

где $V_{ВВ}$ – объем ядовитых газов, образующихся после взрывных работ, л;
 $K_{об.в}$ – коэффициент, учитывающий обводненность выработки; принимается равным: 0,8 – при проведении выработки по сухим породам; 0,6 – при проведении выработок частично по водоносным породам; 0,3 – при проведении выработки частично по водоносным породам или с применением водяных завес;

l_p – критическая длина тупиковой части выработки, м; принимается равной длине выработки L , если $L < 500$ м, в противном случае $l_p = 500$ м;

$K'_{ут.тр}$ – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе для критической длины выработки; принимается по табл.8.1 при ориентировочном значении расхода воздуха $Q_{з.п}$ вычисленном по выражению (8.21);

τ – время проветривания выработки после взрывных работ, мин, принимается по проекту.

Величина $V_{ВВ}$

$$V_{ВВ} = 100B_{ут} + 40B_{пор} \quad (7.23)$$

где $B_{ут}$, $B_{пор}$ – масса одновременно взрываемого ВВ соответственно по углю и породе, кг.

Расход воздуха по минимальной скорости воздуха в призабойном пространстве тупиковой выработки в зависимости от температуры и относительной влажности воздуха

$$Q_{з.п} = 20v_{з.мин} \cdot S \quad (7.24)$$

где $V_{з.мин}$ – минимально допустимая согласно ПБ скорость воздуха в призабойном пространстве выработки в зависимости от температуры и относительной влажности, м/с; принимается по табл.7.2 в зависимости от предполагаемой температуры t , °С, и относительной влажности воздуха ϕ , %.

Окончательно принимается максимальное для всех расчетных значений $Q_{з.п.}$

Подача вентилятора местного проветривания $Q_{вмп}$, м³/мин

$$Q_{вмп} = Q_{з.п.} \cdot \kappa_{ут.тр} \quad (7.25)$$

Таблица 7.1 Значения коэффициента утечек воздуха для гибких вентиляционных Трубопроводов из труб типа 1А т 1Б при длине звена 20 м

Расход воздуха в конце трубопровода, м³/с	Коэффициент утечек воздуха при длине трубопровода, м							
	100	300	500	700	900	1200	1400	2000
Для труб диаметром 0,6 м								
1,0	1,03	1,15	1,36	1,67	2,11	3,12	4,14	
2,0	1,03	1,18	1,46	1,91	2,62	4,54		
3,0	1,03	1,21	1,57	2,19				
4,0	1,03	1,24	1,67					
5,0	1,04	1,28						
6,0	1,04	1,31						
7,0	1,04							
8,0	1,05							
Для труб диаметром 0,6 м								
1,0	1,02	1,08	1,19	1,52	1,89	2,21	3,63	
2,0	1,02	1,09	1,22	1,63	2,13	2,58	4,90	
3,0	1,02	1,10	1,24	1,74	2,39	3,02		
4,0	1,02	1,11	1,27	1,87	2,68	3,53		
5,0	1,02	1,12	1,30	2,00				
6,0	1,02	1,13	1,33	2,13				
7,0	1,02	1,14	1,36	2,28				
8,0	1,02	1,15	1,39					
9,0	1,02	1,16	1,42					
10,0	1,02	1,16	1,45					
Для труб диаметром 1,0 м								
1,0	1,01	1,06	1,13	1,22	1,33	1,55	1,72	2,42
2,0	1,01	1,06	1,14	1,24	1,37	1,62	1,84	2,75
3,0	1,01	1,06	1,15	1,26	1,41	1,71	1,96	3,13
4,0	1,01	1,07	1,16	1,29	1,45	1,79	2,09	3,56
5,0	1,01	1,07	1,17	1,31	1,49	1,88	2,24	
6,0	1,01	1,08	1,18	1,33	1,54	1,98	2,39	
7,0	1,01	1,08	1,19	1,35	1,58	2,08	2,55	
8,0	1,01	1,08	1,20	1,38	1,63	2,18		
9,0	1,01	1,09	1,21	1,40	1,67	2,29		
10,0	1,01	1,09	1,22	1,43	1,72			

Таблица 7.2 Значения скорости движения воздуха в призабойной зоне выработки

Скорость воздуха, м/с	Допустимая температура t°С, при относительной влажности воздуха φ, %		
	75 и менее	76-90	свыше 90
до 0,25	24	23	22
0,26-0,50	25	24	23
0,51-1,00	26	25	24
1,01 и более	26	26	25

где $k_{ут.тр}$ – коэффициент утечек воздуха для воздухопровода; принимается по табл. 8.1 в зависимости от величин $Q_{з.п}$ и длины трубопровода.

Для уменьшения коэффициента утечек воздуха гибких трубопроводов следует применять комбинированный вентиляционный трубопровод состоящий из гибких труб с введенным внутрь их полиэтиленовым рукавом и конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава. Комбинированный трубопровод применяется при длине трубопровода более 400 м. Длина конечного участка без полиэтиленового рукава 150-200м.

При использовании комбинированного гибкого трубопровода коэффициент утечек воздуха

$$K_{ут.тр} = K_{ут.тр1} \cdot K_{ут.тр2} \quad (7.26)$$

где $k_{ут.тр1}$ – коэффициент утечек воздуха для конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава; определяется по таблице 7.1;

$k_{ут.тр2}$ – коэффициент утечек воздуха для участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом; определяется по таблице 7.3. При определении значения $k_{ут.тр2}$ по таблице 7.3 значение $Q_{з.п}$ следует находить по выражению

$$Q_{з.п} = Q_{з.п} \cdot k_{ут.тр1} \quad (7.27)$$

Таблица 7.3 Значения коэффициентов утечек воздуха для трубопроводов с полиэтиленовым рукавом

Длина трубопровода, м	Диаметр трубопровода, м	Значение коэффициента утечек воздуха при $Q_{з.п}$ м ³ /мин			
		до 150	151-300	301-150	451-600
до 500	0,6-1,0	1,01-1,01	1,02-1,01	1,04-1,01	1,06-1,01
501-600	0,6-1,0	1,02-1,01	1,04-1,01	1,06-1,01	1,08-1,01
601-800	0,6-1,0	1,04-1,01	1,07-1,01	1,11-1,01	1,15-1,02
801-1000	0,6-1,0	1,04-1,01	1,10-1,02	1,15-1,02	1,19-1,03
1001-1500	0,6	1,11	1,23	1,25	-
	0,8-1,0	1,03-1,02	1,06-1,03	1,11-1,05	1,14-1,06
1501-2000	0,6	1,19	1,45	1,71	-
	0,8-1,0	1,06-1,03	1,14-1,06	1,19-1,09	1,28-1,12
2001-2500	0,8-1,0	1,12-1,04	1,23-1,10	1,35-1,14	1,40-1,19

Давление вентилятора местного проветривания $h_{вмп}$ (даПа), работающего на гибкий вентиляционный или комбинированный трубопровод (депрессия трубопровода):

$$h_{вмп} = Q_{вмп}^2 \cdot R_{мп.з} \left(\frac{0,59}{K_{ум.мп}} + 0,41 \right)^2 \quad (7.28)$$

где $Q_{вмп}$ – подача вентилятора, м³/с;

$R_{тр.г}$ – аэродинамическое сопротивление плотного гибкого вентиляционного в совокупности с комбинированным трубопроводом, Па с²/м⁶, определяется по формуле

$$R_{мп.з} = r_{мп1} (l_{мп1} + 20d_{мп1}n_1 + 10d_{мп1}n_2) + r_{мп2} (l_{мп2} + 20d_{мп2}n_1 + 10d_{мп2}n_2) \quad (7.29)$$

где $r_{тр1}$ – удельное аэродинамическое сопротивление плотного гибкого вентиляционного трубопровода, Па с²/м²; для труб при длине звена 20 м значение $r_{тр1}$ принимается для диаметров 0,6; 0,8 и 1,0 м соответственно равным 0,071; 0,0161 и 0,0053 даПа с²/м²;

n_1 и n_2 – число поворотов на 90° и 45° соответственно;

$l_{тр1}$ – длина гибкого вентиляционного трубопровода без полиэтиленового рукава, м;

$d_{тр1}$ – диаметр гибкого вентиляционного трубопровода без полиэтиленового рукава, м;

$r_{тр2}$ – удельное аэродинамическое сопротивление комбинированного трубопровода (трубопровода с полиэтиленовым рукавом); принимается

равным 0,01944 0,0046 и 0,00153 даПа с²/м⁷ при диаметре труб 0,6; 0,8 и 1,0 м соответственно;

$l_{\text{тр}2}$ – длина участка комбинированного трубопровода, м;

$d_{\text{тр}2}$ – диаметр комбинированного трубопровода, м.

Выбор вентилятора местного проветривания осуществляется путем нанесения расчетного режима его работы ($Q_{\text{ВМП}}$ и $h_{\text{ВМП}}$) на график аэродинамических характеристик вентиляторов. Для проветривания выработки принимают вентилятор, аэродинамическая характеристика которого проходит через точки с координатами расчетного режима ($Q_{\text{ВМП}}$ и $h_{\text{ВМП}}$) или выше нее. Если аэродинамическая характеристика вентилятора (или нескольких вентиляторов, установленных последовательно или параллельно) проходит выше точки с координатами расчетного режима работы $Q_{\text{ВМП}}$ и $h_{\text{ВМП}}$, то для определения подачи $Q_{\text{ВМП},p}$ и $h_{\text{ВМП},p}$ выбранного вентилятора необходимо нанести аэродинамическую характеристику трубопровода на график аэродинамической характеристики вентилятора. Точка пересечения характеристик определяет значения $Q_{\text{ВМП},p}$ и $h_{\text{ВМП},p}$.

Построение аэродинамической характеристики гибкого вентиляционного трубопровода и гибкого комбинированного трубопровода производится следующим образом. Задаются произвольные значения $Q_{з.п.i}$ в м³/с и для каждого из них определяются: $k_{\text{ут.тр}}$, расход воздуха в начале трубопровода (подача ВМП) $Q_{\text{ВМП},i}$ и депрессия трубопровода (давление ВМП) по формуле (7.28). По парным значениям $Q_{\text{ВМП},i}$ и $h_{\text{ВМП},i}$ наносятся на график точки, по которым проводится кривая. Величины $Q_{\text{ВМП},p}$ и $h_{\text{ВМП},p}$ определяются координатами точки пересечения аэродинамических характеристик вентилятора и трубопровода. В этом случае расход воздуха у забоя составит

$$Q_{з.п} = 1,69 \sqrt{\frac{h_{\text{вмп},p}}{R_{\text{тр},p}}} - 0,69 Q_{\text{вмп},p} \quad (7.30)$$

Если нельзя обеспечить подачу требуемого расхода воздуха по одному трубопроводу, то проветривание выработки можно осуществить по двум параллельным трубопроводам.

После выбора ВМП и трубопровода производится проверка расхода воздуха в устье тупиковой выработки $Q_{\text{тр}}$ по достаточности его для разбавления метана до допустимой концентрации, для чего должно соблюдаться условие

$$Q_{\text{тр}} = \frac{Q_{\text{вмп},p}}{k_{\text{ут.п}}} \geq Q_n \quad (7.31)$$

где $k_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе на участке от ВМП до устья тупиковой выработки.

Для гибких вентиляционных труб $k_{\text{ут.тр}}$ рассчитывается по формуле

$$K_{\text{ут.тр.т}} = \frac{K_{\text{тр.тр}}}{K_{\text{ут.тр.т}}} \quad (7.32)$$

где $K_{\text{ут.тр.т}}$ – коэффициент утечек воздуха в трубопроводе на участке от устья выработки до забоя; определяется в соответствии с вышеизложенными рекомендациями для нахождения коэффициента $K_{\text{ут.тр.т}}$.

Для жестких вентиляционных труб величины $K_{\text{ут.тр.т}}$; $K_{\text{ут.тр.т}}$ $h_{\text{ВМП}}$ определяется по рекомендациям «Руководства...» [1,10].

Если условие (7.31) не выполняется, то необходимо увеличить подачу воздуха в забой $Q_{\text{з.п.}}$, следовательно, и подачу вентилятора $Q_{\text{ВМП.р}}$, чтобы условие (7.32) выполнялось.

В соответствии с требованиями действующих Правил безопасности вентилятор для проветривания проходимой тупиковой выработки может устанавливаться в выработке, проветриваемой общешахтным вентилятором, только при выполнении условия

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 Q_{\text{вмп.р}} \quad (7.33)$$

где $Q_{\text{вс}}$ – расход воздуха в выработке у всаса вентилятора местного проветривания, м³/с.

Параметр $\Sigma Q_{\text{ТВ}}$ в формуле для расчета необходимого общешахтного расхода воздуха определяется путем суммирования подач вентиляторов местного проветривания для всех обособленно проветриваемых и одновременно проходимых выработок. При этом принимается для каждой выработки $Q_{\text{ВМП.р}}$, получаемое после выбора ВМП в соответствии с принятым углом наклона лопаток, но не менее рассчитанного по формуле (7.25) с учетом условия (7.31). Если выработка, в которой расположен вентилятор, служит исключительно для подвода воздуха к ВМП, то при определении параметра $\Sigma Q_{\text{ТВ}}$ вместо $Q_{\text{ВМП.р}}$ используется значение $1,43 Q_{\text{ВМП.р}}$.

7.4 Расчет расхода воздуха для проветривания погашаемых и поддерживаемых выработок

Расход воздуха для обособленного проветривания погашаемого выемочного участка $Q_{\text{пог.в}}$, м³/мин, принимается равным $0,5 Q_{\text{уч}}$ на данном угольном пласте.

Величина $Q_{\text{пог.в}}$ должна соответствовать условию

$$Q_{\text{пог.в}} \geq 60 v_{\text{min}} \cdot S \quad (7.34)$$

где v_{\min} – минимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в участковой выработке, м/с;

S – площадь поперечного сечения участковой выработки в свету, м².

Параметр $\Sigma Q_{\text{пог.в}}$ определяется суммированием необходимых расходов воздуха для проветривания всех одновременно погашаемых участков.

Расход воздуха для обособленного проветривания вспомогательной поддерживаемой выработки $Q_{\text{под.в}}$ м³/мин,

$$Q_{\text{пог.в}} = 60v_{\min} \cdot S \quad (7.35)$$

где v_{\min} – минимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в поддерживаемой выработке, м/с; принимается 0,25 м/с для очистных выработок, 0,7-1,3 м/с для поддерживаемых выработок с конвейерной доставкой и 0,15 м/с – для прочих выработок. Для поддерживаемых выработок вновь проектируемых горизонтов шахт 3 категории по газу и выше, кроме главных транспортных конвейерных выработок, v_{\min} принимается равной 0,25 м/с.

Для поддерживаемых выработок длиной не более 30 м, в которых установлены перемычки с дверями, вместо расчета по минимальной скорости движения воздуха его расход определяется по нормам утечек.

7.5 Расчет расхода воздуха для проветривания камер

Обособленно проветриваются склады ВМ, зарядные и электромашинные камеры.

Расход воздуха для проветривания склада ВМ

$$Q_{\kappa} = 0,07V_{\text{вм}} \quad (7.36)$$

где $V_{\text{вм}}$ – суммарный объем выработок склада ВМ, м³; принимается по проекту.

Расход воздуха для проветривания зарядной камеры рассчитывается следующим образом. Если в зарядной камере размещаются батареи аккумуляторов и преобразовательная подстанция или они проветриваются последовательно, то необходимый для проветривания камеры расход воздуха

$$Q = \frac{31 \cdot 10^{-4} \sum_{i=1}^{n_B} E_i n_{ai}}{26 - t_{ex}} \quad (7.37)$$

где E_i – емкость аккумулятора, Ач;
 n_{ai} – число аккумуляторов в батарее;
 n_B – число одновременно заряжаемых аккумуляторных батарей;
 $t_{вх}$ – температура воздуха, поступающего в камеру, °С.
 При этом должно соблюдаться условие

$$Q_k \geq 30 n_B \cdot \kappa_B \quad (7.38)$$

где κ_B – коэффициент, учитывающий тип применяемых батарей на электровозе; принимается по табл. 7.4.

Емкость аккумулятора, их число в батарее приведены в табл. 7.4.

Таблица 7.4 Значения емкости аккумуляторов, их числа в батарее и коэффициента κ_B

Тип батареи	Число аккумуляторов в батарее	Емкость аккумулятора, Ач	κ_B
66 ТЖН-280	66	280	0,6
66 ТНЖШ-300	66	300	0,6
166 ТНЖШ-550	161	550	2,6
96 ТЖМ-350	96	350	1,0
96 ТЖН-500	96	500	1,4
112 ТЖН-350	112	350	1,2
112 ТЖМ-500	112	500	1,7
112 ТНЖШ-500	112	500	1,7
90 ТНЖШ-550	90	550	1,5
102 ТНЖШ-550	102	550	1,7
88 ТМК-400	88	400	2,1
161 ТНЖШ-550	161	650	3,1
126 ТНЖ-550	126	550	2,1

Если в зарядной камере размещаются только батареи аккумуляторов, то расчет Q_k производится по формуле (7.38).

Расход воздуха для проветривания электромашинных камер

$$Q_k = \frac{16,7 \sum_{i=1}^{n_{э}} N_{y,i} (1 - n_i) \kappa_{э,i} + 0,8 \sum_{i=1}^{n_T} N_{T,i}}{26 - t_{BX}} \quad (7.39)$$

где $N_{y,i}$ – мощность электроустановки в камере, кВт, учитываются одновременно работающие установки;

η_i – коэффициент полезного действия (КПД) электроустановки, доли ед.; для насосных установок принимается равным КПД двигателя, для подземных установок – произведению КПД двигателя и редуктора, а для подземных вакуум-насосных станций – произведению КПД двигателя и вакуум-насоса;

$k_{z,i}$ – коэффициент, учитывающий продолжительность работы электроустановки в течение суток; для установки с продолжительностью непрерывной работы 1 ч и более

$k_{z,i} = 1$; для периодически работающей установки с продолжительностью непрерывной работы менее 1 ч $k_{z,i}$ рассчитывается по формуле $k_{z,i} = T_{pi}/24$; T_{pi} – суммарная продолжительность работы установки в течение суток, ч;

N_{Ti} – мощность трансформатора, установленного в камере, кВА;

$n_э$ – число одновременно работающих электроустановок;

n_T – число одновременно работающих трансформаторов;

$t_{вх}$ – температура воздуха в выработке перед камерой в наиболее теплый месяц года, °С; для действующих шахт определяется как средняя по результатам трех измерений в течение месяца; при проектировании новых (реконструкции действующих) принимается согласно тепловому расчету, но не выше предельно допустимой температуры воздуха по действующим правилам безопасности.

Параметр ΣQ_k находится путем суммирования потребных расходов воздуха для обособленного проветривания камер.

7.6 Расчет величины утечек воздуха через вентиляционные сооружения

Величина утечек воздуха через вентиляционные сооружения, установленные в выработках за пределами выемочных участков

$$Q_{ут.шл} = \Sigma Q_{ут.г} + \Sigma Q_{ут.шл} + \Sigma Q_{ут.кр} + \Sigma Q_{ут.заг} \quad (7.40)$$

где $\Sigma Q_{ут.г}$ – суммарные утечки воздуха через глухие перемычки, м³/мин;

$\Sigma Q_{ут.шл}$ – суммарные утечки воздуха через шлюзы, м³/мин;

$\Sigma Q_{ут.кр}$ – суммарные утечки воздуха через кроссинги, м³/мин;

$\Sigma Q_{ут.заг}$ – суммарные утечки воздуха через загрузочные устройства, м³/мин.

Для расчета величины утечек воздуха через вентиляционные сооружения необходимо, пользуясь схемой вентиляции действующей (или проектируемой) шахты, сгруппировать все вентиляционные сооружения за пределами выемочных участков по типу, площади поперечного сечения

перемычек, конструкции дверей, определить общее количество вентиляционных сооружений каждого типа.

Для определения утечек воздуха следует умножить норму утечек воздуха на количество вентсооружений данного типа (типоразмера).

Нормы утечек воздуха через глухие перемычки приведены в таблице 7.5, через загрузочные устройства – в таблице 7.6, через перемычки с дверями – в таблице 7.7.

Таблица 7.5 Нормы утечек воздуха через глухие перемычки и их аэродинамические сопротивления при $h_2 = 500$ Па

Площадь перемычки, м ²	Норма утечек воздуха		Аэродинамическое сопротивление глухих перемычек, (Па с ²)/м ⁶
	м ³ /с	м ³ /мин	
2	<u>0,17</u>	<u>10</u>	<u>17300</u>
	0,26	15	7400
4	<u>0,23</u>	14	9450
	0,35	21	4080
7	<u>0,30</u>	<u>18</u>	<u>5560</u>
	0,47	28	2260
10	<u>0,37</u>	22	3050
	0,55	33	1650
15	<u>0,45</u>	<u>27</u>	<u>2470</u>
	0,70	42	1020

Примечания: 1. В числителе даны утечки для перемычек, изготовленных из бетона, бетонита, шлакоблоков и др., а в знаменателе – из чураков.
2. В случае применения герметизирующих покрытий нормы утечек воздуха следует уменьшить в 1,5 раза, а сопротивление увеличить в 2,5 раза.

Таблица 7.6 Нормы утечек воздуха через загрузочные устройства и их аэродинамические сопротивления при $h_1 = 50$ даПа

Тип сооружения	Норма утечек воздуха		Аэродинамическое сопротивление загрузочных устройств (Па с ²)/м ⁶
	м ³ /с	м ³ /мин	
Загрузочные устройства в околоствольном дворе: без бункера (течка) или бункер без слоя угля с бункером	6,0	360	14,0
	2,5	150	80,0
Участковый бункер	2,0	120	125,0
Гезенк-лаз	0,75	45	889
Перекрытый (погашенный) гезенк	0,15	9	22222

Так как нормы утечек воздуха в таблицах 7.5-7.7 даны при перепаде давлений $h = 50$ даПа, то при определении нормы утечек воздуха необходимо уточнить табличные значения норм по формуле

$$N = N_m \sqrt{\frac{h_\phi}{500}} \quad (7.41)$$

где N – норма утечек воздуха через вентиляционное сооружение при фактическом

(предлагаемом) перепаде давлений h (Па), м³/с (м³/мин);

N_T – табличное значение нормы утечек воздуха через вентиляционное сооружение при перепаде давлений $h_T=500$ Па, м³/с или м³/мин;

h_ϕ – фактический или ожидаемый перепад давлений воздуха через вентиляционное сооружение, Па; для действующих шахт принимается по данным депрессионной съемки.

Норма утечек воздуха через шлюз $N_{шл}$, м³/с или м³/мин,

$$N_{шл} = N_{пер} \cdot K_{пер} \quad (7.42)$$

где $N_{пер}$ – норма утечек воздуха через одну перемычку в шлюзе, м³/с (м³/мин); определяется с учетом данных таблицы 7.7 и перерасчета по выражению (7.41);

$K_{пер}$ – коэффициент, зависящий от числа перемычек в шлюзе; принимается равным 0,76 при двух перемычках, 0,66 – при трех перемычках и 0,57 – при четырех.

Аэродинамическое сопротивление шлюза больше аэродинамического сопротивления перемычки с дверями: при двух дверях в шлюзе в 1,7 раза, при трех дверях – в 2,3 раза и при четырех дверях – в 3,1 раза.

Норма утечек воздуха через кроссинг определяется как сумма утечек воздуха через шлюзы (перемычки), умноженная на коэффициент 1,25.

Если перепады давлений на вентиляционных сооружениях неизвестны, то табличные нормы утечек воздуха для сооружений в магистральных выработках шахты увеличиваются в 1,33 раза, в околоствольных дворах – в 1,45 раза, по сравнению со значениями, приведенными в табл. 7.5-7.7, а аэродинамические сопротивления уменьшаются соответственно в 1,7 и 2 раза.

Таблица 7.7 Нормы утечек воздуха через перемычки с дверями и их аэродинамические сопротивления $h_T = 500$ Па

Тип перемычек и дверей	Нормы утечек воздуха, м³/с м³/мин							Аэродинамическое сопротивление перемычек (Па с²)/м⁶ с дверями при площади дверей, м²						
	до 2	2-3	3-4	4-5	5-6	6-7	7-8	до 2	2-3	3-4	4-5	5-6	6-7	7-8
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1. Автоматические вентиляционные двери в бетонных, каменных, кирпичных и бетонитовых перемычках: двухстворчатые				2,5	3,2	4,6	-				80,0	49,0	24,0	-
раздвижные	-	-	-	150	192	276	-	-	-	-	80,0	49,0	24,0	-
поднимающиеся вверх, типа ляды	-	-	-	1,5	1,9	2,0	2,2	-	-	-	222,0	138,0	125,0	103,0
	-	1,1	1,4	1,8	2,0	-	-	-	413,0	255,0	154,0	125,0	-	-
		66	94	108	120									
2. Неавтоматические вентиляционные двери в бетонных, каменных, кирпичных, бетонитовых и брусчатых перемычках: двухстворчатые				2,2	2,7	3,0	3,3				103,0	69,0	55,0	46,0
одностворчатые	-	1,6	1,9	2,2	2,7	3,0	3,3	-	195,0	139,0	103,0	69,0	55,0	46,0
	1,1	1,4	1,6	1,9	2,0	-	-	413,0	255,0	195,0	135,0	125,0	-	-
	66	84	96	144	120									
3. Вентиляционные двери в чураковых перемычках: двухстворчатые				2,6	2,8	3,1	-				74,0	64,0	52,0	-
одностворчатые	-	1,7	2,1	2,6	2,8	3,1	-	-	173,0	113,0	74,0	64,0	52,0	-
	1,2	1,5	1,7	2,0	-	-	-	347,0	222,0	173,0	125,0	-	-	-
	72	90	102	120										
дверь для прохода людей и окно	4,6	6,6	-	-	-	-	-	24,0	11,0	-	-	-	-	-
для конвейера	276	396												
4. Ляды в шурфах	3,0	3,6	-	-	-	-	-	55,0	38,0	-	-	-	-	-
	180	218												
5. Ляды в скатах и печах	4,6	6,5	-	-	-	-	-	24,0	12,0	-	-	-	-	-
	270	390												

Примечание. В случае применения герметизирующих покрытий нормы утечек воздуха следует уменьшить в 1,5 раза, а сопротивление увеличить в 2,25 раза

8.7 Расчет подачи вентилятора главного проветривания

Подача вентилятора $Q_{в.гп}$, м³/мин, если внешние притечки (утечки) определяются по нормам, рассчитывается по формуле

$$Q_{всп} = Q'_{ш} + \sum Q_{ут.вн} \quad (7.43)$$

где $Q'_{ш}$ – расход воздуха, поступающего из шахты по вентиляционному стволу (шурфу) к данному вентилятору, м³/мин;

$\sum Q_{ут.вн}$ – сумма утечек воздуха через надшахтное здание и вентиляционный канал, м³/мин; нормы утечек воздуха через надшахтное здание и вентиляционный канал, приведены соответственно в таблицах 7.8 и 7.9.

Таблица 7.8 Нормы утечек (притечек) воздуха через надшахтные здания и их аэродинамические сопротивления при $h_T = 2000$ Па

Тип здания	Норма утечек воздуха через здания, м ³ /мин в аэродинамическое сопротивление, (Па с ²)/м ⁶ , при площади наружных стен и перекрытий надшахтного здания, включая копер, м ²										
	до 100	100-300	300-500	500-1000	1000-1500	1500-2000	2000-3000	3000-4000	4000-5000	5000-6000	6000-7000
Скипового ствола	-	-	$\frac{670}{16,0}$	$\frac{780}{12,0}$	$\frac{950}{8,0}$	$\frac{1080}{6,0}$	$\frac{1200}{5,0}$	$\frac{1400}{3,7}$	$\frac{1550}{3,0}$	$\frac{1700}{2,5}$	$\frac{1850}{2,1}$
Клетевого ствола	$\frac{90}{889,0}$	$\frac{190}{199,0}$	$\frac{380}{50,0}$	$\frac{690}{15,0}$	$\frac{850}{10,0}$	$\frac{980}{8,0}$	$\frac{1100}{6,0}$	$\frac{1200}{5,0}$			

Примечание. В числителе даны утечки воздуха, в знаменателе – аэродинамические сопротивления.

Таблица 7.9 Нормы утечек (притечек) воздуха через вентиляционные каналы и их аэродинамические сопротивления при $h_T = 200$ даПа

Площадь поперечного сечения вентиляционного канала, м ²	Нормы утечек воздуха, м ³ /мин	Аэродинамическое сопротивление (Па с ²)/м ⁶
До 5	200	180,0
5-10	300	80,0
10-15	500	29,0
15-20	600	20,0
20-25	750	13,0
более 25	820	11,0

Нормы утечек (притечек) воздуха, приведенные в таблицах 7.8 и 7.9 соответствуют перепаду давления 200 даПа, а для других перепадов они должны быть пересчитаны по выражению

$$N = N_{\tau} \sqrt{\frac{h}{200}} \quad (7.44)$$

где N – норма утечек (притечек) воздуха через надшахтное здание или

вентиляционный канал, м³/мин; при фактическом (ожидаемом) перепаде давлений воздуха h , даПа;

N_{τ} – табличное значение нормы утечек (притечек) воздуха через надшахтное здание или вентиляционный канал, м³/мин, при перепаде давлений $h_{\tau} = 200$ даПа.

При нагнетательном способе проветривания внешние утечки (притечки) воздуха следует увеличить на 13%.

Если утечки учитываются коэффициентом внешних утечек, то подача вентилятора главного проветривания рассчитывается по формуле

$$Q_{взп} = Q_{ш} \cdot k_{ут.вн} \quad (7.45)$$

где $k_{ут.вн}$ – коэффициент, учитывающий внешние утечки (притечки) воздуха; принимается по таблице 7.10.

Таблица 7.10 Значения коэффициента внешних утечек (притечек) воздуха

Место установки вентилятора	Значение коэффициента $k_{ут.вн}$ при расходе воздуха, проходящего по стволу (шурфу), м ³ /мин			
	до 1500	1500-4000	4000-6000	более 6000
Вентиляционные стволы (шурфы), не используемые для подъема	1,2	1,1	1,1	1,1
Шурфы, используемые для спуска людей или материалов	1,25	1,2	1,15	-
Шурфы с передвижными вентиляционными установками	1,3	1,2	-	-

При работе вентиляторов на нагнетание значения коэффициента $k_{ут.вн}$, приведенные в таблице 7.10, необходимо увеличить на 0,15, а при наличии резервных вентиляторов – на 0,17.

Для ориентировочных расчетов можно принимать значение $k_{ут.вн}$: при установке вентиляторов у скиповых стволов – 1,25; у клетевых – 1,2; на стволах и шурфах, не используемых для подъема – 1,1; на шурфах, используемых для подъема и спуска материалов – 1,3.

8 РАСЧЕТ МИНИМАЛЬНОЙ И МАКСИМАЛЬНОЙ ДЕПРЕССИИ ШАХТ

Для расчета минимальной и максимальной депрессии шахты необходимо на составленных схемах вентиляции для наиболее характерных периодов работы шахты (наиболее легкий и наиболее трудный по проветриванию) обозначить цифрами вентиляционные узлы сети, начиная от устья воздухопадающего и кончая устьем воздухоотводящего ствола.

На схему проветривания шахты надлежит нанести расходы воздуха по всем местам его потребления, для чего полученные расчетным путем

значения нужно проставить по всем без исключения объектам проветривания, включая утечки воздуха, с коэффициентом 1.1. В горных выработках, обслуживающих крылья шахтного поля, панели, отдельные горизонты или пласты, расходы воздуха определяются суммированием по отдельным потокам, начиная от очистных, подготовительных забоев, камер, обособленно проветриваемых подготовительных выработок и кончая местами поступления воздуха в подземные выработки и выходы из них. Из подготовительных выработок учитываются только обособленно проветриваемые.

В связи с введением в формуле по определению расхода воздуха для проветривания выработок шахты коэффициента, учитывающего неравномерность распределения воздуха по выработкам, а также из-за предусмотренного в этой формуле расхода воздуха для проветривания погашаемых участков образуется излишек воздуха, который рекомендуется распределить по общешахтным горным выработкам, обособленно проветриваемым камерам, поддерживаемым выработкам и вентиляционным сооружениям.

Установленное таким образом распределение расхода воздуха по отдельным выработкам наносят на расчетную схему проветривания шахты и производят проверку принятого сечения каждой из выработок сети по допустимости скорости движения воздуха в ней.

По формуле

$$V_{\min} \leq V_p = \frac{Q_p}{S} \leq V_{\max} \quad (8.11)$$

где V_{\min} – минимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в выработке, м/с;

V_p ; V_{\max} – соответственно расчетная и допустимая скорость движения воздуха в выработке, м/с;

Q_p – расчетный расход воздуха в выработке, м³/с;

S – принятое сечение выработки, м².

Если расчетная скорость струи v_p в той или иной выработке окажется больше максимально допустимой ПБ v_{\max} , то необходимо увеличить сечение этой выработки. При v_p меньше скорости минимально допустимой ПБ v_{\min} , следует увеличить расход воздуха в выработке до такого значения, при котором была бы $v_p \geq v_{\min}$.

Депрессия шахты определяется для первых 15...25 лет работы шахты, т.е. на срок службы вентилятора. При доработке запасов в течение меньшего срока для расчета минимальной и максимальной депрессии шахты выбирают соответствующие периоды работы шахты. В этом случае производится проверка пригодности установленного на шахте вентилятора. Для выбора вентилятора главного проветривания необходимо знать минимальную и максимальную расчетные депрессии за весь срок существования

вентилятора, также минимальную и максимальную подачу воздуха. За общешахтную депрессию (минимальную и максимальную) принимается наибольшее значение из депрессий всех направлений, проходящих через очистные выработки, для наиболее легкого и наиболее тяжелого по затратам энергии периодов проветривания шахты. При этом количество расчетных маршрутов обычно равно количеству применяемых на шахте вентиляторов, так как тот маршрут определяющий в сети вентилятора, на котором нет регулятора расхода воздуха (вентиляционного окна).

Выбор расчетных маршрутов для наиболее легкого наиболее тяжелого времени проветривания шахты необходимо вести без учета периодов развития и затухания работ. Очевидно, как в легкий, так и в тяжелый периоды проветривания шахт наибольшей депрессией будет обладать поток с наибольшим расходом воздуха и суммарной длиной выработок маршрута.

Депрессия шахты по определенному направлению

$$h_{ш} = h_{п.в} + h_{к.в} + h_{к} + h_{к.к} \quad (8.2)$$

где $h_{п.в}$ – депрессия подземных горных выработок направления, Па; находится как сумма депрессий отдельных, последовательно соединенных выработок, входящих в направление, от устья воздухоподающего ствола до входа в канал вентилятора

$$h_{п.в} = 1,1(h_1 + h_2 + \dots + h_n) \quad (8.3)$$

где 1,1 – коэффициент, учитывающий влияние местных сопротивлений;
 $h_{к.в}$ – депрессия канала вентилятора, Па; принимается равной 0,11 $h_{п.в}$;
 $h_{к}$ – депрессия воздухонагревателей, Па;
 $h_{к.к}$ – депрессия канала воздухонагревателей, Па.

Депрессия воздухонагревателей и канала воздухонагревательной установки учитывается при безвентиляторных воздухонагревательных установках. Для новых шахт и при их техническом перевооружении суммарная депрессия безвентиляторных воздухонагревателей и канала от места воздуха до входа его в ствол может быть принята равной 350 Па.

Депрессия выработок

$$h = \alpha \frac{LU}{S^3} Q^2 \quad (8.4)$$

где α – коэффициент аэродинамического сопротивления выработки, кг/м³, берется из таблиц [1,8]. (Табличные данные α , приведенные в технической системе единиц, для перевода в СИ необходимо умножить на 9,81);

L – длина выработки, м;

U – периметр горной выработки, м;

S – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²;

Q – расход воздуха, м³/с.

Депрессия лавы подсчитывается по формуле

$$h_{o+} = R_{o+} \cdot Q_{o+}^2 \quad (8.5)$$

где $R_{oч}$ – общее аэродинамическое сопротивление лавы, даПа с²/м⁶;

$Q_{oч}$ – расход воздуха для проветривания лавы, м³/с.

Для лав с индивидуальной и механизированной крепями аэродинамическое сопротивление определяется соответственно по выражениям (8.5) и (8.6).

$$R_{o+} = \frac{0,0142l_{o+} + 0,0612(\kappa_{вх} + \kappa_{вых})}{S_{o+}^2} \quad (8.6)$$

$$R_{o+} = 0,01r_{100} \cdot l_{o+} + \frac{0,0612(\kappa_{вх} + \kappa_{вых})}{S_{o+}^2} \quad (8.7)$$

где $l_{oч}$ – длина лавы, м;

$\kappa_{вх}$, $\kappa_{вых}$ – коэффициенты местного сопротивления входа и выхода лавы, определяются по таблице 8.1

При выборе маршрутов для расчета минимальной и максимальной депрессии вентиляционной сети, обслуживаемой данным вентилятором необходимо учитывать: количество одновременно разрабатываемых угольных пластов в сети вентилятора; способ подготовки пластов к выемке, систему разработки и схемы проветривания выемочных участков; протяженность последовательно соединенных выработок в маршруте и расход воздуха в нем.

За депрессию вентиляционной сети (минимальную, максимальную) данного вентилятора принимается максимальное значение из депрессий всех направлений (маршрутов), проходящих через очистные выработки. При этом маршрут не должен иметь регуляторов расхода воздуха в выработках. Обычно минимальная депрессия бывает при отработке первого этажа (яруса) в шахтном поле при выемке пласта по простиранию или первого ствола (у центра панели) при погоризонтальной подготовке. Максимальная депрессия

Максимальная депрессия шахт, как правило, ограничивается 3000 Па; для сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам шахт, а также шахт мощностью 4000 т. в сутки и более, допускается депрессия не свыше 4500 Па при соответствующих обоснованиях. 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 8000 Па.

После расчета депрессии шахты следует определить для наиболее трудного периода показатель трудности проветривания шахты $n_{уд}$.

Показатель трудности проветривания шахты определяется по формуле

$$n_{уд} = \frac{\sum(Q_{vi} h_{vi})}{100(\sum Q_{уч} + \sum Q_{пв} + \sum Q_{пог.в} + \sum Q_{под.в} + \sum Q_{к})} \quad (8.7)$$

где Q_{vi} , h_{vi} – соответственно подача воздуха и депрессия i-го вентилятора, работающего на вентиляционную сеть шахты (м³/мин, даПа);

$\sum Q_{уч}$, $\sum Q_{пв}$, $\sum Q_{пог.в}$, $\sum Q_{под.в}$, $\sum Q_{к}$ – суммарные расходы воздуха для проветривания выемочных участков, подготовительных выработок, погашаемых выработок, поддерживаемых вспомогательных выработок и камер, м³/мин.

Если $n_{уд} > 5$ кВт.с/м³, то необходимо принять меры по его снижению до $n_{уд} < 5$ кВт.с/м³. Для этого необходимо либо за счет применения дегазации уменьшить метановыделение на выемочных участках и, следовательно, расход воздуха для проветривания, либо расширить сечения выработок с наибольшей депрессией.

По полученным при расчетах значениям $Q_{вгпmin}$, $h_{вгпmin}$ и $Q_{вгпmax}$, $h_{вгпmax}$ выбирают тип ВГП. Точки с этими параметрами $Q_{вгп}$ и $h_{вгп}$ должны разместиться в экономической зоне принятого (или установленного на шахте) вентилятора главного проветривания.

Принятый вентилятор должен иметь резерв по подаче воздуха и при этом должно выполняться условие

$$Q_{вгп.р} \geq 1,14 Q_{вг}, \quad (8.8)$$

где $Q_{вгп.р}$ – подача ВГП с учетом необходимого резерва, м³/с.

Резерв по подаче воздуха проверяется по графику режимов работы ВГП.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Вентиляция угольных шахт. Руководство по проектированию. Минэнергоуглепром, К.: 2011.
2. Методические указания к расчету расхода воздуха для проветривания угольных шахт/ Сост. В.А. Стукало. – Донецк: ДонНТУ, 2013. – 43 с.
3. Правила безопасности в угольных шахтах. – Харьков: 2010. – 255 с.
4. Руководство по дегазации угольных шахт. Требования к способам и схемам дегазации. Минтопэнерго Украины. – К. 2004. – 161 с.
5. Сборник инструкций к Правилам безопасности в угольных шахтах. Т.1 – К.: 1996. – 425 с.
6. Прогнозирование и нормализация температурных условий в угольных шахтах. Минэнергоуглепром Украины. К.: 2011. – 184 с.
7. Методические указания к изображению схем вентиляции шахт (для студентов горных специальностей)/ Сост.: Д.Н. Пастернак, В.А. Стукало. –Донецк: ДПИ, 1989. – 16 с.
8. Рудничная вентиляция: Справочник/ Н.Ф. Гращенко, А.Э. Петросян, М.А. Фролов и др.; Под ред. К.З. Ушакова. – М.: Недра, 1988. – 440 с.
9. Стукало В.А. Влияние системы разработки на метановыделение и предельно допустимую нагрузку на очистную выработку/ Уголь Украины.- 1991. №5. С.20-22.

СОДЕРЖАНИЕ

1. Содержание раздела «Проветривание шахты»	3
2. Анализ состояния проветривания и выполнений требований пылегазового и теплового режимов на действующей шахте.....	3
3. Прогноз газообильности планируемых в проекте выемочных участков, очистных и проводимых тупиковых выработок.....	4
4. Мероприятия по борьбе с метаном.....	18
5. Выбор и обоснование способа проветривания и схемы вентиляции шахты. Конструирование схемы вентиляции шахты.....	22
6. Мероприятия по снижению утечек воздуха через вентиляционные сооружения.....	27
7. Расчет расхода воздуха для проветривания шахты и выбор ВГП.....	27
8. Расчет минимальной и максимальной депрессий шахты.....	45
Список рекомендуемой литературы.....	51

Учебное издание

Методические указания
к выполнению раздела «Проветривание шахт»
в дипломном проекте
(для студентов горных специальностей)

Составители:

Медведев Борис Иванович
Стукало Виталий Антонович
Почтаренко Николай Сергеевич
Тельной Адольф Петрович