

Министерство образования Российской Федерации
Дальневосточный государственный технический университет

И.Г.Ивановский

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОВЕТРИВАНИЯ И КАЛОРИФЕРНЫХ УСТАНОВОК ШАХТ

*Рекомендовано Министерством
образования Российской Федерации в ка-
честве учебного пособия для студентов
высших учебных заведений, обучающихся
по специальности «Подземная разработ-
ка месторождений полезных ископае-
мых»*

Владивосток
2000

УДК: 622.4.001.24 (075.8)

ББК: 33.18

И 221

Ивановский И.Г. Проектирование проветривания и калориферных установок шахт: Учеб. пособие. – Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2000. – 107 с.

ISBN 5 – 7596 – 0154 – 7

Подробно изложены вопросы проектирования проветривания угольных и рудных шахт с учетом современного состояния технологии разработки месторождений полезных ископаемых подземным способом и требований нормативных документов к вопросам проветривания.

Предназначено для студентов специальности 0902 при изучении курса аэрологии и выполнении курсового и дипломного проектирования. Может быть использовано при решении практических вопросов проектирования проветривания.

Табл. 23, ил. 16, список лит. – 8 назв.

Рецензенты:

Кафедра подземной разработки месторождений полезных ископаемых Красноярской государственной академии цветных металлов и золота (проф. С.А Вохмин),

ОАО "ДальвостНИИпроектуголь" (канд. техн. наук И.В.Садардинов),
д-р техн. наук, проф. В.Н.Слесаренко.

Издано по решению Редакционно-издательского совета ДВГТУ

Учебное пособие отпечатано с оригинал-макета, подготовленного автором.

ISBN 5 – 7596 – 0154 – 7

© Ивановский И.Г., 2000

©Дальневосточный государственный
технический университет, 2000

Эффективная система проветривания подземных выработок шахты зависит от многих составляющих и, в первую очередь, от правильного решения вопросов проектирования проветривания.

Проектирование проветривания – этап организации вентиляции шахты, на котором закладываются надежность и достаточность обеспечения воздухом технологических процессов и рабочих мест, обеспечения высоких показателей работы принятого оборудования и безопасности работ.

Следует помнить, что вопросы проветривания шахты могут решаться только в тесной связи с решением вопросов основных технологических процессов добычи полезного ископаемого и, в ряде случаев, фактор вентиляции может оказаться решающим при выборе тех или иных инженерных вариантов в процессе проектирования.

В ходе проектирования систем вентиляции шахт обычно соблюдается следующая последовательность вопросов: подбираются необходимые исходные данные; выбирается система, схема и способ вентиляции шахты; решаются вопросы по количеству необходимого воздуха для отдельных рабочих мест и для всей шахты в целом, производится его распределение; подсчитывается необходимая депрессия шахты по определяющему маршруту; подсчитывается депрессия естественной тяги и определяются параметры ее взаимодействия с вентилятором; определяются основные аэродинамические параметры системы вентиляции шахты и главного вентилятора; выбирается оборудование, и определяются регулировочные параметры; выбирается конструктивный тип, оборудование и выполняется теплотехнический расчет калориферной установки; определяется экономическая эффективность системы вентиляции.

Проектирование вентиляции увязывается с требованиями Правил безопасности и нормативными документами в отрасли.

1.1. Принципы подхода к подбору исходных данных

Шахта – предприятие, срок службы которого может составлять несколько десятков лет. Концентрация горных работ в пределах шахтного поля непостоянна, меняется их расположение, длина выработок, количество действующих выработок в шахтном поле. Меняются геологические условия и технология добычи полезного ископаемого.

С другой стороны, система вентиляции шахты не может меняться постоянно и должна обеспечивать стабильные параметры на какой-то продолжительный период времени, т.е. вентиляция должна быть запроектирована на определенный этап (этапы) развития горных работ.

Продолжительность периода, на который проектируется система проветривания, определяется временем работы проектируемых горных объектов, но не может превышать возможного срока службы шахтных вентиляторов, составляющего на настоящий момент 15-20 лет для осевых вентиляторов и 20-25 лет для центробежных. Если время работы проектируемого горного объекта превышает возможный срок службы вентилятора, следует из общего времени отработки выделить первый период горных работ в шахтном поле равный 15-20 годам и расчет проветривания выполнить для этого периода.

Проектирование вентиляции в полном объеме и с достаточной степенью надежности может быть выполнено только при наличии полного набора исходных данных. Исходные данные для проектирования проветривания шахт угольных и рудных имеют некоторые различия по терминологии и составу, но основной массив данных и наименования одинаковы, это позволяет объединить их в общий список.

В дополнение к приводимым ниже сведениям о составе набора исходных данных для реконструируемых шахт необходимо иметь сведения о действующих на момент реконструкции вентиляторных установках и вентиляционных сооружениях.

Для расчета величины естественной тяги необходимо иметь сведения о минимальной средней температуре воздуха в подающей выработке в холодное время года и максимальной средней температуре в той же выработке в теплое время года и соответствующие им по времени средние температуры воздуха в выработках рабочих горизонтов. Для теплотехнического расчета калориферной установки необходимо иметь сведения о величине самой низкой температуры в холодное время года.

1.2. Исходные данные для проектирования вентиляции

Необходимые для проектирования вентиляции шахт исходные данные условно можно разделить на две группы:

Исходные данные горно-геологического типа:

- ☞ размеры шахтного поля (проектируемого объекта);
- ☞ количество пластов, рудных тел и их характеристики;
- ☞ угол падения пласта, рудного тела (свиты пластов, месторождения);
- ☞ мощность пласта, рудного тела (пластов, месторождения);
- ☞ глубина залегания или мощность наносов;
- ☞ метанообильность выработок;
- ☞ сведения о содержании свободной окиси кремния в породах;
- ☞ сведения о склонности углей и руд к самовозгоранию.

Исходные данные горно-технологического типа:

- ☞ проектная мощность шахты (проектируемого объекта), ее распределение по забоям;
- ☞ порядок и направление отработки пласта, рудного тела (пластов, рудных тел);
- ☞ схема вскрытия шахты и (или) проектируемого объекта;
- ☞ система разработки и планы горных работ, перечень действующих забоев разного типа;
- ☞ подробная схема вентиляции проектируемой шахты или ее части, проветриваемой отдельным вентилятором, выполненная в пространственном изображении с нанесенными на нее очистными забоями, проводимыми выработками, вентиляционными сооружениями и местами расположения вентиляторов;
- ☞ параметры выработок (длина, площадь сечения, тип и параметры крепи, оборудование, назначение);
- ☞ параметры технологии очистных работ (вид выемки, механизация, транспорт, крепление, параметры взрывных работ, самоходная техника);
- ☞ сведения о проводимых выработках (способ проведения, параметры проходческих работ);
- ☞ сведения о поддерживаемых выработках с обособленным проветриванием, сведения о технологических камерах.

1.3. Прогноз газообильности шахты

Общие положения

По действующим нормативным документам [3,4,6] прогноз метанообильности горных выработок при проектировании вентиляции можно производить по данным газообильности смежных шахт бассейна или действующих горизонтов проектируемой шахты, по так называемому горностатическому методу, или по данным о метаноносности угольных пластов, полученным по результатам геолого-разведочных работ.

Горностатический метод прогноза

Горностатический метод позволяет определить метанообильность отдельного шахтопласта на нужной глубине по формуле

$$q_{ш.п} = (1 + n_2)(q + q_{п.г}) , \quad (1.1)$$

где n_2 – коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства, принимается равным 0,15-0,25 при проведении вентиляционной выработки по пласту, имеющему спутники; при проведении такой выработки по одиночному пласту принимается равным 0,10;

$q_{п.г}$ – относительная метанообильность, обусловленная метановыделением из обособленно проветриваемых выработок, м³/т;

q – относительная метанообильность горных выработок на глубине проектируемого горизонта, м³/т

$$q = (H - H_o) / H_m + 2, \quad (1.2)$$

H_o – глубина зоны выветривания, м;

H_m – ступень метанообильности, м;

2 – относительная метанообильность выработок на глубине зоны выветривания, м³/т.

Значение $H_o, H_m, q_{п.г}$ принимаются на основе фактических данных о метаноносности действующих горизонтов смежных шахт или верхних горизонтов проектируемых шахт.

Прогноз метанообильности выработок

Метанообильность выработок проектируемой шахты или горизонта можно рассчитать на основе соответствующих данных геологоразведочных работ и фактических данных с действующих шахт или горизонтов.

Абсолютное метановыделение тупиковой выработки складывается из метановыделения с обнаженных поверхностей пласта и метановыделения из отбитого угля в призабойном пространстве (последнее в расчетах будет использовано как метановыделение в призабойном пространстве)

$$I_n = I_{нов} + I_{о.у.з.} \quad (1.3)$$

Метановыделение с обнаженных поверхностей пласта определяется по формуле

$$I_{нов} = 0,0004 m_{\Pi} \cdot \beta \cdot V_{\Pi} \cdot a_3 (x - x_o)^2 K_T, \quad (1.4)$$

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

V_{Π} — проектная скорость подвигания забоя выработки, м/сут;

β — коэффициент, учитывающий условия фильтрации метана; для тонких и средней мощности пластов $\beta = 1,0$; для мощных пластов он имеет следующие значения: при величине отношения $\sqrt{S_{св}} / m_{\Pi} = 0,9; 0,8; 0,7; 0,6; 0,5; 0,4; 0,3; 0,2; 0,1$ соответственно $\beta = 0,95; 0,91; 0,85; 0,76; 0,65; 0,54; 0,43; 0,34; 0,26$;

K_T — коэффициент, учитывающий изменение метановыделения во времени, зависит от времени $T_{пр}$, прошедшего от начала проходки выработки до момента определения $I_{нов}$; принимается равным $\sqrt{T_{пр}}$;

a_3 — коэффициент, который принимается в зависимости от выхода летучих: при выходе летучих до 8; 8 – 12; 12 – 18; 18 – 26; 26 – 35; 35 – 42; более 42% соответственно $a_3 = 0,14; 0,14 – 0,18; 0,18 – 0,28; 0,28 – 0,43; 0,43 – 0,38; 0,38 – 0,30; 0,28$;

x — природная метаноносность пласта, м³/т; принимается по данным геологоразведки;

x_o — остаточная метаноносность угля, м³/т

$$x_o = 0,01 \cdot x_{o,z} (100 - W - A_3); \quad (1.5)$$

W – пластовая влажность угля, %;

A_3 – зольность угля, %;

$x_{o,z}$ – остаточная газоносность ($\text{м}^3/\text{т}$ с.б.м.); при выходе летучих веществ 2 – 18; 18 – 26; 26 – 42% соответственно $x_{o,z} = 1,5; 1,3; 1,0$.

Метановыделение из отбитого угля в призабойном пространстве зависит от способа проведения выработки :

при комбайновом способе проходки

$$I_{o,y,z} = (x - x_o) j \cdot K_{my}, \quad (1.6)$$

где j – техническая производительность комбайна, $\text{т}/\text{мин}$; принимается равной 1,2; 1,4; 1,8; 3,5; 4,0; 4,5; 5,0 соответственно для комбайнов 4ПУ, ПК-ЗР, 1ГПКС, 4ПП-2, 4ПП-5, КП-25, КП-160;

K_{my} – коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля; зависит от времени нахождения углей в призабойном пространстве.

$$K_{my} = \frac{0,115 \cdot S_{y,z} \cdot l_u \cdot \gamma}{j}, \quad (1.7)$$

где $S_{y,z}$ – площадь сечения выработки по углю, м^2 ;

l_u – подвигание забоя за цикл непрерывной работы комбайна, м ;

γ – плотность угля, $\text{т}/\text{м}^3$

при буровзрывном способе проходки

$$I_{o,y,z} = 0,009 \cdot (x - x_o) S_{y,z} \cdot \gamma \cdot l_{взр}, \quad (1.8)$$

где $l_{взр}$ – подвигание угольного забоя при взрывании, м .

Максимальное метановыделение в призабойном пространстве при ведении буровзрывных работ по углю (или в смешанном забое) определяется по формуле

$$I_{з,макс} = 0,05 \cdot S_{y,z} \cdot l_{взр} \cdot \gamma \cdot (x - x_o). \quad (1.9)$$

Выражение $(x - x_o)$ в формулах (1.4), (1.6), (1.8) и (1.9) может быть определено на основе данных о фактическом метановыделении в действующей выработке того же пласта

$$x - x_o = 50 \sqrt{\frac{I_{ср.пов.ф}}{a_3 \cdot m_{II} \cdot \beta \cdot V_{II} \cdot K_{т.ф}}}, \quad (1.10)$$

где $K_{т.ф}$ – коэффициент аналогичный K_T в формуле (1.4); определяется по формуле аналогично с той лишь разницей, что делается в фактически существующей выработке;

$I_{ср.пов.ф}$ – среднее фактическое метановыделение с обнаженных поверхностей пласта, м³/мин; определяется в действующей выработке по специальной методике.

Для определения фактического метановыделения с обнаженных поверхностей пласта в действующей выработке, в тупиковой ее части, на расстоянии от устья 10-15 м производится измерение расхода, и одновременно берутся пробы воздуха. Операция повторяется не менее 5 раз через 5-10 минут. Аналогичная операция выполняется в сквозной выработке перед ВМП. Отбор проб производится после погрузки угля, но не менее чем через 2 часа после окончания выемки.

По обработанным данным наблюдений определяется фактическое метановыделение с обнаженных поверхностей пласта

$$I_{ср.пов.ф} = 0,01 \cdot Q_{II} (c_{ср.м} - c_{ср.о}), \quad (1.11)$$

где Q_{II} – расход воздуха в тупиковой выработке, м³/мин;

$c_{ср.м}$ – средняя концентрация метана в исходящей струе тупиковой выработки, %;

$c_{ср.о}$ – средняя концентрация метана в поступающем в выработку воздухе, %.

Среднее фактическое метановыделение в очистной выработке при обособленном проветривании для действующих шахт

$$I_{ср.оч.ф} = I_{ср.оч.ф1} - I_{ср.о} - I_{ср.подсв}, \quad (1.12)$$

где $I_{ср.оч.ф1}$ – среднее фактическое метановыделение в вентиляционной выработке на расстоянии 10-15 м от очистного забоя, м³/мин;

$I_{ср.о}$ – средняя фактическая газообильность струи, поступающей на выемочный участок, м³/мин;

$I_{ср.подсв}$ – средняя фактическая газообильность в выработке с под-
свежающей струей (если таковая имеется) в 15-20 м от очистного забоя,
м³/ мин.

Среднее ожидаемое метановыделение для лав

$$I_{ср.оч} = I_{ср.оч.ф} \left(\frac{l_{оч}}{l_{оч.ф}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_{оч}}{A_{оч.ф}} \right)^{0,6} K_{с.р} \cdot K_{з.р} , \quad (1.13)$$

Среднее ожидаемое метановыделение для участков

$$I_{ср.уч.} = I_{ср.уч.ф} \left(\frac{l_{оч}}{l_{оч.ф}} \right)^{0,4} \left(\frac{A_{оч}}{A_{оч.ф}} \right)^{0,6} K_{с.р} \cdot K_{з.р} , \quad (1.14)$$

где $l_{оч}$ – длина очистной выработки, для которой рассчитывается ожи-
даемое метановыделение, м;

$l_{оч.ф}$ – длина очистной выработки, для которой определено метано-
выделение, м ;

$A_{оч.}$ – нагрузка на проектируемую лаву, т / сут;

$A_{оч.ф}$ – нагрузка на действующую лаву, т / сут;

$K_{с.р.}$ – коэффициент, учитывающий изменение системы разработки;
рассчитывается по формулам табл. 1.1;

$K_{з.р}$ – коэффициент, учитывающий изменение газообильности вы-
работок с глубиной; при ведении работ на глубинах до 300 м ниже зоны
выветривания $K_{з.р} = 1,0$ для разности глубин до 20 м, а при большей
разности определяется по формуле 1.15; при ведении работ на глубинах
более 300 м ниже зоны выветривания $K_{з.р} = 1,0$ для разности глубин до
50 м, а при большей разности определяется по формуле (1.15).

$$K_{з.р} = \frac{x_p - x_{о.з}}{x_{ф} - x_{о.з}} , \quad (1.15)$$

где x_p – природная метаносность пласта на планируемой глубине раз-
работки, м³/ т с.б.м., по данным геологоразведки;

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

Таблица 1.1

Определение коэффициента $K_{c.p}$ в зависимости от системы разработки

Система разработки		Формула для определения $K_{c.p}$
для которой определено фактическое метановыделение	для которой определяется ожидаемое метановыделение	
Сплошная	Столбовая, парные штреки (обратный ход)	$\frac{l_{oc} - 2b_{3.0}}{l_{oc}}$
То же	Парные штреки (прямой ход)	$\frac{l_{oc} + 2b_{3.0}}{l_{oc}}$
Столбовая, парные штреки (обратный ход)	Сплошная	$\frac{l_{oc}}{l_{oc} - 2b_{3.0}}$
Столбовая, парные штреки (обратный ход)	Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	$\frac{l_{oc} + 2b_{3.0}}{l_{oc} - 2b_{3.0}}$
Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	Сплошная	$\frac{l_{oc}}{l_{oc} + 2b_{3.0}}$
Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	Столбовая, парные штреки (обратный ход)	$\frac{l_{oc} - 2b_{3.0}}{l_{oc} + 2b_{3.0}}$

Примечание. В приведенных формулах $b_{3.0}$ – ширина условного пояса дренирования пласта, м; определяется по табл. 1.2.

Таблица 1.2

Определение ширины пояса газового дренирования

Время от окончания подготовительных работ до начала очистных , сут	Величина пояса дренирования при выходе летучих веществ, %					
	до 8	8 - 12	12 - 18	18 - 26	26 – 35	более 35
50	5,5	7,5	10,0	12,5	10,0	7,5
100	7,0	10,0	12,5	16,0	12,5	10,0
150	7,5	10,5	13,5	17,5	13,5	10,5
200 и более	8,0	11,0	14,0	18,0	14,0	11,0

Для пластов Партизанского угольного бассейна значение пояса газового дренирования принимается равным 10 м, для Угловского – 15 м.

Прогноз углекислотообильности выработок

Прогноз углекислотообильности производится на основе данных, полученных при газовых съемках в действующих смежных шахтах или на действующих горизонтах проектируемой шахты.

Расчет углекислотообильности производится по следующим формулам:

для очистной выработки

$$I_{ср.оч.у.г} = I_{ср.оч.у.г.ф} \left(\frac{A}{A_{ф}} \right)^{0,25} : \quad (1.16)$$

для выемочного участка

$$I_{ср.уч.у.г.} = I_{ср.уч.у.г.ф} \left(\frac{A}{A_{ф}} \right)^{0,25} , \quad (1.17)$$

где $I_{ср.оч.у.г.ф}$, $I_{ср.уч.у.г.ф}$ — средние фактические выделения углекислого газа соответственно в очистной выработке и на участке в действующей шахте, найденные по методике определения метановыделения в действующей шахте, м³/мин.

Среднее ожидаемое выделение углекислого газа в тупиковой выработке

$$I_{ср.п.у.г} = I_{ср.п.у.г.ф} \left(\frac{I_n}{I_{н.ф}} \right)^{0,75}, \quad (1.18)$$

где $I_{ср.п.у.г.ф}$ – среднее фактическое выделение углекислого газа в действующей выработке, м ;

$I_{н.ф}$ – длина тупиковой выработки, в которой производилась газовая съемка по определению среднего фактического выделения углекислого газа в действующей шахте или горизонте, м.

Прогноз углекислотообильности может быть произведен и по природной газоносности, представленной в результатах геологоразведочных работ. Методика расчета приведена в работе [6].

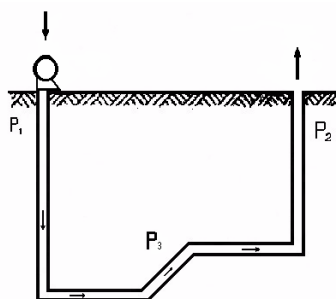
2.1. Выбор способа проветривания шахты

Движение нужного количества воздуха в пределах шахтного поля обеспечивается за счет перепада давлений (депрессии) в точке входа в воздухоподающую выработку и точке выхода в атмосферу.

Под способом вентиляции понимается вариант создания перепада давлений в воздухе на пути его движения

В зависимости от варианта создания необходимого перепада давлений в воздухе различают нагнетательный, всасывающий и нагнетательно-всасывающий (комбинированный) способы вентиляции.

Нагнетательный способ вентиляции (рис.2.1) заключается в том, что перепад давления на пути движения воздуха создается путем повышения



давления на выходе вентилятора за счет его энергии. На выходе из шахты давление остается равным атмосферному. Таким образом, перепад давления равен создаваемому вентилятором напору h_v , давление в любой точке шахтной сети выше атмосферного ($P_1 > P_0$).

Рис. 2.1. Нагнетательный способ вентиляции шахт

Достоинства нагнетательного способа:

- ☺ вентиляционная сеть обеспечивается работой одной вентиляционной установки, расположенной в центре шахтного поля;
- ☺ высокая устойчивость и надежность работы ГВУ;
- ☺ простота и легкость регулирования распределения воздуха;
- ☺ отсутствие подсосов грязного воздуха;
- ☺ увеличение срока службы ГВУ, работающей с чистым воздухом;
- ☺ нет необходимости в вентиляционном горизонте.

Недостатки нагнетательного способа:

- ⊗ сложности с обеспечением герметичности надшахтного здания на подающем воздух стволе (чаще всего клетевом) или с исполнением и работой шлюзов, установленных на главной штольне;
- ⊗ необходимость установки мощного главного вентилятора с большим диапазоном регулирования по дебиту и депрессии;
- ⊗ обязательна установка резервного вентилятора (по соображениям надежности).

Всасывающий способ вентиляции (рис.2.2) получается путем создания необходимого перепада давлений за счет разрежения перед вентилятором, установленным на выходе в атмосферу. Величина перепада от способа не зависит. Давление в любой точке вентиляционной сети меньше атмосферного ($P_1 < P_0$).

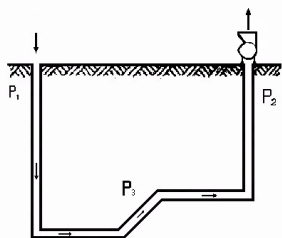


Рис.2.2. Всасывающий способ вентиляции шахт

Достоинства всасывающего способа:

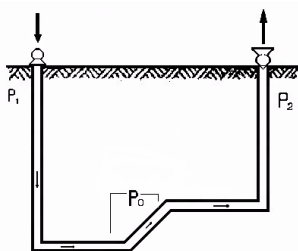
- ☺ повышение эффективности и интенсивности проветривания выемочных участков при использовании нескольких вентиляторов, расположенных на флангах поля;
- ☺ возможность использования менее крупных вентиляторов;
- ☺ простота и легкость регулирования режима работы вентилятора, если установлен один крупный вентилятор;
- ☺ устойчивый режим работы при установке одного вентилятора.

Недостатки всасывающего способа:

- ⊗ вентилятор работает с загрязненной струей воздуха, что приводит к необходимости постоянного контроля за его состоянием, а в газовых шахтах к необходимости контроля за содержанием метана в исходящей струе;
- ⊗ сложность регулировки, необходимость постоянных исследований эффективности совместной работы вентиляторов, если их количество более одного;
- ⊗ возможность загрязнения воздуха, подаваемого к рабочим местам от подсосов через выработанные пространства;

- ⊗ необходимость подвода ЛЭП, строительства подстанций и зданий вентиляторов для обслуживания установок по их числу;
- ⊗ способ создает условия, благоприятные для самовозгорания углей.

Комбинированный способ вентиляции (рис.2.3) отличается тем, что в одной части шахтного поля воздух движется за счет перепада давления, создаваемого вентилятором, работающим на нагнетание, а в другой – за счет перепада, создаваемого вентилятором, работающим на всасывание. При этом в одной части вентиляционной сети давление больше атмо-



сферного, в другой – меньше. Главной особенностью этого способа является наличие в вентиляционной сети области, в которой давление равно атмосферному или близко к атмосферному (P_0).

Рис. 2.3. Комбинированный способ вентиляции шахт

Достоинства комбинированного способа:

- ⊕ отсутствуют подсосы и утечки между поверхностью и областью шахтной сети с давлением близким к атмосферному;
- ⊕ возможно применение сравнительно небольших вентиляторов при значительной депрессии шахты и малом дебите в силу совместной последовательной работы вентиляторов.

Недостатки комбинированного способа:

- ⊗ наличие не менее чем двух вентиляторов в системе вентиляции;
- ⊗ необходимость исследования возможности и эффективности совместной работы вентиляторов;
- ⊗ трудности, связанные с созданием герметичности надшахтных сооружений в месте установки нагнетательного вентилятора.

Выбор способа вентиляции производится на основе сравнения их достоинств и недостатков, с учетом влияния следующих факторов: порядка отработки шахтного поля, глубины разработки, склонности полезного ископаемого к самовозгоранию, величины утечек через выработанное пространство и вентиляционные сооружения, интенсивности газовыделения, соотношения аэродинамических сопротивлений частей шахтного поля, схемы проветривания шахты и некоторых других.

Выбирая способ проветривания, прежде следует разобраться в экономической эффективности способов применительно к конкретным условиям. Каждый из перечисленных факторов может оказаться решающим при выборе способа. Необходимо иметь в виду что способ проветривания шахты может меняться с изменением горно-технических условий (с увеличением глубины разработки, увеличением газообильности, изменением технологии и параметров горных работ).

Всасывающий способ не следует применять при разработке пластов углей, склонных к самовозгоранию, и при наличии аэродинамических связей горных работ с поверхностью через трещины, провалы и т.п.

Комбинированный способ рекомендуется при разработке пластов угля и руд, склонных к самовозгоранию, и в шахтах с большой протяженностью выработок (т.е. с большой депрессией).

2.2. Выбор схемы проветривания шахты

Направление движения воздуха от подающей выработки к рабочим местам и далее до выхода на поверхность и распределение воздуха по отдельным частям шахтного поля определяются схемой вентиляции.

Схемой проветривания называется определенный порядок движения воздуха по сети горных выработок шахты.

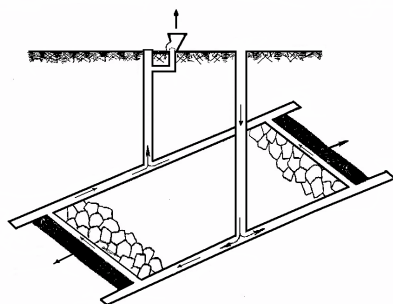
Схема вентиляции шахты может быть *единой* или *секционной*.

Под единой схемой понимается такая схема, при которой все выработки вентиляционной сети шахты связаны аэродинамически, в схеме могут работать один или несколько вентиляторов.

В случае секционной схемы вентиляции сеть шахты разбивается на отдельные области (*секции*), не связанные аэродинамически. Каждая секция имеет свою, может быть не одну, вентиляционную установку, свою схему и способ вентиляции. Секционные схемы вентиляции рекомендуются для шахт, имеющих большие размеры поля, большую глубину, большую производственную мощность, с большой газообильностью. Целесообразность применения таких схем определяется технико-экономическим сравнением.

В зависимости от взаиморасположения выработок, по которым проходят главные входящие и исходящие струи, различают схемы вентиляции *центральной, фланговую и комбинированную*.

Центральная схема вентиляции (рис.2.4) отличается расположением подающего и отводящего стволов в центре шахтного поля. Свежий



воздух подается по стволу, расходится по участкам шах-ты, омывает очистные забои, возвращается по вентиляци-онным выработкам к выда-ющему стволу в центр поля и выходит на поверхность.

Рис. 2.4. Центральная схема вентиляции шахт

В схеме имеются параллельные выработки со струей обратного качества. Различают два варианта центральных схем:

☞ *центрально-сдвоенные* – в этих схемах оба ствола находятся практически на одной промплощадке на расстоянии не более 100 м. Эти схемы рекомендуются для больших глубин;

☞ *центрально-отнесенные* – в этих схемах стволы разнесены на значительное расстояние, чаще всего по линии, делящей поле по прости-ранию. Эти схемы рекомендуются для отработки верхних горизонтов.

Достоинства центральных схем:

- ☺ концентрация поверхностных сооружений на промплощадке, уменьшение величины капитальных затрат;
- ☺ сокращение срока ввода шахты в эксплуатацию;
- ☺ сокращение потерь полезного ископаемого в охранных цели-ках главных выработок;
- ☺ упрощение энергоснабжения;
- ☺ сокращение затрат на управление вентиляционной системой.

Недостатки центральных схем:

- ☹ высокая депрессия за счет большой длины пути воздуха;
- ☹ необходимость обеспечения большой глубины регулирования вентилятора в связи с большим изменением депрессии по мере перемещения горных работ в поле шахты;

- ⊗ большие утечки воздуха в околоствольном дворе и через вентиляционные сооружения между выработками со струями противоположного качества;
- ⊗ необходимость в наличии вентиляционных горизонтов.

Фланговая схема вентиляции (рис. 2.5) характеризуется наличием одного или двух подающих стволов в центре поля и вентиляционных стволов (шурфов) на флангах шахтного поля.

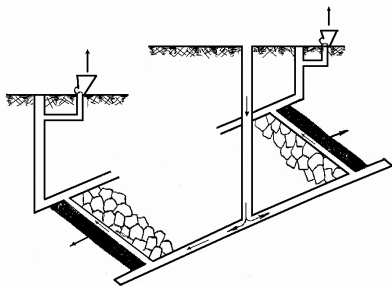


Рис.2.5. Фланговая схема вентиляции шахт

Свежий воздух по этой схеме подается по стволу (стволам) в центре поля, расходится по выработкам рабочего горизонта к забоям, омывает их и выдается на поверхность на флангах шахтного поля. Воздух по всей длине крыла движется в направлении от центра поля к флангу, поэтому фланговые схемы еще называют *прямоточными*.

Различают несколько вариантов фланговых схем:

- ☞ *крыльевая* – крыло шахтного поля имеет одну общую выработку для исходящей струи;
- ☞ *групповая* – группа участков на фланге имеет общую исходящую струю, в крыле шахты исходящих струй может быть несколько;
- ☞ *участковая* — каждый участок крыла имеет свою исходящую.

Достоинства фланговых схем:

- ☺ малая депрессия шахты за счет сокращения пути почти вдвое;
- ☺ постоянная депрессия шахты ;
- ☺ возможность применения вентиляционных выработок малого поперечного сечения;
- ☺ отсутствие утечек через вентиляционные сооружения;
- ☺ уменьшение утечек через вентиляторы в связи с их расположением на стволах, не имеющих транспортных устройств;
- ☺ возможность погашения вентиляционных выработок;

- ☺ возможность применения комбинированного способа;
- ☺ увеличение безопасности горных работ в связи с увеличением числа выходов на поверхность.

Недостатки фланговых схем:

- ⊗ большие капитальные затраты, связанные с необходимостью проведения и поддержания дополнительных выработок;
- ⊗ увеличение потерь полезного ископаемого в охранных целиках капитальных выработок;
- ⊗ большое число вентиляторных установок и сложность регулирования их совместной работы и энергоснабжения.

Комбинированная схема вентиляции (рис.2.6) имеет элементы центральной схемы и фланговой. В комбинированных схемах в качестве воздухо-подающих чаще всего используются центральные стволы, а в качестве воздухоотводящих – центральные и фланговые.

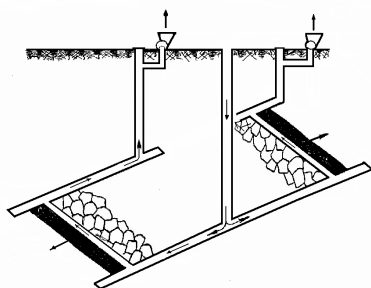


Рис.2.6. Комбинированная схема вентиляции шахт

Эти схемы редко проектируются специально, чаще они используются в переходные периоды от схем фланговых к центральным при увеличении глубины работ.

Выбор схемы вентиляции основывается на ее возможностях в обеспечении ряда требований. Выбранная схема вентиляции должна гарантировать:

- ☞ надежную подачу необходимого количества свежего воздуха к местам потребления;
- ☞ минимальные внутренние и внешние утечки воздуха ;
- ☞ минимальное сопротивление и минимальную депрессию сети;
- ☞ обособленное проветривание очистных забоев активной струей за счет общешахтной депрессии;

- ☞ простоту регулирования распределения воздуха;
- ☞ минимальные капитальные затраты и расходы на поддерживание вентиляционной системы в надежном рабочем состоянии.

При выборе схемы вентиляции шахты учитывается ее схема вскрытия, схема подготовки, порядок отработки и система разработки. В схеме должно быть задействовано максимальное число параллельных выработок для уменьшения аэродинамического сопротивления сети, должно быть минимальное количество выработок со струями противоположного качества. Схема должна предполагать минимальное количество вентиляционных сооружений.

Центральная схема вентиляции рекомендуется при небольших размерах шахтных полей (до 2000 м по простиранию), большой глубине разработки и небольшой производственной мощности предприятия.

Фланговая схема может быть рекомендована для отработки верхних частей поля угольных шахт, штольневых горизонтов рудных шахт. Она применима при больших размерах шахтного поля по простиранию и для проветривания удаленных пластов и рудных тел.

Все детали схемы проветривания, касающиеся направления и скорости движения воздуха в отдельных выработках, проветривания забоев и камер, содержания вредных веществ, степени обособленности и т.п., должны согласовываться с действующими Правилами безопасности (ПБ).

2.3. Выбор способа проветривания выработки при ее проведении

Необходимость проветривания выработок при их проведении обуславливается наличием действующего забоя и появлением в воздухе большого количества разнообразных вредных веществ, связанных с условиями и технологией проходки.

Различают три основные схемы проветривания проводимых выработок: проветривание за счет общешахтной депрессии; проветривание специальными вентиляторными установками (ВМП); комбинированные схемы.

Схемы проветривания за счет общешахтной депрессии основаны на том, что воздух к устью проводимой выработки подводится за счет работы главного вентилятора, а непосредственно в тупиковую часть и к забой (рис.2.7) подается с помощью дополнительных сооружений (перегородки, перемычки с трубами, пологи). Эти схемы малоэффективны, характеризуются подачей малого количества воздуха, большими утечками, сложностью установки названных сооружений и помехами транспорту.

Единственным достоинством этих схем является их постоянная работа, поскольку они работают совместно с главным вентилятором. С их помощью можно проветривать выработки до длины не более 50-60 м.

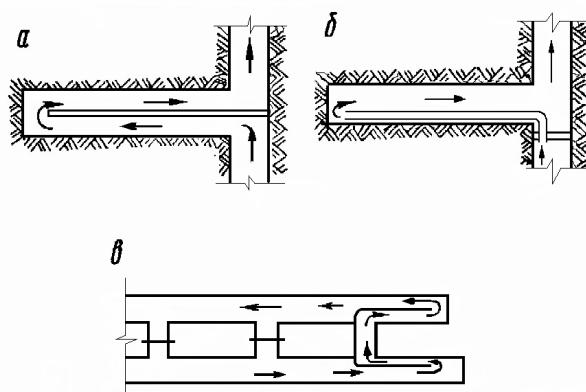


Рис.2.7. Способы проветривания забоев проводимых выработок с помощью общешахтной депрессии и дополнительных сооружений:

а – продольная перегородка; б – перемычка и трубопровод; в – парные выработки и продольные перегородки

Схемы с применением ВМП распространены повсеместно, как на угольных шахтах, так и на рудных. Они применяются в трех вариантах, называемых способами.

Нагнетательный способ. ВМП устанавливается в сквозной выработке на свежей струе и подает воздух к забою тупиковой выработки с помощью трубопровода (рис.2.8,а). Расстояние от конца трубопровода до груди забоя в соответствии с требованиями ПБ принимается в газовых шахтах не более 8м, в негазовых угольных – 12м, в рудных – 10м.

Достоинства способа:

- ⊙ забой проветривается активной струей воздуха;
- ⊙ трубопровод может быть любой конструкции;
- ⊙ утечки из трубопровода полезны с точки зрения дополнительного выноса вредностей из выработки. Это важно для газовых шахт.

Недостатком способа является продолжительное время проветривания после взрывных работ, поскольку облако грязного воздуха с

большой концентрации вредных газов движется по всей выработке до самого ее устья.

Нагнетательный способ может применяться во всех шахтах, в любых горно-геологических условиях и при любой технологии.

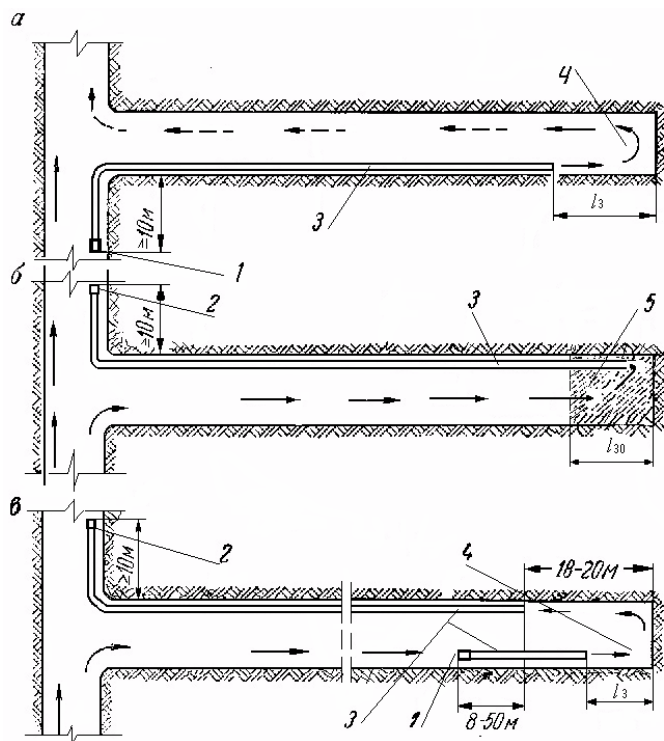


Рис.2.8. Способы вентиляции забоев проводимых выработок с помощью ВМП: 1 – нагнетательный вентилятор; 2 – всасывающий вентилятор; 3 – трубопроводы; 4 – активная струя в призабойном пространстве; 5 – зона отброса газов после взрывных работ (20-30м)

Всасывающий способ. ВМП устанавливается в сквозной выработке на исходящей струе и отсасывает воздух из забоя тупиковой выработки с помощью трубопровода (рис.2.8,б). Свежий воздух поступает в выработку и забой за счет разрежения у конца всасывающего трубопровода в забое. Эффективное проветривание забойного пространства и зоны отброса газов обеспечивается при расстоянии конца трубопровода от забоя, определяемом по формуле $l_3 = 0,5\sqrt{S_g}$, максимальное расстояние

может быть найдено по формуле $l_z = 3\sqrt{S_g}$, где S_g – площадь сечения выработки в свету, м².

Достоинством способа, и единственным, является малое время проветривания после взрывных работ, определяемое необходимостью удаления облака грязного воздуха, заполняющего зону отброса газов.

Недостатки способа:

- ⊗ в забое нет активной струи воздуха, так как входящий по выработке воздух всасывается концом трубы, который не может быть подведен непосредственно к груди забоя;
- ⊗ скорость движения воздуха в выработке очень мала, плохо обеспечивается вынос пыли из выработки;
- ⊗ невозможно использование гибких труб;
- ⊗ газы, выделяющиеся в выработке, идут к забою со свежим воздухом, создавая опасную ситуацию. Именно по этой причине всасывающий способ запрещен для газовых шахт.

Комбинированный способ. В основу этого способа заложено применение двух ВМП – *нагнетательного и всасывающего* (рис.2.8,в). Устанавливаются вентиляторы могут в различных вариантах, начиная от установки обоих ВМП на сквозной выработке до установки их обоих в тупиковой части. В других вариантах один из вентиляторов (любой) может устанавливаться на сквозной выработке, а другой - в тупиковой. Расстояние от конца нагнетательного трубопровода до груди забоя должно обеспечивать работу активной струи воздуха, а расстояние от конца всасывающего трубопровода до забоя должно обеспечивать сбор грязного воздуха и движение входящей струи до нагнетательного вентилятора. Примерные величины этих параметров приведены на рис. 2.8.

Комбинированный способ предполагает, что каждый из вентиляторов привносит свои достоинства в общую схему. *Нагнетательный* вентилятор гарантирует активную струю свежего воздуха в забое. *Всасывающий* вентилятор сокращает время проветривания после взрывных работ. В определенных вариантах комбинированного способа оба трубопровода могут быть гибкими.

Комбинированный способ позволяет резко сократить время проветривания и рекомендуется для организации скоростных проходок. В газовых шахтах этот способ *запрещен*.

3.1. Общие положения по расчету расхода воздуха

Расчет расхода воздуха при проектировании вентиляции шахты – один из важнейших этапов. Основной задачей этого этапа является определение минимального, но достаточного количества воздуха, который нужно подать в каждый из забоев, на участок, на горизонт и, наконец, в шахту в целом для того, чтобы обеспечить безопасность и надлежащие санитарно-гигиенические условия труда.

Методика расчета количества воздуха для вентиляции шахт построена на так называемом позабойном или собирательном принципе.

На первой стадии выполняется расчет количества воздуха *для всех очистных и проходческих забоев*. Этот расчет производится с учетом всех возможных в выработке и шахте факторов, влияющих на содержание в воздухе кислорода, на концентрацию ядовитых и взрывчатых газов, на запыленность воздуха. Учитывается и необходимость выдерживать температуру воздуха, установленную ПБ для данных рабочих мест.

Поскольку очистные и проходческие забои входят в вентиляционные или выемочные участки, *определяется потребность в воздухе этих участков*. Это достигается суммированием расхода воздуха забоев на участке и добавлением к этой сумме участковых утечек через вентиляционные сооружения и воздуха, необходимого для обособленного проветривания участковых камер и выработок. Учитываются также утечки через выработанное пространство.

Общешахтный расход находится как сумма потребления всех вентиляционных участков шахты, утечек через вентиляционные сооружения за пределами участков и воздуха, необходимого для обособленного проветривания камер и выработок шахтного порядка.

Методика позабойного расчета позволяет детально учесть полезный расход и потери воздуха на каждом рабочем месте и в каждой выработке по всему шахтному полю. Такой расчет позволит на следующих стадиях проектирования правильно распределить полученный воздух по крыльям, горизонтам и другим частям поля.

3.2. Расход воздуха для проветривания проводимой выработки

Рассматривая вопрос о необходимом расходе воздуха для проветривания проводимой выработки, надо иметь ввиду, что всегда существует потребность проветривания призабойного пространства выработки воздухом в количестве Q_3 . В связи с возможностью выделения природных газов из бортов, кровли и почвы выработки определяется полный расход для проветривания всей выработки по газовыделению $Q_{\text{п}}$.

Основным способом проветривания проводимых выработок является проветривание с помощью ВМП. При выполнении расчета придется найти необходимую производительность вентилятора $Q_{\text{в}}$. Наконец, потребуется найти необходимое количество воздуха $Q_{\text{всас}}$ в сквозной выработке, где установлен ВМП. Это диктуется определенными правилами установки ВМП в выработках, гарантирующими отсутствие рециркуляции.

Расчет расхода воздуха для проветривания призабойного пространства выполняется: по максимальному числу людей, по природному газовыделению, по газам от взрывных работ, по газам от работы ДВС (для рудных шахт), по минимальной скорости движения воздуха и по тепловому фактору. *К использованию в дальнейших расчетах принимается наибольшее из полученных по различным факторам.*

По числу людей

Расход воздуха для проветривания *призабойного пространства* по числу людей выполняется по формуле

$$Q_3 = 6n, \quad (3.1)$$

где 6 - норма расхода воздуха на одного работающего, $\text{м}^3/\text{мин}$;

n - число работающих в забое.

По природному газовыделению

Расчет расхода воздуха для проветривания *призабойного пространства* по природному газовыделению метана или углекислого газа зависит от способа проведения выработки.

Комбайновый способ проведения выработки

$$Q_3 = \frac{100I_3}{C_{\text{д}} - C_{\text{о}}}, \quad (3.2)$$

где I_3 — метановыделение на призабойном участке, $\text{м}^3/\text{мин}$;

C_o – допускаемая концентрация газа на исходящей струе, %; принимается равной 1,0% для метана, для углекислого газа – 0,5%;

C_o – содержание газа в поступающей струе, %; при расчетах по метану в действующих шахтах принимается по результатам замеров, для проектируемых шахт принимается равным 0,05%, при расчетах по углекислому газу принимается равным 0,03%.

Взрывной способ проведения выработки

$$Q_z = \frac{S_{св} \cdot l_{з.тр}}{K_{тд}} \left[\frac{71 \cdot I_{з.макс}}{S_{св} \cdot l_{з.тр} (C_{макс} - C_o) + 18 \cdot I_{з.макс}} \right]^2, \quad (3.3)$$

где $S_{св}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²;

$l_{з.тр}$ – расстояние от конца трубопровода до груди забоя, м; принимается равным 8 м для газовых шахт;

$K_{тд}$ – коэффициент турбулентной диффузии; принимается равным 1 при $S_{св} \leq 10$ м² и 0,8 при $S_{св} > 10$ м²;

$I_{з.макс}$ – максимальное метановыделение в призабойном участке после взрывных работ по углю, м³/мин;

$C_{макс}$ – максимальная допускаемая концентрация метана у груди забоя после взрывных работ, %; принимается равной 2%;

C_o – концентрация метана во входящей струе, %.

Для выработок, вскрывающих тонкие крутые пласты, расчет по газовыделению не производится.

Для проветривания всей выработки, независимо от способа проведения выработки по газовому фактору

$$Q_n = \frac{100 I_n}{C_o - C_o}, \quad (3.4)$$

где I_n – метановыделение во всей выработке, м³/мин.

По газам от взрывных работ

Расчет расхода воздуха для проводимой выработки по газам, образующимся при взрывных работах, зависит от способа проветривания выработки вентилятором местного проветривания.

Нагнетательный способ. В случае применения этого способа расход воздуха для проветривания *призабойного пространства*

$$Q_3 = \frac{2,25}{t_n} \sqrt[3]{\frac{V_{\text{вв}} \cdot S_{\text{св}}^2 \cdot l_n^2 \cdot K_{\text{обв}}}{K_{\text{ут.мп}}^2}}, \quad (3.5)$$

где $V_{\text{вв}}$ – объем вредных газов при проведении взрывных работ в проводимой выработке, л; $V_{\text{вв}} = 100B_{\text{уз}} + 40B_{\text{пор}}$;

$B_{\text{уз}}, B_{\text{пор}}$ – масса одновременно взрываемых ВВ по углю и породе соответственно, кг; при раздельном взрывании к дальнейшему расчету принимается наибольший из зарядов;

t_n – время проветривания, мин; принимается в соответствии с графиком организации работ, но в рамках требований ПБ;

l_n – длина тупиковой части выработки, м; для горизонтальных и наклонных выработок длиной 500 м и более принимается равной 500 м, при длине менее 500 м вводится истинная длина выработки;

$K_{\text{ут.мп}}$ -- коэффициент, учитывающий утечки в трубопроводе; принимается по табл. 3.1 для подставленного в формулу значения l_n

Таблица 3.1

Коэффициент учета утечек воздуха в трубопроводе

Длина трубопровода, м	$K_{\text{ут.мп}}$		Длина трубопровода, м	$K_{\text{ут.мп}}$	
	Звено 20 м, диаметр 0,6 и менее	Звено 10 м, диаметр более 0,6		Звено 20 м, диаметр 0,6 и менее	Звено 10 м, диаметр более 0,6
100	1,07	1,07	800	1,43	1,94
200	1,14	1,14	1000	1,54	2,63
300	1,19	1,22	1200	1,76	3,23
400	1,29	1,32	1400	1,98	4,00
500	1,30	1,41	1600	2,20	4,74
600	1,35	1,54	1800	2,42	6,26
700	1,39	1,72	2000	2,63	7,14

$K_{обв}$ — коэффициент, учитывающий обводненность выработки: для выработок, проводимым по сухим породам, $K_{обв} = 0,8$; для выработок, проводимым частично по влажным породам, $K_{обв} = 0,6$; для выработок, проводимым по водоносным породам или с применением водяных завес, $K_{обв} = 0,3$.

Всасывающий способ:

$$Q_3 = \frac{2,13}{t_n} \sqrt{V_{вв} \cdot S_{св} \cdot \left(15 + \frac{B_{уэ} + B_{нор}}{5} \right)}. \quad (3.6)$$

Комбинированный способ:

$$Q_3 = \frac{2V_{нч} + 2S_{св} \cdot l_{3.вс} + 0,76\sqrt{V_{вв} \cdot V_{нч}}}{t_n}, \quad (3.7)$$

где $V_{нч}$ — объем призабойной части выработки, проветриваемой всасывающим вентилятором, м^3 .

$$V_{нч} = S_{св} \cdot l_{3.вс}, \quad (3.8)$$

где $l_{3.вс}$ — расстояние от груди забоя до конца всасывающего трубопровода, м.

$$l_{3.вс} = 3 \cdot \sqrt{S_{св}}. \quad (3.9)$$

По газам от двигателей внутреннего сгорания

Самоходная техника с двигателями внутреннего сгорания применяется, в основном, на рудных шахтах. Расчет расхода воздуха для призабойного пространства по этому фактору выполняется по формуле

$$Q_3 = q_{двс} \cdot K_o \sum M, \quad (3.10)$$

где $q_{двс}$ — норма подачи свежего воздуха на единицу мощности для дизельных ДВС; принимается равной $6,8 \text{ м}^3/\text{мин}$ на кВт или $5 \text{ м}^3/\text{мин}$ на л.с.;

K_o – коэффициент одновременности работы ДВС; принимается равным 1,0; 0,9; 0,85 при одновременной работе в забое одной, двух, трех и более машин соответственно;

$\sum M$ – суммарная мощность ДВС, одновременно работающих в выработке, кВт (л.с.).

В расчетах не учитываются вспомогательные машины с ДВС, если они работают от дизельного привода не более 10 мин в течение двух часов.

По минимальной скорости движения воздуха

Расчет расхода воздуха для проветривания призабойного пространства по минимальной скорости его движения в выработке выполняется по формуле

$$Q_3 = 60 \cdot V_{\min} \cdot S_{св}, \quad (3.11)$$

где $V_{\min}$ – минимальная допустимая ПБ скорость движения воздуха в выработке, м/с.

Минимальные скорости движения воздуха в горных выработках шахт устанавливаются в соответствии со следующими положениями ПБ:

☞ минимальная средняя скорость воздуха в призабойном пространстве тупиковых выработок газовых шахт должна быть не менее 0,25 м/с;

☞ на газовых шахтах III категории и выше в тупиковых выработках, проводимых по мощным пологим пластам и крутым пластам мощностью 2 м и более, если в них выделяется метан, и в тупиковых выработках с проектной длиной 100 м и более, в кровле которых на расстоянии до 10 м залегают угольные пласты (пропластки) или газоносные песчаники, скорость движения воздуха должна быть не менее 0,5 м/с;

☞ при проходке или углубке вертикальных стволов и шурфов, в тупиковых выработках негасовых шахт, скорость движения воздуха должна быть не менее 0,15 м/с.

По тепловому фактору

Расчет расхода воздуха для проветривания призабойного пространства по минимальной скорости в зависимости от температуры выполняется по формуле

$$Q_3 = 20 \cdot V_{\text{мин.т}} \cdot S_{\text{св}} , \quad (3.12)$$

где $V_{\text{мин.т}}$ — минимальная допускаемая ПБ скорость движения воздуха в призабойном пространстве выработки с учетом температуры (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Зависимость минимальной скорости движения воздуха в призабойном пространстве от температуры

$V_{\text{мин.т}}$, м/с	Допустимая температура °С при относительной влажности, %		
	60 – 75	76 – 90	Свыше 90
До 0,25	24	23	22
0,50	25	24	23
1,00	26	25	24
2,00 и более	26	26	25

В шахтах, расположенных в зонах многолетней мерзлоты, нижние пределы скорости по тепловому фактору соответствуют минимальной по ПБ для данных выработок $V_{\text{мин.т}} = V_{\text{мин}}$.

Расчет производительности ВМП и его выбор

Производительность вентилятора, обеспечивающего воздухом проводимую выработку по нагнетательному способу, определяется по формуле

$$Q_6 = K_{\text{ут.тпр}} \cdot Q_3 . \quad (3.13)$$

Полученное значение производительности вентилятора должно удовлетворять условию $Q_6 \geq Q_n$.

Если производительность, найденная по формуле (3.13) меньше количества воздуха, необходимого для проветривания всей выработки по газовыделению, принимаем $Q_{\text{в}} = Q_n$

Производительность вентилятора, работающего на всасывание во всасывающем или комбинированном способах, зависит от места его установки:

☞ при установке на сквозной выработке и работе на всасывающий трубопровод его производительность определяется по формуле (3.13);

☞ при установке в тупиковой части проводимой выработки и работе на нагнетательный трубопровод – по формуле (3.7).

Производительность нагнетательного вентилятора в случае его работы по комбинированному способу

$$Q_{\text{в.нагн}} = 0,83 \cdot Q_{\text{в.всас}} . \quad (3.14)$$

Расход воздуха в выработке со свежей струей у всаса вентилятора должен соответствовать условию, которое гарантирует невозможность появления рециркуляции,

$$Q_{\text{всас}} \geq 1,43 \cdot Q_{\text{в}} . \quad (3.15)$$

Если в выработке со свежей струей в одном месте установлены несколько вентиляторов, работающих на разные трубопроводы, должно выполняться условие

$$Q_{\text{всас}} \geq 1,43 \cdot \sum Q_{\text{в}} . \quad (3.16)$$

Несколько ВМП считают установленными в одном месте, если расстояние между ними не превышает 10 м. В противном случае каждый из них считается установленным отдельно.

Для выбора ВМП, кроме его производительности, надо знать величину напора, необходимого для движения воздуха в трубопроводе при наибольшей его длине.

Поскольку необходимый напор будет зависеть от типа и диаметра труб, предварительно их тип и параметры (диаметр, длина звена) выбирают по табл. 3.3.

Таблица 3.3

Технико-эксплуатационная характеристика гибких труб

Тип труб	Основа ткани	Покрытие	Толщина ткани, мм	Вес 1 п.м., Н	Срок* службы, мес.
М,МУ	Чефер	Двустороннее негорючей резиной	1,4	15 и более	24 / 22
ПХВ	То же	Двустороннее полихлорвиниловое	1,2	12	26 / 24
ТНР	Капрон	Одностороннее негорючей резиной	0,6	11-12	16 / 14
ПХВк	Чефер	Одностороннее полихлорвиниловое	0,7	10-11	30 / 28
ЧЛХР	Комбинированная ткань	Двустороннее негорючей резиной	1,1-1,2	11-12	26 / 24
ЧЛХВ	То же	Двустороннее полихлорвиниловое	1,05-1,12	10-12	28/ 26
ЛХВ	Лавсан	Одностороннее полихлорвиниловое	1,1	10	30 / 28
ЧЛХВу	Комбинированная ткань	Двустороннее полихлорвиниловое с угланом	1,06-1,12	10-12	28/ 26
Т (текстовиниловые)	Брезент	Двустороннее полихлорвиниловой пластмассой	—	24-34	30 / 15

*Для сухих / влажных условий.

Необходимый напор вентилятора

$$H_в = h_{тр} + h_{тр.м}, \quad (3.17)$$

где $h_{тр}$ — напор, затрачиваемый на преодоление сопротивления трения в трубопроводе, Па

$$h_{тр} = R_{тр} \cdot Q_з^2 \cdot K_{ут.тр}, \quad (3.18)$$

$R_{тр}$ — сопротивление трения трубопровода, Н с²/м⁸

$$R_{тр} = 6,5\alpha \frac{l_{тр}}{d_{тр}^5}, \quad (3.19)$$

α — коэффициент сопротивления трения, Н с²/м⁴ ; принимается в зависимости от диаметра и типа труб по табл. 3.4;

l_{mp} — длина трубопровода, м; при работе одного вентилятора на трубопровод принимается равной проектной длине выработки ;

d_{mp} — диаметр трубопровода, м;

$h_{mp.m}$ — напор, затрачиваемый на преодоление местных сопротивлений трубопровода (повороты, разветвления и т.п.), Па

$$h_{mp.m} = 65\alpha \frac{2n_1 + n_2}{d_{mp}^4}, \quad (3.20)$$

n_1, n_2 — число поворотов трубопровода на 90 и 45° соответственно.

Таблица 3.4

Коэффициент аэродинамического сопротивления трубопроводов

Тип труб	Величина α при диаметре трубы, м			
	0,5	0,6	0,8	1,0
Металлические	0,0035	0,0035	0,0029	0,0025
Текстовинитовые	0,0016	0,0015	0,0013	—
М,МУ,ТНР,ЧЛХР	0,0046	0,0047	0,0048	—
ПХВ,ЧЛХВ,ЧЛХВу	0,0032	0,0036	0,0036	—

Выбор вентилятора производится путем нанесения расчетного режима его работы (Q_b и H_b), определяемого по формулам (3.13) или (3.14) и (3.17), на графики аэродинамических характеристик ВМП.

Для проветривания выработки следует принимать такой вентилятор (или несколько вентиляторов), аэродинамическая характеристика которого проходит через точку с координатами режима или выше этой точки. Из нескольких вентиляторов, удовлетворяющих этому требованию, выбирается вентилятор с наибольшим КПД в нужном режиме (Q_b и H_b), наименьшими размерами, регулируемый по подаче и с диаметром выходного патрубка близким (лучше равным) диаметру выбранного трубопровода.

Часто полученные расчетные параметры режима работы вентилятора (Q_v и H_v) не могут быть обеспечены ни одним из ВМП, выпускаемых отраслью или надо устанавливать громоздкий, мощный вентилятор. Выход из положения может быть найден путем снижения параметров режима до приемлемой величины.

Уменьшение необходимой производительности вентилятора Q_v может быть достигнуто уменьшением расхода, необходимого для проветривания призабойного пространства Q_z за счет увеличения времени проветривания при взрывной проходке, уменьшения утечек в трубопроводе за счет применения звена большей длины или полиэтиленовых рукавов.

Уменьшение необходимого напора вентилятора H_v может быть достигнуто за счет снижения расхода воздуха, а при неизменном расходе за счет увеличения диаметра трубопровода, за счет применения труб с меньшим коэффициентом аэродинамического сопротивления трения, за счет уменьшения местных сопротивлений.

Хорошие возможности по выполнению расчета параметров режима работы ВМП при проведении выработки имеет вычислительная программа VETER для персонального компьютера, разработанная в Горном институте ДВГТУ. Программа позволяет в диалоговом режиме подобрать параметры работы ВМП, используя различные комбинации диаметра и типа труб.

При невозможности получения приемлемых результатов подбором параметров трубопровода, приходится менять технологию проведения выработки или схему ее проведения, т.е. применять проведение участками с дополнительными сбойками или проведение парными выработками.

Расчет расхода воздуха на проветривание парных выработок

В случае проведения парных параллельных выработок, основная часть выработок проветривается сквозной струей за счет общешахтной депрессии. Тупиковая часть проветривается с помощью ВМП, установленного или установленных на свежей струе в одной из выработок (рис.3.1).

Необходимое конечное количество воздуха в месте установки ВМП ($Q_{кон}$) определяется по формулам (3.15) или (3.16).

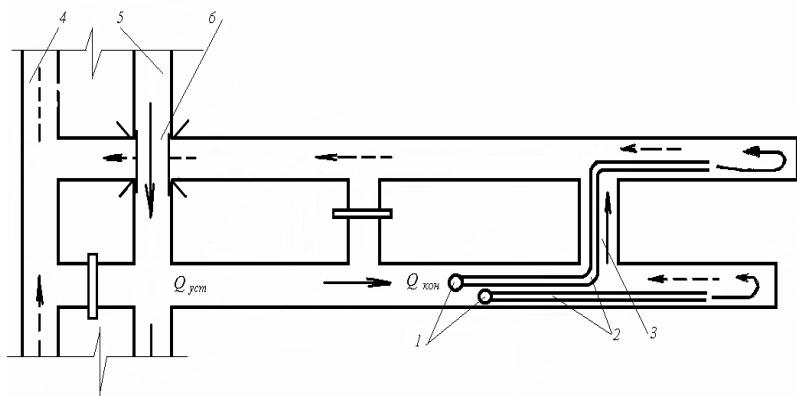


Рис.3.1. Схема проветривания парных выработок при их проведении: 1 – вентиляторы, работающие на нагнетание; 2 – трубопроводы; 3 – последняя сбойка; 4 – выработка с исходящей струей; 5 – выработка со свежей струей; 6 – кроссинг

Необходимое количество воздуха в устье выработки на входе свежей струи определяется по формуле

$$Q_{уст} = Q_{кон} + Q_{ут.п}, \quad (3.21)$$

где $Q_{ут.п}$ – утечки воздуха в парных выработках через изолирующие перемычки в сбойках, м³/мин;

$$Q_{утп} = \frac{0,01 \cdot m \cdot K_{п.у} \cdot Q_{кон}}{K_{п.п}}, \quad (3.22)$$

m – число перемычек в сбойках;

$K_{n,y}$ – коэффициент приведения утечек (табл. 3.5);

Таблица 3.5

Коэффициент приведения утечек

Перемычки	Коэффициент приведения утечек для пород	
	нетрещиноватых	трещиноватых
Шлако- и бутобетонные	0,6	1,05
Каменные	0,7	1,20
Шлакоблочные	0,8	1,40
Чураковые	1,0	1,75
Дощатые	1,4	2,45

$K_{n,n}$ – коэффициент приведения площадей перемычек.

При площади 1,5; 2,0; 3,0; 4,0; 5,0; 6,0; 7,0; 8,0; 9,0; 10,0 м² соответственно $K_{n,n} = 1,80; 1,50; 1,25; 1,10; 1,00; 0,90; 0,83; 0,78; 0,73; 0,69$.

3.3. Расход воздуха для очистных забоев угольных шахт

Расчет расхода воздуха, необходимого для проветривания очистных выработок угольных шахт, должен выполняться по числу людей в выработке, по выделяющимся газам (метану и углекислому), по газам, образующимся при ведении взрывных работ и по выносу пыли.

Из полученных по различным факторам значений выбирается наибольшее, проверяется по допустимым ПБ скоростям движения воздуха и, в случае положительного результата проверки, принимается для проветривания очистной выработки.

Нагрузка на очистной забой по газовому фактору

В расчете количества воздуха для вентиляции угольной шахты немаловажную роль играет величина нагрузки на очистной забой. В случае значительного метановыделения появляется необходимость расчета нагрузки на очистной забой по газовому фактору.

При определении ожидаемого метановыделения в очистной забой статистическим методом, предельно допускаемая нагрузка может быть найдена по формуле [5]

$$A_{оч.макс} = \frac{864 \cdot V_{в.макс} \cdot S_{оч.мин} \cdot c_{д.оч}}{K_n \cdot q_l} \quad (3.23)$$

где $V_{в.макс}$ — максимальная допустимая скорость движения воздуха в очистном забое, м/с; для длинных забоев $V_{в.макс} = 4$;

$S_{оч.мин}$ — минимальная площадь поперечного сечения очистной выработки, м²; принимается для механизированных лав по табл. 3.6, для индивидуальной крепи

$$S_{оч.мин} = 0,9 \cdot m_g \cdot b_{мин}; \quad (3.24)$$

0,9 — коэффициент загроможденности призабойного пространства;

m_g — вынимаемая мощность пласта, м;

$b_{мин}$ — минимальная ширина призабойного пространства, м; принимается в соответствии с паспортом крепления и управления кровлей;

$c_{д.оч}$ — предельно допускаемая концентрация метана на исходящей струе очистной выработки по ПБ, %; принимается равной 1;

q_l — относительная метанообильность проектируемой лавы, м³/т; для действующих шахт с достаточной достоверностью определяется по результатам газовой съемки

$$q_l = \frac{1440 \cdot I_{оч.ф}}{A_{оч.ф}}; \quad (3.25)$$

K_n — коэффициент неравномерности выделения газов в очистном забое (табл.3.7).

Производительность выемочной машины, максимально допускаемая по газовому фактору при коэффициенте машинного времени $K_m > 0,5$ может быть найдена по формуле [5]

$$j_{макс} = \frac{0,6 \cdot V_{в.макс} \cdot S_{оч.мин} \cdot c_{д.оч}}{K_{пл} \cdot q_l}, \quad (3.26)$$

где K_{nl} – коэффициент, учитывающий газовыделение в лаву из разрабатываемого пласта:

$$K_{nl} = \frac{l_{оч} - b_{з.д}}{l_{оч}} . \quad (3.27)$$

Таблица 3.6

Площадь поперечного сечения в свету очистных забоев
с механизированными крепями

Тип крепи	Вынимаемая мощность пласта, м	Площадь сечения в свету, м ²	Тип крепи	Вынимаемая мощность пласта, м	Площадь сечения в свету, м ²
«Донбасс» М	0,8	1,56	ОКП70	1,9	3,1
	1,2	2,3		3,5	6,5
1КМ 103	0,7	1,4	2ОКП70	2,3	4,8
	0,95	1,9		3,3	6,4
КМ 87УМН	1,15	2,3	КМ130	2,35	4,7
КМ 87УМП*	1,95	4,6		3,2	8,2
КМ 87УМА	1,15	2,3	КД80	0,85	1,7
КМ 87 УМВ*	1,95	4,6		1,2	2,4
1КМ88	1,0	2,3	1КМТ	1,1	2,4
	1,3	2,7		1,5	3,3
КМ81	2,0	3,5	1УКП	1,3	2,0
	3,2	6,3		2,5	4,5
КМ137	0,8	1,58	КМ138	1,4	2,93
	1,1	3,44		2,2	5,15
КСМ (АМС)	2,2	4,5	2УКП	2,4	4,0
	3,0	6,7		4,0	8,0
1 МКМ	1,4	2,8	МК75	1,6	2,8
	1,75	3,8		2,2	3,9
КМ 87УМС	1,15	2,3	АНЦ	0,7	1,05
	1,95	4,6		1,3	2,35
2МКЭ	1,6	2,7	1АЩМ	1,2	1,8
	2,2	4,4		2,2	3,2
1КМ97Д	0,7	1,5	2АНЦ	1,05	1,6
	1,3	3,4		2,2	3,3
1ОКП, 2ОКП	1,85	2,7	КТУ	0,7	1,2
	3,0	5,4		1,2	3,2
3ОКП	2,5	3,1	АКЗ	1,6	3,6
	3,3	5,8		2,5	5,6

* – модификация предыдущего типа

Таблица 3.7

**Коэффициент неравномерности выделения газов
в очистном забое**

Метан		Углекислый газ	
Среднее метановы- деление из очистно- го забоя, м ³ /мин	K_n *	Среднее выделение углекислого газа из очистного забоя, м ³ /мин	K_n
0,2 – 0,5	2,43 – 2,14	0,3	2,10
0,5 – 1,0	2,14 – 1,94	0,6	1,53
1,0 – 1,5	1,94 – 1,83	0,9	1,32
1,5 – 2,0	1,83 – 1,76	1,2	1,20
2,0 – 3,0	1,76 – 1,66	1,5	1,14
3,0 – 4,0	1,66 – 1,60	1,8	1,10
4,0 – 6,0	1,60 – 1,51	2,1	1,07
6,0 – 10,0	1,51 – 1,40		
10,0 – 15,0	1,40 – 1,33		
15,0 – 20,0	1,33 – 1,28		
Более 20,0	1,28		

*При выемке угля в очистной выработке буровзрывным спосо-
бом коэффициент неравномерности следует увеличить на 20%.

Расход воздуха для очистной выработки

По выделяющимся газам, если максимальная нагрузка на лаву оп-
ределена по газовому фактору, расход

$$Q_{оч} = 60 \cdot V_{в.макс} \cdot S_{оч.мин} \cdot \quad (3.28)$$

По выделяющимся газам, если нагрузка на лаву определена по
другим факторам, расход

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot I_{ср.оч} \cdot K_n}{C_{д.оч} - C_o} \cdot \quad (3.29)$$

Среднее ожидаемое (или фактическое) газовыделение метана или
углекислого газа принимается по прогнозу газовыделения, раздел 1.3.

*По газам, образующимся при взрывных работах:
для длинных забоев*

$$Q_{оч} = \frac{34}{t_n} \sqrt{B_{yz} \cdot V_{оч}}, \quad (3.30)$$

где $V_{оч}$ – проветриваемый объем очистной выработки, м³;

$$V_{оч} = m_{\epsilon} \cdot b_{\max} \cdot l_{оч}, \quad (3.31)$$

$b_{\max}$ – максимальная ширина рабочего пространства, м; принимается по паспорту крепления и управления кровлей, для лав с большим шагом обрушения – равна ширине трех рабочих лент.

для камерообразных забоев

$$Q_{оч} = \frac{27,5}{t_n} \sqrt[3]{B_{yz} \cdot V_{оч}^2}. \quad (3.32)$$

$$\text{По числу людей } Q = 6 \cdot n_{\text{чел}}, \quad (3.33)$$

где $n_{\text{чел}}$ – число людей, одновременно работающих в выработке.

По оптимальной скорости выноса пыли

$$Q_{оч} = 60 \cdot S_{оч.\min} \cdot V_{\text{опт}}, \quad (3.34)$$

где $V_{\text{опт}}$ – оптимальная по выносу пыли скорость движения воздуха в призабойном пространстве лавы, м/с; принимается равной 1,6.

Проверка расхода воздуха в призабойном пространстве производится:

$$\text{по минимальной скорости } Q_{оч} \geq 60 \cdot S_{оч.\max} \cdot V_{в.\min}, \quad (3.35)$$

где $S_{оч.\max}$ – максимальная площадь поперечного сечения очистного забоя, м²; принимается для механизированных лав по табл. 3.6.

Для лав с индивидуальной крепью

$$S_{оч.\max} = 0,9 \cdot m_{\epsilon} \cdot b_{\max}; \quad (3.36)$$

$$\text{по максимальной скорости } Q_{оч} \leq 60 \cdot S_{оч.\min} \cdot V_{в.\max}. \quad (3.37)$$

Расход воздуха для проветривания резервных очистных забоев в период их пассивного состояния принимается равным 50% от расхода аналогичного действующего забоя.

3.4. Расход воздуха для очистных выработок рудных шахт

Количество воздуха, необходимое для проветривания очистной выработки в рудных шахтах, рассчитывается в соответствии с основными нормативными документами по проектированию вентиляции [1,2].

Расчет выполняется по тем же факторам, что и для очистных забоев угольных шахт.

Необходимое количество воздуха:

- ☞ по числу людей определяется по формуле (3.33);
- ☞ по выделяющимся газам (для газовых рудных шахт) определяется по формуле (3.29);
- ☞ по выделяющимся ядовитым газам при работе дизельного оборудования определяется по формуле (3.10);
- ☞ по газам, образующимся при взрывных работах, расчет производится по различным формулам в зависимости от системы разработки и параметров выработок;
- ☞ по пылевому фактору и удалению избыточного тепла определяется в зависимости от минимальной скорости движения вентиляционной струи в рабочем пространстве по формуле

$$Q_{оч} = 60 \cdot V_{мин.т} \cdot S_{оч.р}, \quad (3.38)$$

где $V_{мин.т}$ — минимально допускаемая ПБ скорость движения воздуха в призабойном пространстве с учетом температуры, м/с; принимается по табл. 3.2;

$S_{оч.р}$ — площадь поперечного сечения очистной выработки или суммарная площадь поперечного сечения выработок блока (скреперные и буровые штреки или орты, доставочные выработки), проветриваемых обособленной струей.

При системе разработки с открытым очистным пространством и большой площадью поперечного сечения очистной выработки, следует принимать площадь поперечного сечения полосы шириной 5 м.

Окончательно для проветривания очистного забоя принимается наибольшее из полученных по различным факторам количество воздуха.

Расчет расхода воздуха по газам от взрывных работ

Все системы разработок рудных шахт в зависимости от применяемых формул для расчетов количества воздуха, необходимого для проветривания очистных выработок, можно условно разбить на группы.

Первую группу составляют системы разработки, очистные пространства которых представляют собой выработку в виде лавы, полностью заполненную газом после взрывных работ, или протяженную камеру, заполненную газом частично (рис.3.2). Проветривание очистных выработок осуществляется потоком за счет турбулентных деформаций.

К таким системам относятся:

- ☞ системы со сплошной выемкой;
- ☞ системы потолкоуступная и почвоуступная;
- ☞ потолкоуступные и слоевые системы с крепью;
- ☞ сплошные системы разработки;
- ☞ сплошные с выемкой руды забоем-лавой по простиранию;
- ☞ системы разработки с магазинированием руды, вариант со шпуровой отбойкой из магазина;
- ☞ системы разработки горизонтальными и наклонными слоями с закладкой, с крепью и закладкой;
- ☞ системы слоевого обрушения с выемкой при сквозном проветривании забоя;
- ☞ системы слоевого обрушения с выемкой забоем-лавой.

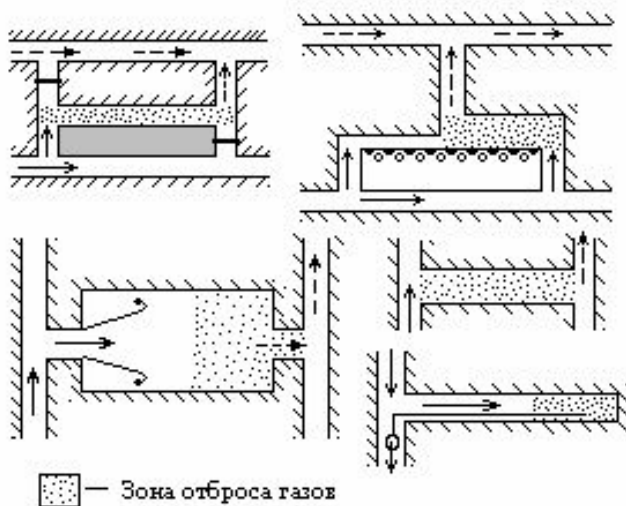


Рис.3.2. Схемы проветривания очистных забоев рудных шахт в системах разработки *первой группы*

Необходимое количество воздуха для проветривания таких очистных забоев находится по формуле

$$Q_{оч} = \frac{3,4}{t_n} \sqrt{A \cdot b_{о.уэ}} V, \quad (3.39)$$

где A – количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

$b_{о.уэ}$ – выход вредных газов в пересчете на условную окись углерода, л /кг; принимается при взрывных работах по крепким рудам непродохранительными ВВ высокой работоспособности – 100; при взрывных работах в рудах средней крепости и нерудном массиве непродохранительными ВВ средней работоспособности и предохранительными ВВ - 35; по сульфидным рудам предохранительными ВВ –60;

V – загазованный после взрыва объем очистной выработки, м³; для лавообразных забоев принимается равным объему выработки, а для протяженных камер – объему зоны отброса газов.

$$V = (0,5 \cdot A + 5) \cdot S_{кам}, \quad (3.40)$$

где $S_{кам}$ – площадь поперечного сечения камеры, м².

Вторую группу составляют системы разработки, очистное пространство которых представляет камеру, заполненную после взрывных работ газами ВВ (рис.3.3) и проветриваемую свободной струей за счет диффузии.

К ним относятся:

- ☞ камерно-столбовые системы разработки;
- ☞ системы разработки с подъэтажной выемкой;
- ☞ сплошная система разработки в мощных пологопадающих или горизонтальных рудных телах;
- ☞ системы разработки с магазинированием руды при расположении камер вкрест простирания и шпуровой отбойкой.

Необходимое количество воздуха для проветривания очистных выработок

$$Q_{оч} = \frac{2,32}{K_m \cdot t_n} \sqrt[3]{A \cdot b_{о.уэ} \cdot V^2}, \quad (3.41)$$

где K_m – коэффициент турбулентной диффузии (табл.3.8)

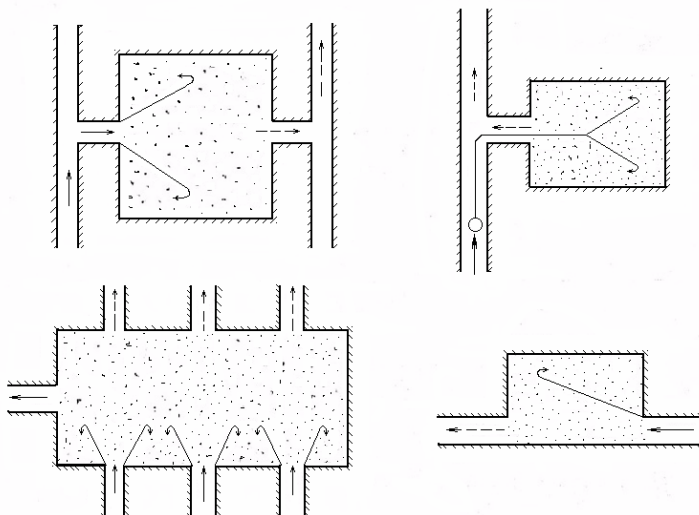


Рис.3.3. Схемы проветривания очистных забоев рудных шахт в системах разработки *второй группы*

Третью группу составляют системы, очистное пространство которых представляет собой протяженную камеру, частично или полностью загазованную после взрывных работ и проветриваемую за счет турбулентной диффузии и турбулентных деформаций (рис.3.4).

К ним относятся:

- ☞ камерно-столбовая система;
- ☞ система разработки слоями с закладкой или частичной закладкой;
- ☞ система разработки со сплошной выемкой.

Необходимое количество воздуха для проветривания очистной выработки

$$Q_{оч} = \frac{2,25}{t_n} \sqrt[3]{A \cdot b_{o,yz} \cdot V^2} . \quad (3.42)$$

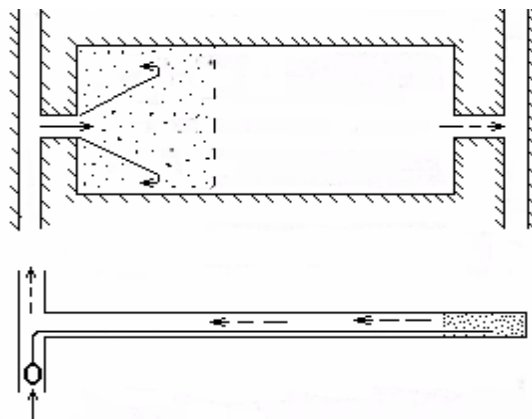


Рис.3.4. Схемы проветривания очистных забоев рудных шахт в системах разработки *третьей группы*

Таблица 3.8

Определение коэффициента турбулентной диффузии
по условиям проветривания

Характеристика условий проветривания	Параметр воздухоподающей выработки или трубопровода	Коэффициент турбулентной диффузии
Проветривание круглыми свободными струями: по трубам диаметром, м	0,4	0,70
	0,5 – 0,6	0,60
	0,8	0,50
	5,0	0,50
	7,0 – 9,0	0,40
	12,0	0,30
по выработкам площадью, м ²	2,0	0,30
	2,5	0,25
	3,0 – 3,5	0,20
Проветривание плоскими свободными струями по выработкам, м		0,15
Проветривание мимо проходящей струей		0,15

Расход воздуха для очистного забоя при массовых взрывах

Расчет расхода воздуха по газам от взрывных работ для систем разработки с массовым обрушением руды или руды и вмещающих пород (камерно-столбовые системы, системы подэтажного обрушения, этажное принудительное обрушение и др.) ведется по формуле

$$Q_{оч} = \frac{4}{t_y} \sqrt{A_y \cdot b_{o.yz} \cdot V_{заг}} , \quad (3.43)$$

где t_y — время проветривания после массового взрыва, мин; принимается в соответствии с общей организацией работ на шахте;

A_y — условный заряд ВВ, величина которого соответствует объему газовыделения в выработки блока после массового взрыва, кг:

$$A_y = j_{м.взр} \cdot A , \quad (3.44)$$

$j_{м.взр}$ — коэффициент, учитывающий фактический объем газовыделения в выработки рудника в период проветривания после массового взрыва; принимается по табл. 3.9;

Таблица 3.9

Зависимость $j_{м.взр}$ от системы разработки и поверхностей контакта отбитой руды и выработки или величины вентиляционной нагрузки

Система разработки	Поверхности контакта или величина вентиляционной нагрузки	$j_{м.взр}$
Подэтажное обрушение (вариант – закрытый веер) Подэтажное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами	Верхняя и одна боковая	0,103
	Верхняя и две-три боковые	0,142
	Одна верхняя	0,085
	Верхняя и одна боковая	0,058
	Верхняя и две боковых	0,047
Этажное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами	Одна верхняя	0,157
	Верхняя и одна боковая	0,125
	Верхняя и две боковых	0,115
Камерная система с послонной отбойкой руды глубокими скважинами при начальных вентиляционных нагрузках	$B_n < 3$	0,175
	$B_n = 3-10$	0,250
	$B_n > 10$	0,300
Погашение пустот под наносами или под одним-двумя этажами То же при числе этажей более двух		0,095
		0,124

$V_{заг}$ – объем загазованных выработок, м^3 .

$$V_{заг} = V_{исх} + 0,01 \cdot A \cdot b_{o,yz}, \quad (3.45)$$

где $V_{исх}$ – объем выработок в сторону исходящей струи, считая от проектируемого блока до земной поверхности, м^3 .

Вентиляционная нагрузка рассчитывается по формуле

$$B_n = \frac{V_k}{A}, \quad (3.46)$$

где V_k – объем камеры, м^3 .

3.5. Расход воздуха для проветривания вентиляционного участка

Упомянутая в исходных данных схема вентиляции условно может быть разбита на несколько частей – вентиляционных участков.

Под вентиляционным участком понимается часть вентиляционной схемы, проветриваемая отдельной струей, имеющей выход на поверхность (ствол, шурф, штольня и т.п.) или в общешахтную исходящую

В качестве вентиляционного участка может быть принята часть вентиляционной схемы шахты, определяющая проветривание части шахтного поля. Такой частью поля может быть крыло, блок (как часть поля), панель, этаж (для угольных шахт), горизонт (для рудных шахт), отдельный пласт, отдельное рудное тело и т.п.

Вентиляционная схема шахты может состоять из одного вентиляционного участка (в этом случае нет необходимости прибегать к понятию «вентиляционный участок»), а может включать в себя несколько вентиляционных участков. Это зависит от размеров шахтного поля, производственной мощности шахты, количества пластов (рудных тел).

Поскольку расход воздуха на вентиляционный участок представляет собой сумму расходов воздуха всеми потребителями и должен учитывать все возможные утечки, он может быть определен по формуле

$$Q_{в.у} = \sum Q_{выем.уч} + \sum Q_{пров.в} + \sum Q_{ут.в.у} + \sum Q_{об.п.в}, \quad (3.47)$$

где $Q_{выем.уч}$ – расход воздуха на проветривание выемочного участка, входящего в рассматриваемый вентиляционный участок, м³/мин; принимается по результатам расчетов;

$Q_{пров.в}$ – расход воздуха на проветривание проводимой выработки, не входящей в выемочный участок, м³/мин; порядок расчета приведен в разделе 3.2;

$Q_{ут.в.у}$ – расход воздуха на утечки через вентиляционные сооружения в пределах вентиляционного участка, м³/мин; принимается по результатам расчетов;

$Q_{об.п.в}$ – расход воздуха на обособленное проветривание поддерживаемых выработок в пределах вентиляционного участка, м³/мин; принимается по результатам расчетов.

Расход воздуха для выемочного участка

В вентиляционном участке может быть один выемочный участок, (или несколько), а может и не быть.

Под выемочным участком понимается обособленно проветриваемый очистной забой и прилегающие к нему подготовительные выработки. При последовательном проветривании очистных забоев в выемочный участок входят все очистные забои и прилегающие к ним подготовительные выработки.

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

Для участковых схем проветривания с последовательным разбавлением метана по источникам выделения, если соблюдается условие

$$\frac{I_{ср.уч}}{I_{ср.оч}} \leq K_{ут.в1}, \quad (3.48)$$

расход может быть определен по формуле

$$Q_{\text{выем.уч}} = Q_{\text{оч}} \cdot K_{\text{оз}} \cdot K_{\text{ут.е1}}, \quad (3.49)$$

где $K_{\text{оз}}$ — коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному пространству, принимается по табл. 3.10.

$K_{\text{ут.е1}}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство на вентиляционный штрек; определяется как частное от деления $K_{\text{ут.в}}$ (табл.3.11) на $K_{\text{оз}}$;

Если для схем с последовательным проветриванием источников метановыделения условие (3.48) не выполняется, то для этих схем, а также для всех других типовых схем [6. с.234 – 235] расход определяется по формуле

$$Q_{\text{выем.уч}} = \frac{100 \cdot I_{\text{ср.уч}} \cdot K_{\text{н}}}{C_{\text{д.уч}} - C_{\text{о}}}, \quad (3.50)$$

где $C_{\text{д.уч}}$ — допускаемая концентрация газа в исходящей струе участка, %; принимается в соответствии с ПБ.

Таблица 3.10

Определение $K_{\text{оз}}$ в зависимости от способа управления кровлей и пород непосредственной кровли

Способ управления кровлей	Породы непосредственной кровли	$K_{\text{оз}}$
Полное обрушение	Песчаники	1,30
"	Песчанистые сланцы	1,25
"	Глинистые сланцы	1,20
"	Сыпучие	1,05
Плавное опускание	Глинистые сланцы	1,15
Частичная закладка	"	1,10
Полная закладка	"	1,05

При отработке тонких и средней мощности пластов агрегатами типа АЩ, АНЩ $K_{\text{оз}} = 1,15$.

Полученный расход должен удовлетворять условию

$$Q_{\text{выем.уч}} \geq 6 \cdot n_{\text{чел.уч}}, \quad (3.51)$$

где $n_{чел.уч}$ — максимальное количество одновременно работающих людей на участке.

Таблица 3.11

Определение $K_{ут.в}$ в зависимости от схемы проветривания
выемочного участка, способа управления кровлей и типа пород кровли

Схема проветривания выемочного участка		$K_{ут.в}$							
Тип, под-тип, класс	Варианты	Полная закладка			Частичная закладка			Плавное опускание	
		Глинистые сланцы	Песчаные сланцы	Песчаники	Глинистые сланцы	Песчаные сланцы	Песчаники	Глинистые сланцы	Известняки
1-B-H	Возв.-точн, прям. ход длин. столбы или сплошная система	1,40	1,55	1,70	1,20	1,25	1,40	1,30	1,70
1-B-3	Возв.-точн, прям. ход сплошная система, парные лавы	1,40	1,40	1,40	1,40	1,40	1,40	1,40	1,40
1-B-H	Прямоточная, прямой ход, сплошная система	1,30	1,40	1,55	1,20	1,25	1,35	1,20	1,60
1-B-3	Прямоточная, прямой ход, сплошн. и длинн. столбы, парные лавы	1,30	1,40	1,55	1,20	1,25	1,35	1,20	1,60
1-M-H	Все варианты	1,55	1,70	1,80	1,20	1,25	1,40	1,65	1,85
2-B-H	"	1,55	1,70	1,80	1,20	1,25	1,40	1,65	1,85
2-B-3	"	1,55	1,70	1,80	1,20	1,25	1,40	1,65	1,85
3-B-H	"	1,55	1,70	1,80	1,20	1,25	1,40	1,65	1,85
3-B-3	"	1,55	1,70	1,80	1,20	1,25	1,40	1,65	1,85

Если на выемочном участке имеются проводимые выработки, в расчет расхода воздуха вводятся дополнительные параметры по содержанию газа в поступающих струях, учитывающие последовательное проветривание забоев.

Утечки через вентиляционные сооружения

Вентиляционные сооружения в пределах вентиляционного участка обычно бывают представлены изолирующими перемышками, кроссингами, вентиляционными дверями и шлюзами различной конструкции.

Утечки через вентиляционные сооружения находятся двумя способами:

по формулам – в зависимости от сопротивления самого сооружения и разности давлений по обе стороны сооружения. Оба эти параметра довольно сложно определить при проектировании, так как они зависят от большого количества факторов, подчас неизвестных до выполнения этого сооружения. Этот способ лучше применять в действующих шахтах;

по нормам, полученным на основе статистических данных. Обычно в этом случае нормы утечек приводятся в форме табличных данных.

Утечки через перемышки принимаются по табл. 3.12 в зависимости от конструкции перемышки и типа вмещающих пород.

Утечки через вентиляционные шлюзы из двух дверей принимаются по табл. 3.13.

Утечки через кроссинги различной конструкции принимаются по табл. 3.14.

Таблица 3.12

Нормы утечек через перемышки в зависимости от их площади,
типа перемычек и вмещающих пород (м³/мин)

Тип перемышки	Вмещающие породы	Площадь перемышки, м ²			
		4	7	10	15
Бетонные, кирпичные, бетонитовые, шлакоблочные, каменные	Монолитные Трещиноватые	7	10	12	16
		11	16	20	26
Чураковые	Монолитные Трещиноватые	13	17	22	28
		19	25	32	42

Таблица 3.13

Нормы утечек воздуха через шлюзы в зависимости от типа дверей, типа перемычек и вмещающих пород ($\text{м}^3/\text{мин}$)

Тип перемычек, в которых установлена дверь	Вмещающие породы	Утечки воздуха для дверей		
		односторчатых для прохода людей	односторчатых для транспорта	двусторчатых
Бетонные, кирпичные, бетонитовые, шлакоблочные, каменные Чураковые	Монолитные	19	29	43
		27	37	54
	Трещиноватые	40	50	77
		55	55	82

Таблица 3.14

Нормы утечек через кроссинги в зависимости от их конструкции и типа вмещающих пород ($\text{м}^3/\text{мин}$)

Тип кроссинга	Утечки для кроссингов в породах	
	монолитных	трещиноватых
Глухой	35	54
Со шлюзом для прохода транспорта	45	70
Со шлюзом для транспорта:		
односторонний	53	77
двухсторонний	70	100

Обособленное проветривание поддерживаемых выработок

К поддерживаемым выработкам относятся выработки, которые не используются для подачи свежего воздуха к местам потребления и для отвода от этих мест исходящей струи. Эти выработки могут служить в качестве транспортных, для движения людей, для дренажа, в качестве запасных выходов и т.д.

Расход воздуха для поддерживаемых выработок рассчитывается:
 ☞ по фактической газообильности выработок, формула (3.4);

- ☞ по нормам утечек через перемычки и перемычки с дверями;
- ☞ по минимальной скорости движения воздуха, формула (3.11)

Окончательно принимается наибольший из полученных результатов.

Минимальная скорость воздуха в поддерживаемой выработке принимается равной 0,7 – 1,3 м/с для главных транспортных выработок, оборудованных ленточными конвейерами, для остальных выработок принимается в соответствии с ПБ (табл.3.2).

Для поддержания выработок длиной до 30 м, в которых устанавливаются перемычки с дверями, вместо расчета по минимальной скорости выполняется расчет по нормам утечек для принятого типа перемычки и вмещающих пород.

3.6. Расчет расхода воздуха для шахты

Общие положения

Расход воздуха для проектируемой шахты в целом

$$Q_{ш} = 1,1(\sum Q_{в.у} + \sum Q_{п.в.ш} + \sum Q_{о.п.в.ш} + \sum Q_{у.ш} + \sum Q_{к.ш}), \quad (3.52)$$

где 1,1-коэффициент, учитывающий неравномерность распределения воздуха по вентиляционной сети;

$Q_{в.у}$ – расход воздуха для проветривания вентиляционного участка шахты, м³/ мин; рассчитывается в соответствии с п. 3.5;

$Q_{п.в.ш}$ – расход воздуха для проветривания проводимой выработки за пределами вентиляционных участков, м³/ мин; рассчитывается в соответствии с п. 3.2;

$Q_{о.п.в.ш}$ – расход воздуха для проветривания поддерживаемой выработки за пределами вентиляционных участков, м³/ мин; рассчитывается в соответствии с п. 3.5;

$Q_{у.ш}$ – утечки за пределами вентиляционных участков, м³/ мин; порядок расчета приводится ниже;

$Q_{к.ш}$ – расход воздуха на обособленное проветривание камер за пределами вентиляционных участков, м³/ мин; порядок расчета приводится ниже.

Поскольку рудные шахты чаще всего имеют несколько работающих горизонтов, имеет смысл расчет общего количества воздуха выполнять по формуле

$$Q_p = K_{np} \cdot Q_{гор.i}, \quad (3.53)$$

где K_{np} – коэффициент неравномерности распределения воздуха, принимается для рудников с числом горизонтов 3 и более равным 1,2;

$Q_{гор.i}$ – расчетное количество воздуха на горизонт, м³/с

$$Q_{гор.i} = Q_{г.р.i} + Q_{т.к.i} + Q_{н.в.i} + Q_{н.у.i}, \quad (3.54)$$

где $Q_{г.р.i}$ – расчетное количество воздуха на горные работы соответствующего горизонта;

$Q_{т.к.i}$ – расчетное количество воздуха на обособленное проветривание технологических камер соответствующего горизонта;

$Q_{н.в.i}$ – расчетное количество воздуха на обособленное проветривание поддерживаемых выработок соответствующего горизонта;

$Q_{н.у.i}$ – расчетное количество воздуха на нормируемые утечки соответствующего горизонта.

В формулы (3.52) и (3.53) могут быть введены и другие потребители воздуха, например, погашаемые выработки, если они имеются на шахте.

При наличии на шахте нескольких вентиляторных установок, определяется количество воздуха по каждой части вентиляционной схемы, обеспечиваемой одним вентилятором, а общий расход находится как сумма расходов всех частей. Значение полученного расхода воздуха для газовых шахт в целом должно соответствовать условию

$$Q_{ш} \geq \frac{100 \cdot 1,1 \sum I_{исх}}{(c - c_{o1})}, \quad (3.55)$$

где c – допускаемая концентрация газа (метана или углекислого) в входящей струе, %;

c_{o1} – концентрация газа во входящем воздухе, %; для метана $c_{o1} = 0$, для углекислого газа $c_{o1} = 0,03$.

Утечки воздуха за пределами вентиляционных участков

К таким утечкам относятся все утечки через вентиляционные сооружения, не входящие в систему вентиляционных участков.

Утечки этой категории через перемычки, шлюзы и кроссинги рассчитываются в соответствии с изложенным в 3.5. Дополнительно к этим утечкам к данной категории относятся утечки в околоствольных дворах. Последние определяются по нормам, приведенным в табл. 3.15.

Таблица 3.15

Нормы утечек воздуха в околоствольных дворах в зависимости от схемы вентиляции шахты и группы околоствольного двора (м³/мин)

Группа околоствольного двора	Схема вентиляции шахты	
	Центральная или комбинированная	Центральная-отнесенная или фланговая
I	330	120
II	450	180
III	570	240
IV	660	300
V	210	—

Примечание. Группа околоствольного двора устанавливается по данным табл. 3.16.

Таблица 3.16

Определение группы околоствольного двора

Пути утечек воздуха	Наличие (отсутствие) путей утечек для околоствольного двора категории			
	I	II	III	IV
Сбойка между стволами	+	+	+	+
Ходок чистки зумпфа	+	+	+	+
Угольная разгрузочная яма	+	+	+	+
Породная разгрузочная яма	-	-	+	+
Вспомогательные выработки	-	+	-	+

К V-й группе относятся околоствольные дворы с двумя подающими воздух стволами (выработками). В этом случае на вентиляционных горизонтах данные табл. 3.15 удваиваются.

Обособленное проветривание камер

K обособленно проветриваемым камерам относятся склады ВМ, камеры для зарядки аккумуляторных батарей электровозов, камеры с электроустановками, склады ГСМ и гаражи самоходной техники (в рудных шахтах).

Расчет расхода воздуха для обособленно проветриваемых камер производится:

для складов ВМ по формуле

$$Q_{BM} = 0,07 \cdot V_{BM} \quad , \quad (3.56)$$

где V_{BM} – суммарный объем выработок склада, м³.

для зарядных камер по формуле

$$Q_{зар.к} = 30 \cdot K_{э} \cdot n_a \quad , \quad (3.57)$$

где $K_{э}$ – коэффициент, учитывающий тип электровоза; для аккумуляторного электровоза типа 4,5АРП $K_{э} = 0,6$; для типа 8АРП $K_{э} = 1,5$; для типа 8АРП – 900 $K_{э} = 1,6$; для типа 13АРП – 900 $K_{э} = 2,2$;

n_a – число одновременно заряжаемых батарей.

для камер с электроустановками по формуле

$$Q_{к.эл} = \frac{50 \sum N_i (1 - \eta_i) \cdot K_{загр.i}}{26 - t^o} \quad , \quad (3.58)$$

где N_i – мощность электроустановки, кВт;

η_i – КПД электроустановки;

t^o – максимальная температура воздуха в камере, С°;

$K_{загр.i}$ – коэффициент загрузки в течение суток; при продолжительности работы 1ч и более $K_{загр.i} = 1,0$; при продолжительности работы менее 1ч

$$K_{загр.i} = \frac{T_p}{24} \quad , \quad (3.59)$$

где T_p – суммарное время работы установки в течение суток, ч.

для складов ГСМ и гаражей количество воздуха должно обеспечивать предельно допускаемые ПБ концентрации вредных газов, выделяемых ДВС, но не менее чем четырехкратный обмен в течение часа.

3.7. Распределение воздуха в вентиляционной сети

При позабойном способе расчета количества необходимого воздуха его распределение не представляет особой сложности. В процессе расчета определяются расходы для каждого забоя, выработки, выемочного участка и т.п.

Расходы для вентиляционных участков, а следовательно, и для всех крупных частей шахты также рассчитаны.

Избыток воздуха в сети, полученный в результате применения коэффициента, учитывающего неравномерность распределения воздуха (1,1), показывается только в главных вентиляционных струях до границ вентиляционных участков. В пределах вентиляционных участков в выработках показывается расчетное количество воздуха.

По окончании распределения воздуха по выработкам производится проверка площадей поперечных сечений выработок по скорости движения воздуха.

Для каждой выработки определяется средняя скорость по формуле

$$V_{ср.выр} = \frac{Q_{выр}}{\varphi \cdot S_{св.выр}}, \quad (3.60)$$

где $Q_{выр}$ — расход воздуха в выработке, м³/с;

$S_{св.выр}$ — площадь сечения выработки в свету, м²;

φ — коэффициент, учитывающий загроможденность выработки крепью, транспортными средствами и т.п.; принимается для лав с механизированной крепью равным 0,80; для лав с индивидуальной крепью, стволов и других выработок принимается равным 0,90 – 0,95.

Полученное значение средней скорости в выработке должно удовлетворять условию

$$V_{в.мин} \leq V_{ср.выр} \leq V_{в.макс}, \quad (3.61)$$

где $V_{в.мин}$, $V_{в.макс}$ — соответственно минимальная и максимальная допустимые скорости движения воздуха в данной выработке, м/с.

Если условие (3.61) не выдерживается, рассматривается вопрос об увеличении количества воздуха или увеличении площади сечения выработки в свету. Для снижения скорости до допустимой величины возможно использование параллельных выработок (если они существуют).

4.1. Общие принципы подсчета депрессии

Вентиляционная схема большинства шахт состоит из значительного количества выработок, соединенных последовательно и параллельно, образующих контуры различного порядка.

После распределения воздуха по выработкам и установки регулирующих устройств шахтная депрессия представляет собой перепад давлений между точками на входе в шахтную сеть и выходе из сети. Этот перепад может быть получен суммированием депрессий всех выработок при движении по любому *маршруту* в указанном диапазоне.

Маршрутом называется последовательное соединение неповторяющихся выработок между точкой входа воздуха в шахту и точкой выхода из нее.

При выборе маршрута руководствуются следующими требованиями к нему:

- ☞ маршрут должен проходить по наиболее трудному направлению, т.е. депрессия маршрута должна быть наибольшей из всех параллельных;
- ☞ маршрут должен проходить по выработкам с главной струей воздуха в направлении;
- ☞ маршрут должен проходить через действующие очистные забои;
- ☞ в маршруте следует избегать диагоналей и выработок с регулировочными устройствами и вентиляционными сооружениями.

Маршрут, удовлетворяющий всем этим требованиям, называется *определяющим*.

Проектирование вентиляции шахты осуществляется на длительный период ее работы, определяемый сроком службы всей шахты или ее части. При определении депрессии большое значение для расчета имеет правильный выбор этапа развития горных работ. Многие выработки шахты или проектируемого объекта в течение срока отработки меняют параметры, влияющие на депрессию (длину, площадь сечения, вид крепи), поэтому депрессия шахты может меняться в проектируемом периоде от какого-то минимума до максимума (или наоборот).

Задача проектирования заключается в обязательном определении этих минимума и максимума депрессии.

Для шахт, имеющих не одну вентиляционную установку, депрессия подсчитывается для каждой части поля, проветриваемой одним вентилятором.

4.2. Определение депрессии шахты по маршруту

Как уже упоминалось, депрессия шахты получается суммированием депрессий выработок, составляющих выбранный маршрут.

Под депрессией каждой отдельной выработки подразумевается потеря статического давления на преодоление аэродинамического сопротивления трения при движении в выработке определенного количества воздуха.

Депрессия выработки определяется по формуле

$$h_i = \alpha_i \frac{P_i \cdot L_i}{S_{св.i}^3} \cdot Q_i^2, \quad (4.1)$$

где α_i — коэффициент аэродинамического сопротивления трения участка выработки, Н с²/м⁴; принимается по справочной литературе [5,7];

L_i — длина участка выработки, м;

$S_{св.i}$ – площадь сечения участка выработки, м²;

Q_i – расход воздуха в выработке, м³/с;

P_i – периметр участка выработки, м; для трапециевидной формы сечения выработки

$$P = 4,16\sqrt{S} . \quad (4.2)$$

Если по длине выработки, для которой определяется депрессия, меняется хотя бы один из параметров, входящих в формулу (4.1), для этой выработки депрессия вычисляется как сумма депрессий участков с неизменяемыми параметрами.

При выполнении расчетов по определению депрессии шахты используется схема вентиляционных соединений (расчетная схема) упомянутая в исходных данных.

Подсчет депрессии по определяющему маршруту удобнее выполнять в табличной форме:

Вычисление депрессии по маршруту

Выработка маршрута	Точка на схеме	Параметры выработки					
		Тип крепи	$\alpha \cdot 10^{-3}$ Нс ² /м ⁴	Р, м	S, м ²	L, м	
						min	max
1	2	3	4	5	6	7	8

Q _{выр} , м ³ /с	V _{ср} , м/с	Результаты расчетов			
		Соппротивление R, Н·с ² /м ⁸		Депрессия H, Па	
		min	max	min	max
9	10	11	12	13	14
Итого депрессия по маршруту					
Депрессия с учетом местных сопротивлений.....					

Для определения депрессии шахты с учетом местных сопротивлений сумму депрессий выработок по маршруту умножают на $K_{м.с}$ – коэффициент, учитывающий потерю давления на преодоление местных сопротивлений, который принимается равным 1,10 – 1,15.

В депрессию шахты следует вводить величину перепада давлений, необходимую для движения воздуха через воздухо-подогревательную (калориферную) установку. Величина этого перепада принимается равной 20-35 дПа, если не рассчитана более точно при проектировании самой калориферной установки.

Максимальной величиной шахтной депрессии для угольных шахт принято считать депрессию 300 дПа; для сверхкатегорных шахт и шахт с большой производственной мощностью (свыше 4000 т/сутки), максимальная депрессия может достигать 450 дПа; для шахт, разрабатывающих угли, склонные к самовозгоранию, депрессия ограничивается величиной 200 дПа; для рудных шахт ограничений величины депрессии нет.

Если полученная расчетом шахтная депрессия превышает установленные пределы, выявляются участки с высокой депрессией и принимаются меры для снижения их доли в общей депрессии шахты. Этого можно достигнуть увеличением площади их сечения, изменением типа крепи (уменьшение α) или подключением в вентиляционную сеть параллельных выработок. Иногда приходится вводить изменения в вентиляционную схему.

Поскольку шахтная депрессия вычисляется для нескольких этапов горных работ шахты (проектируемого объекта), полезно построить график изменения депрессии во времени. Это позволит заблаговременно принять меры по эффективной регулировке режимов работы вентилятора в дальнейшем.

4.3. Учет влияния естественной тяги

Естественная тяга возникает и действует на каждой шахте. Ее величина и направление зависят от целого ряда факторов природного и техногенного порядка:

- ☞ температуры поступающего в шахту воздуха (зависит от времени года, времени суток и географического расположения шахты);
- ☞ температуры воздуха в шахтных выработках (зависит от температуры пород, влажности, технологических процессов и др.);
- ☞ отметок горных работ и выходов струи на поверхность.

Естественная тяга с вентилятором (вентиляторами), как источником энергии, работает совместно последовательно, т.е. естественная тяга оказывает влияние на работу вентилятора. Это влияние количественно и

качественно определяется абсолютной величиной естественной тяги и направлением ее действия.

Положительная естественная тяга, характерная для зимних условий, работает в одном направлении с вентилятором, увеличивая подачу воздуха в шахту или, при той же подаче, снижая необходимые затраты энергии вентилятором.

Отрицательная естественная тяга уменьшает подачу воздуха или, при той же подаче, увеличивает затраты энергии вентилятором.

Полезно рассчитать влияние естественной тяги на работу вентилятора с целью правильного определения режимов работы последнего и качественного его выбора.

Следует оговориться, что часто при положительной величине естественной тяги в течение всего календарного года, ее влияние не учитывают, ссылаясь на то, что она представляет собой резерв в подаче воздуха. Естественно, при этом возникают потери, заложенные в некачественное определение режимов работы вентилятора. Отрицательная тяга учитывается всегда.

Величину (Па) и знак естественной тяги находят для зимних и летних условий по формуле В.Б.Комарова

$$h_e = \frac{p_0 g H}{100} (a_1 - a_2), \quad (4.3)$$

где p_0 — барометрическое давление на уровне входящей струи, мм рт. ст.;

H — разность отметок уровня входа струи и глубины работ, м;

a_1, a_2 — коэффициенты, величина которых определяется средней температурой воздуха в выработках соответственно с входящей и исходящей струями (вертикальными или наклонными):

t°	-25	-20	-15	-10	-5	0	5	10	15	20
a	0,187	0,184	0,180	0,177	0,174	0,170	0,167	0,164	0,161	0,159

При глубине стволов (работ) более 100 м значение естественной тяги, полученное по формуле (4.3) увеличивается на множитель

$$K = 1 + \frac{H}{10000} \quad (4.4)$$

Значение максимальной и минимальной депрессии шахты с учетом величины и знака естественной тяги можно получить по формулам

$$H_{u.\max} = h_{u.\max} - h_{e.\text{л}} \quad (4.5)$$

$$H_{u.\min} = h_{u.\min} - h_{e.\text{з}}, \quad (4.6)$$

где $h_{e.\text{л}}, h_{e.\text{з}}$ — значения летней и зимней естественных тяг соответственно, полученные расчетом по формуле (4.3);

$h_{u.\max}, h_{u.\min}$ — значения максимальной и минимальной депрессий шахты соответственно, полученные в результате заполнения табличной формы (см. выше).

При проветривании шахты несколькими вентиляторами расчет естественной тяги и определение ее влияния выполняются для каждого участка вентиляционной сети, обслуживаемой одним вентилятором.

5.1. Производительность вентилятора

Производительность главного вентилятора должна обеспечивать проветривание шахты или ее части и погашать утечки через надшахтное здание и вентиляционный канал.

Если утечки воздуха определяются по нормам, производительность вентилятора находится по формуле

$$Q_v = Q_{ш.и} + Q_{ут.вн} , \quad (5.1)$$

где $Q_{ш.и}$ – расход воздуха, поступающего к вентилятору, обеспечивающему данную часть шахтного поля, м³/мин;

$Q_{ут.вн}$ – утечки через вентиляционный канал (табл.5.1) и надшахтное здание (табл.5.2).

Названные утечки можно учитывать коэффициентом внешних утечек, тогда производительность вентилятора определяется по формуле

$$Q_v = Q_{ш.и} \cdot K_{вн.ут} , \quad (5.2)$$

где $K_{вн.ут}$ – коэффициент, учитывающий утечки через надшахтное здание и вентиляционный канал; принимается для вентилятора на скиповом стволе равным 1,25; на клетевом – 1,20; на вентиляционных стволах (шурфах), используемых для подъема материалов – 1,30; на вентиляционных стволах (шурфах) без подъемных установок – 1,1; на штольнях с транспортированием грузов – 1,20; на штольнях без транспорта – 1,1.

Для вентиляторов, установленных на штольнях, производительность лучше определять по формуле (5.1), предварительно установив по нормам утечки через шлюзы и в вентиляционном канале.

Таблица 5.1
Нормы утечек через вентиляционные каналы (м³/мин)

Площадь поперечного сечения вентиляционного канала, м ²	Норма утечек
до 5	200
5 – 10	300
10 – 15	500
15 – 20	600
20 – 25	750
более 25	820

Таблица 5.2
Нормы утечек через надшахтные здания (м³/мин)

Площадь стен, перекрытие и копер, м ²	Скиповые стволы	Клетевые стволы
< 100	–	90
100 – 300	–	180
300 – 500	670	380
500 – 1000	780	690
1000 – 1500	950	850
1500 – 2000	1080	980
2000 – 3000	1200	1100
3000 – 4000	1400	1200
4000 – 5000	1550	–
5000 – 6000	1700	–
6000 – 7000	1750	–
> 7000	2000	–

Нормы утечек в табл. 5.1 и 5.2 соответствуют перепаду давлений 200 даПа, для иных перепадов нормы можно пересчитать по формуле

$$Q_{\text{ут.вн}} = Q_{\text{ут.табл}} \sqrt{\frac{h_{\text{действ}}}{200}}, \quad (5.3)$$

При нагнетательном проветривании нормы утечек в табл. 5.1 и 5.2 увеличиваются на 13%.

5.2. Депрессия вентилятора

Для определения нужной депрессии вентилятора необходимо найти некоторые вспомогательные параметры вентиляционной сети и вентилятора.

Находится сопротивление вентиляционной сети шахты, ($\text{H c}^2/\text{м}^8$)

$$R_{ш} = \frac{H_{ш}}{Q_{ш}^2} . \quad (5.4)$$

Поскольку депрессия шахты имеет два значения – максимальное ($H_{ш.макс}$) и минимальное ($H_{ш.мин}$), подставляя эти значения в формулу (5.4), получим два значения сопротивления шахты – максимальное и минимальное.

Определяются два значения эквивалентного отверстия шахты (м^2) по формуле

$$A_{ш} = \frac{1,19}{\sqrt{R_{ш}}} . \quad (5.5)$$

Минимальное эквивалентное отверстие получается при подстановке в формулу (5.5) максимального сопротивления шахты, а максимальное эквивалентное отверстие – при подстановке минимального сопротивления.

По величине эквивалентного отверстия устанавливается категория шахты по трудности проветривания.

Так при $A_{ш} < 1,0$ шахты относятся к труднопроветриваемым (узким), при $A_{ш} = 1,0 - 2,0$ – к средней трудности проветривания, при $A_{ш} > 2,0$ – к легкопроветриваемым (широким).

Определяется ориентировочный диаметр рабочего колеса вентилятора (м) по формуле

$$D_{в.ор} = \sqrt{\frac{A_{ш}}{0,44}} . \quad (5.6)$$

К дальнейшему расчету принимается ближайший *стандартный диаметр* рабочего колеса вентилятора.

Внутреннее аэродинамическое сопротивление самого вентилятора ($\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^3$) определяется по формуле

$$R_g = a \cdot \frac{\pi}{D_g^4}, \quad (5.7)$$

где D_g – стандартный диаметр рабочего колеса вентилятора, принятый для расчетов, м;

a – коэффициент, учитывающий конструкцию установки; принимается для осевых вентиляторов с плавным каналом равным 0,50; для центробежных вентиляторов с двусторонним всасыванием, без амортизатора, с пирамидальным диффузором – 0,55; для центробежных вентиляторов с амортизатором – 0,40; для осевых вентиляторов с коленчатым каналом без лопаток – 1,0.

Чаше всего при окончательном выборе принимается вентилятор с диаметром не равным определенному по формуле (5.6), в этом случае надо пересчитать внутреннее сопротивление вентилятора по формуле (5.7) для нового значения диаметра.

Необходимая депрессия вентилятора находится по формуле

$$H_g = (K \cdot R_{ш} + R_g) Q_g^2, \quad (5.8)$$

где K – коэффициент, учитывающий уменьшение сопротивления шахты за счет параллельных путей утечек накоротко.

$$K = \frac{1}{K_{\text{вн.ут}}^2}. \quad (5.9)$$

В течение проектируемого периода, как уже упоминалось, депрессия сети, а следовательно и вентилятора, меняется. Поэтому вентилятор будет работать в каком-то диапазоне депрессий, ограниченном значениями $H_{\text{в.макс}}$ и $H_{\text{в.мин}}$, полученных по формуле (5.8) путем подстановки соответствующих значений $R_{\text{ш.макс}}$ и $R_{\text{ш.мин}}$.

5.3. Выбор вентилятора

Выбор одиночного вентилятора

Выбор вентилятора является ответственным этапом в проектировании проветривания шахты. Вентилятор, выбранный с учетом всех влияющих на его работу факторов и требований ПБ, обеспечит высокую надежность проветривания, а следовательно, безопасность и эффективность технологических процессов. И наоборот, безответственный подход к выбору вентилятора может обесценить любые грамотные решения технологического порядка.

Для достижения должного эффекта при выборе главного вентилятора следует руководствоваться определенными требованиями и рекомендациями.

Вентилятор должен удовлетворять следующим требованиям:

☞ все расчетные режимы работы на проектируемый период должны находиться в области полезного использования (ОПИ) аэродинамической характеристики вентилятора и в зоне с высоким КПД;

☞ срок службы вентилятора должен перекрывать продолжительность проектируемого периода;

☞ при работе на сеть шахты (или ее части) вентилятор должен иметь резерв подачи воздуха не менее 20%;

☞ вентилятор должен обеспечивать минимальные среднегодовые затраты на его обслуживание;

☞ должны быть учтены технические и социальные факторы его использования – размеры, привязка к промплощадке шахты, возможность надежного электроснабжения, нормы шумности.

Рекомендации, которые следует учитывать при выборе вентилятора:

☞ при величине необходимой депрессии до 150 даПа предпочтение следует отдавать осевым вентиляторам; при депрессии 150-300 даПа можно применять центробежные и осевые; при депрессии более 300 даПа принимать вентиляторы центробежные;

☞ при прочих равных условиях центробежные вентиляторы предпочтительнее осевых;

☞ из нескольких вентиляторов, обеспечивающих нужные режимы, следует выбирать вентилятор с более высоким средним КПД на нужный период времени;

☞ изменение скорости вращения, как способ регулирования режима работы вентилятора, разрешается не более одного раза за весь период его использования. Следует отметить, что рекомендация не касается вентиляторных установок, в которых предусмотрено плавное изменение числа оборотов;

☞ при окончательном выборе из нескольких вентиляторов выбирается вентилятор с меньшим диаметром рабочего колеса, меньшей окружной скоростью, меньшим углом поворота лопаток рабочего колеса или направляющего аппарата при максимальной депрессии, наличием возможности автоматизации управления, наличием возможности плавного регулирования скорости вращения, меньшей стоимостью, соответствием конструкции условиям работы по климатическим параметрам.

Учитывая вышеизложенное, определяют тип будущего вентилятора. Параметры вентиляторов нужного типа, обеспечивающих необходимые режимы, устанавливаются обзором сводных графиков зон промышленного использования серии вентиляторов нужного типа. Выбрав несколько вентиляторов подходящего размера, окончательный выбор производят по индивидуальным характеристикам этих вентиляторов. Пример совмещения необходимых режимов с индивидуальной характеристикой вентилятора приведен на рис. 5.1.

Аэродинамические характеристики вентиляторов составляются заводами для определенных скоростей вращения, а при выборе возникает необходимость в аэродинамической характеристике для других скоростей. В этом случае выполняется пересчет аэродинамической характеристики для нужной скорости вращения с использованием формул

$$Q_x = Q_o \cdot \frac{n_x}{n_o} , \quad (5.10)$$

$$h_x = h_o \cdot \left(\frac{n_x}{n_o} \right)^2 \quad (5.11)$$

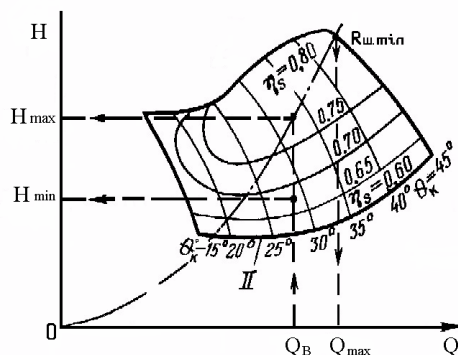


Рис. 5.1. Схема к выбору вентилятора и расчету резерва его подачи

Совместная работа вентиляторов

В отдельных случаях при определении режимов работы вентилятора можно получить в результате несовместимые для одного вентилятора производительность и депрессию. Имеется в виду вариант сочетания малой производительности и высокой депрессии, или низкой депрессии и большой производительности. В таких случаях рекомендуется совместная работа вентиляторов.

Для совместной работы вентиляторы выбираются исходя из тех же требований и рекомендаций, что и для одиночной. Добавляется необходимость исследования возможности и эффективности совместной работы выбираемых вентиляторов.

Большую надежность и эффективность при совместной работе гарантируют вентиляторы одного типа и с одинаковыми параметрами (диаметром рабочего колеса, скоростью вращения, углом поворота лопаток). Для совместной работы лучше выбирать центробежные вентиляторы, отличающиеся устойчивостью режимов работы.

Определение резерва подачи вентилятора

Резерв подачи вентилятора находится по отношению к наиболее трудному из режимов работы в проектируемом периоде. Он определяется графическим способом.

На аэродинамическую характеристику вентилятора (рис.5.1) наносится характеристика вентиляционной сети шахты, соответствующая наиболее трудному моменту проветривания. Уравнение характеристики для этого момента

$$H = R_{ш.макс} \cdot Q^2 . \quad (5.12)$$

Характеристика шахты представляет собой квадратичную параболу в осях $H-Q$, проходящую через начало координат.

Абсцисса точки пересечения характеристики шахты с верхней или правой границей ОПИ вентилятора представляет собой максимальную возможную подачу вентилятора на эту шахтную сеть.

Резерв подачи (%) подсчитывается по формуле

$$Q = \frac{Q_{макс} - Q_{г}}{Q_{г}} \cdot 100 . \quad (5.13)$$

Регулировка режимов работы вентилятора

Необходимые режимы работы вентилятора в пределах зоны ОПИ устанавливаются с помощью изменения регулировочных параметров.

Регулировочными параметрами, выпускающихся для отрасли вентиляторов, являются скорость вращения рабочего колеса и угол поворота лопаток рабочего колеса (РК) и направляющего аппарата (НА).

Необходимый угол установки лопаток РК или НА, обеспечивающий нужный режим работы вентилятора, определяется по аэродинамической характеристике. В зоне ОПИ аэродинамической характеристики обычно показаны несколько характеристик вентилятора, соответствующих принятой скорости вращения и стандартным углам поворота лопаток РК и НА. Обычно стандартные углы идут с интервалом $5-10^\circ$ в диапазоне от минимально возможного для данной конструкции до максимально возможного.

На характеристику наносится нужный режим в виде точки с координатами Q_v и H_v , через точку проводится кривая, подобная кривой характеристики. По расположению этой кривой относительно характеристик, имеющих обозначенные стандартные углы поворота лопаток, определяется искомый угол поворота лопаток РК или НА.

Необходимое число оборотов в случае регулирования скоростью вращения при постоянных углах поворота лопаток находится аналогично. В этом случае характеристика вентилятора меняет свое положение в ОПИ в зависимости от скорости вращения.

На практике *установка и регулирование режимов работы* вентилятора производится следующим образом:

☞ для осевых ВОД-16, ВОД-21М, ВОД-30М, ВОД-40М и ВОД-50 после остановки вентилятора поочередно через люк в корпусе разворачиваются лопатки рабочего колеса на требуемый угол, тонкая регулировка осуществляется одновременным поворотом лопаток НА на остановленном или работающем вентиляторе; для глубокой регулировки возможно снятие до 50% лопаток РК второй ступени; в вентиляторе ВОД-16 допускается полный вывод из работы второй ступени;

☞ для центробежных, оборудованных односкоростным приводом вентиляторов ВЦ-16, ВЦ-25М, ВЦ-31,5М, ВЦД-31,5М и ВЦД-47,5У на работающей установке одновременно на нужный угол разворачиваются лопатки НА;

☞ для центробежных установок ВЦД-32М, ВЦД-47,5У и ВЦД-47,5А, имеющих специальный привод, плавно меняется скорость вращения; для более тонкой настройки можно менять и угол поворота лопаток НА.

Перечисленные способы регулировки позволяют осуществлять изменение подачи и депрессии в меньшую сторону от максимального значения для данного вентилятора.

5.4. Привод вентиляторов

В качестве привода вентиляторов в зависимости от необходимой мощности применяются различные типы электродвигателей: при потребляемой мощности 100-150 кВт – низковольтные асинхронные электродвигатели с короткозамкнутым ротором; при мощности 150-350 кВт – низковольтные синхронные двигатели; при мощности более 350 кВт – высоковольтные синхронные двигатели напряжением 6 кВ.

В современном вентиляторостроении для больших вентиляторов, имеющих диаметр рабочего колеса более 3 м, применение получили вентиляльно-машинные каскадные приводные установки, позволяющие плавно изменять скорость вращения вентилятора без его остановки. Применение такого привода расширяет зону эффективной работы вентилятора, увеличивает глубину и упрощает процедуру регулирования режимов.

Двигатель к вентилятору выбирается по необходимому числу оборотов и необходимой мощности.

Число оборотов двигателя должно соответствовать числу оборотов вентилятора при прямом (муфтовом) соединении их валов, другие виды передачи крутящего момента встречаются крайне редко.

Необходимая мощность двигателя определяется по формуле

$$N = \frac{Q_{\text{в. max}} \cdot H_{\text{в. max}}}{1000 \cdot \eta_{\text{в}} \cdot \eta_{\text{д}} \cdot \eta_{\text{н}} \cdot \eta_{\text{р}}} \cdot K_{\text{з.м.д}} , \quad (5.14)$$

где $Q_{\text{в. max}}$ – максимальная производительность вентилятора в расчетном периоде эксплуатации, м³/с;

$H_{\text{в. max}}$ – максимальная депрессия вентилятора, соответствующая максимальной производительности в расчетном периоде, Па;

$\eta_{\text{в}}$ – КПД вентилятора; принимается по аэродинамической характеристике вентилятора для режима $Q_{\text{в. max}}, H_{\text{в. max}}$;

$\eta_{\text{д}}$ – КПД двигателя; принимается по его технической характеристике;

$\eta_{\text{н}}$ – коэффициент, учитывающий потери в подшипниках установки; принимается равным 0,96-0,97;

η_p – КПД передачи мощности от двигателя к вентилятору; зависит от вида передачи, для прямой муфтовой передачи равен 1, для других видов (чего практически не бывает) принимается по справочникам;

$K_{з.м.д}$ – запас мощности двигателя; принимается равным 1,2.

5.5. Главная вентиляторная установка

Главная вентиляторная установка (ГВУ) проектируется на основе выбранного вентилятора и привода к нему.

Под вентиляторной установкой понимается собственно вентилятор с комплексом сооружений и оборудования, обеспечивающих работу вентилятора на шахтную вентиляционную сеть.

В вентиляторной установке монтируются не менее двух вентиляторов, один из которых резервный. На газовых шахтах, а также на всех новых, проектируемых для вентиляторной установки необходимо предусматривать вентиляторы одного типа и размера. На негазовых шахтах разрешается иметь на ГВУ один вентилятор с резервным двигателем к нему того же типа и размера, что и основной рабочий.

ГВУ снабжается системой дистанционного управления приводом вентилятора и контроля параметров работы с пульта главного диспетчера шахты.

Вентиляторная установка оборудуется системой реверсирования вентиляционной струи. Реверсивная система должна иметь дистанционное управление от пульта главного диспетчера шахты и возможность перехода на непосредственное ручное приведение в действие. Реверсивная система должна поддерживаться в готовности к применению в любой нужный момент. По ПБ реверсивная система должна обеспечить при реверсировании струи подачу не менее 60% от нормальной, время реверсирования струи должно быть не более 10 минут.

Конструкция вентиляторной установки должна исключать обмерзание вентиляторов, вентиляционных каналов и переключающих устройств всех систем в холодное время года.

ГВУ на газовых шахтах второй категории и выше обеспечиваются 100% резервом электроснабжения.

Вентиляторная установка монтируется в отдельном здании со специальными фундаментами для вентиляторов.

При работе вентилятора на нагнетание в ГВУ дополнительно вводится система подогрева подаваемого в шахту воздуха в зимнее время (калориферная установка). В этом случае ГВУ выполняется как одно целое с надшахтным зданием. т

6.1. Назначение и конструкции калориферных установок

В холодное время года температура атмосферного воздуха на территории России ниже 0°C . При подаче такого воздуха в шахту возникают следующие осложнения: ухудшаются тепловые условия для людей, занятых в околоствольных дворах; обмерзает армировка стволов, что сказывается на работе шахтных подъемных установок; обмерзают стенки, кровля и конструкции транспортных установок в горизонтальных и наклонных выработках. Все это вызывает необходимость искусственного подогрева воздуха, подаваемого в шахту в холодное время года.

Подогрев воздуха осуществляется специальными воздухоподогревательными (калориферными) установками, сооружаемыми вблизи воздухоподающих стволов.

Калориферная установка – совокупность сооружений, оборудования, устройств и систем регулирующей и контрольно-измерительной аппаратуры, предназначенная для нагрева поступающего в шахту атмосферного воздуха.

Основным элементом калориферной установки любого типа является теплообменный аппарат называемый калорифером (отсюда и название установки). По типу теплоносителя калориферные установки могут быть водяными, паровыми и электрическими.

Наибольшее распространение получили водяные калориферные установки, что обусловлено меньшей сложностью конструкции устройств и технологии получения горячей воды. В этой работе приведены все необходимые сведения по проектированию калориферных установок именно этого типа.

Электрические калориферные установки применяются на шахтах, расположенных в северных районах, при возможности обеспечения электроэнергией в достаточном количестве, т.е. там, где снабжение водой и технология ее применения в холодное время года затруднены в связи с очень низкими температурами воздуха.

Калориферы для большей эффективности использования теплоносителя и увеличения площади для прохода воздуха, и, следовательно, снижения аэродинамического сопротивления установки объединяются в группы, в которых они могут устанавливаться рядами по длине или (и) высоте. Кроме того, группа может быть однорядной или многорядной по ходу воздушной струи. Практически число рядов редко бывает более двух. Этот вариант используется при необходимости нагревания части воздуха до высокой температуры для последующего смешивания с оставшейся частью холодного воздуха и образования смеси с рабочей температурой, рекомендуемой ПБ.

Калориферная установка состоит из необходимого количества располагаемых параллельно по воздуху и теплоносителю одинаковых групп калориферов.

Одинаковыми группами называются группы, имеющие равное количество калориферов в ряду, одинаковую схему установки калориферов в ряду и равное количество рядов в группе

При такой схеме сборки групп температуры воздуха и теплоносителя на входе в калориферы всех групп и выходе из них будут одинаковы. Группы калориферов в зависимости от конструкции здания установки обычно объединяют в несколько одинаковых секций. Существуют две основные схемы подогрева воздуха, подаваемого в шахту:

☞ до нужной температуры подогревается весь подаваемый воздух, степень подогрева регулируется количеством групп калориферов и параметрами (температура и количество) теплоносителя в калориферах. Конструкция калориферных установок, работающих по этой схеме, приведена на рис.1;

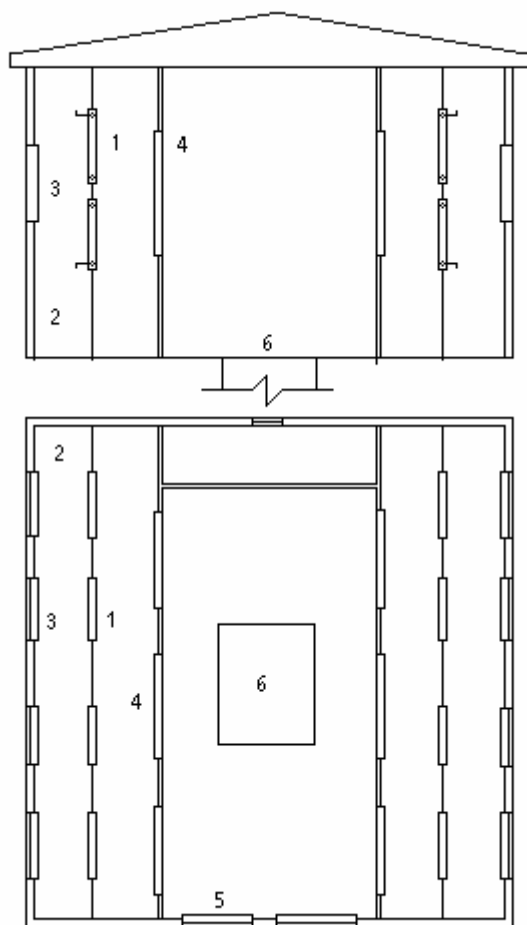


Рис. 6.1. Схема калориферной установки с регулированием температуры подаваемого воздуха параметрами теплоносителя: 1– группы калориферов; 2 – секции калориферов; 3 – проемы для прохода холодного воздуха; 4 – проемы для теплого воздуха; 5 – проемы для летней подачи воздуха; 6 – вентиляционный канал

☞ нужная величина температуры подаваемого в шахту воздуха получается путем смешивания воздуха, нагретого калориферами до заданной высокой степени, с холодным воздухом в специальной камере установки (камере смешивания). Регулирование температуры смеси осуществляется с помощью изменения количеств горячего и холодного воздуха регулирующими устройствами установки (регулирующими клапанами). Конструкция калориферных установок, работающих по этой схеме приведена на рис.6.2.

Калориферные установки могут быть безвентиляторными или работать в комплексе с вентилятором.

Безвентиляторная установка предполагает движение воздуха через систему калорифера за счет депрессии главного вентилятора, находящегося на выдающем стволе и работающего по всасывающему способу проветривания шахты.

Вентиляторные калориферные установки могут работать в комплексе со специальным калориферным вентилятором, обеспечивающим движение нагреваемого воздуха через систему устройств установки или в комплексе с главным вентилятором, работающим по нагнетательному способу проветривания шахты. В первом случае главный и калориферный вентиляторы должны быть настроены на такую работу, когда давление в точке смешивания горячей и холодной струй, создаваемое этими вентиляторами, одинаково. Во втором случае главный вентилятор устанавливается после калориферной установки по движению струи воздуха и работает с подогретым воздухом. Этот вариант принят для проектирования калориферных и главных вентиляционных установок большинства рудных шахт Приморья (рудники «Верхний», «2-й Советский», «Садовое месторождение», «Южное месторождение» и др.).

Схемы вскрытия и системы вентиляции некоторых шахт предусматривают подачу атмосферного воздуха в подземные горные выработки через несколько стволов, штолен или других выработок. В этом случае приходится предусматривать работу калориферных установок на всех подающих воздух выработках. Конструкции этих калориферных установок могут быть безвентиляторными или вентиляторными, в зависимости от количества и места расположения главных вентиляторов. Параметры установок, естественно, зависят от количества воздуха, подаваемого через прилегающую к калориферной установке выработку.

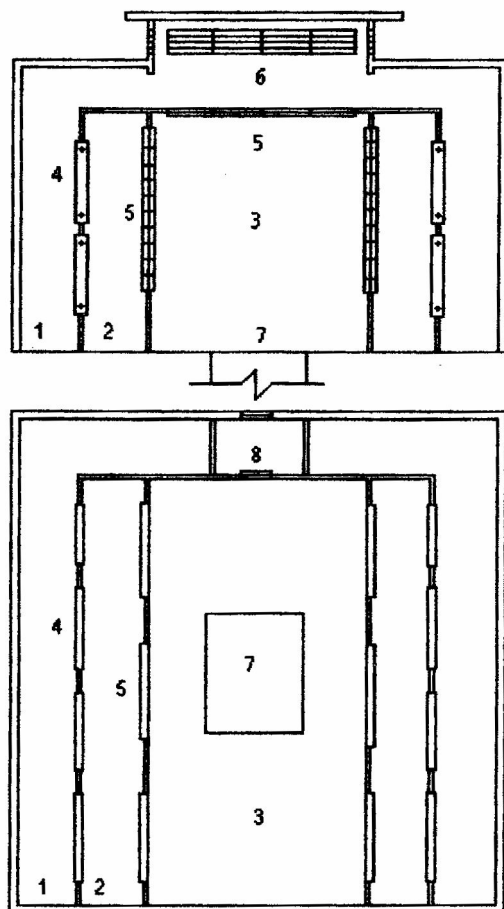


Рис. 6.2. Схема калориферной установки с регулированием температуры смешиванием холодного и горячего воздуха: 1 – камеры холодного воздуха; 2 – камеры горячего воздуха; 3 – камера смешивания; 4 – группы калориферов; 5 – многостворчатые клапаны регулирования количества холодного и горячего воздуха; 6 – жалюзийные решетки проемов холодного воздуха; 7 – вентиляционный канал; 8 – камера контрольно-измерительной аппаратуры

Особый случай представляет собой калориферная установка, подогревающая воздух для проветривания стволов, штолен и других выработок при их проведении в зимнее время. Имеется в виду отсутствие сквозной струи воздуха и применение вентилятора местного проветривания большой производительности, установленного на поверхности. Калориферная установка в этом случае работает всегда в комплексе с вентилятором (калориферная установка вентиляторного типа). При проектировании такой калориферной установки расход воздуха принимается равным производительности вентилятора, определенной для самого трудного периода проветривания с максимальной потребностью в воздухе.

6.2. Особенности шахтных калориферных установок

Принципы работы шахтных калориферных установок соответствуют общепринятым для установок, используемых в других отраслях промышленности и гражданском строительстве. Однако приходится учитывать, что проветривание шахт, как предприятий, имеет определенные особенности. Это значительная величина количества подаваемого воздуха (5–20 тыс. м³/мин), необходимость непрерывной подачи воздуха по времени и постоянной по количеству.

Конструкция калориферной установки, работающей в системе вентиляции шахты, должна обеспечивать высокую надежность и большую теплопроизводительность. Это обстоятельство обеспечивается выполнением целого ряда требований, условий и рекомендаций, которые должны быть учтены при проектировании и устройстве калориферной установки.

Требование отраслевых ПБ сводится к тому, что калориферная установка должна обеспечивать поддержание температуры воздуха на уровне не менее +2°С в 5 м от сопряжения канала установки со стволом, штольной или другой подающей воздух выработкой. Для шахт, расположенных в зоне многолетней мерзлоты, температура воздуха в этих местах устанавливается главным инженером шахты по согласованию с местным органом Госгортехнадзора [4].

Безвентиляторные калориферные установки должны размещаться в блоке надшахтного здания или примыкать к нему. В этом случае в период минусовых температур наружного воздуха надшахтное здание

должно быть герметизировано с целью предотвращения притока наружного воздуха в воздухоподающую выработку через неплотности в стенах, оконных и дверных проемах и т.п..

Основные транспортные ворота надшахтного здания должны иметь тамбур-шлюз с механизмом блокировки, исключающим одновременное открывание ворот. Для подогрева воздуха, поступающего через неплотности в воротах, необходимо предусматривать воздушные тепловые завесы, устанавливаемые у внутренних ворот шлюза.

При наличии в блоке надшахтного здания копра 5–10% подогретого воздуха с помощью регулирующих клапанов подается для его (копра) обогрева через обводной канал. Конструкция блока надшахтного здания и калориферной установки может предусматривать вход нагретого воздуха непосредственно в здание, обогрев его и последующий выход воздуха в ствол шахты. В этом случае следует проектировать подогрев воздуха до $+10^{\circ}\text{C}$, а подачу его в надшахтное здание осуществлять плоскими горизонтальными струями на высоте 2,0 м от пола.

Вентиляторные калориферные установки размещаются чаще всего в одном здании с главным вентилятором или примыкают к нему. Калориферная установка находится на всасывающей части сети вентилятора, к вентилятору подводится весь шахтный воздух в подогретом состоянии.

Основными параметрами калориферной установки являются ее теплопроизводительность и депрессия:

☞ *величину теплопроизводительности* калориферной установки определяют исходя из необходимости подогрева до установленной ПБ температуры максимального расхода воздуха, подаваемого по данной выработке (стволу, штольне), при температуре наружного воздуха наиболее холодных суток в году для данной местности. Для шахт, расположенных в зонах многолетней мерзлоты, в период положительных температур наружного воздуха должна обеспечиваться температура в подающей выработке, исключая обмерзание поверхностей этой выработки и ее оборудования;

☞ падение давления по воздушной струе на калориферах и каналах безвентиляторной установки от входа в установку до входа в подающую выработку должно быть минимальным и не превышать 200–350 Па.

Получить такую величину депрессии можно путем упрощения конструкций каналов, регулирующих устройств и варьированием соответствующих размеров площадей сечений.

Конструктивные особенности калориферных установок шахт выражаются в следующем:

- ☞ установка должна иметь не менее двух секций калориферов, работающих совместно или самостоятельно;

- ☞ группы в установке должны комплектоваться только одинаковыми калориферами;

- ☞ конструкция надшахтного здания и калориферной установки (безвентиляторной) должна предусматривать возможность перекрывания выходного канала установки, и открывания главных ворот при режиме реверсирования шахтной струи за промежуток времени, предусмотренный ПБ;

- ☞ в установках шахт, расположенных в снежных северных районах, предусматриваются конструктивные элементы, препятствующие образованию снежных заносов жалюзийных решеток заборных проемов. Проемы должны располагаться в зонах, защищенных от снежных заносов, ограждаться отбойными щитами и иметь сечение для прохода воздуха при самых неблагоприятных метеоусловиях не менее 80% от расчетного при скорости воздуха 3,0 – 4,0 м/с. Регулировочные клапаны поступающего холодного воздуха должны иметь утепление;

- ☞ проемы для прохода наружного воздуха в системе калориферной установки следует располагать в стенах здания на высоте 2 м и более от уровня земли;

- ☞ конструкция здания и системы калориферной установки должна обеспечивать одинаковые расходы воздуха через отдельные секции и через отдельные группы калориферов в секциях. Неравномерность расходов по группам и секциям должно быть не более 15%;

- ☞ в установках, работающих по принципу регулирования температуры подаваемого в шахту воздуха путем смешивания холодного и горячего воздуха, регулировочные клапаны должны иметь привод во взрывобезопасном исполнении (РВ) на газовых шахтах и в нормальном исполнении (РН) на остальных шахтах.

Требования к параметрам теплоносителя:

☞ проектирование новых калориферных установок должно быть ориентировано на применение в качестве теплоносителя высокотемпературной воды. При реконструкции существующих установок, в которых теплоносителем является насыщенный пар, разрешается дальнейшее применение этого теплоносителя, но это должно быть подтверждено технико-экономическим расчетом;

☞ в установках следует применять только стандартные калориферы (табл.6.1.). Если теплоносителем является высокотемпературная вода, разрешается применять одноходовые и многоходовые калориферы. Одноходовые калориферы можно устанавливать как вертикально, так и горизонтально. Многоходовые следует устанавливать так, чтобы их трубки были в горизонтальной плоскости. Если в качестве теплоносителя выступает насыщенный пар, следует применять только одноходовые калориферы, которые можно устанавливать как вертикально, так и горизонтально. Соединение калориферов в группах в этом случае должно быть параллельным по теплоносителю, группы должны быть однорядными;

☞ скорость движения воды в трубках калориферов должна находиться в пределах 0,3 – 0,8 м/с;

☞ давление воды в любой точке гидравлической сети калориферной установки не должно превышать предельно допустимое по условиям механической прочности. В то же время оно должно быть не менее 0,3 – 0,5 МПа для предотвращения вскипания воды в сети этой установки. Давление на выходе гидравлической сети должно быть не менее 0,1 МПа;

☞ потери давления воды в калориферной установке не должны превышать 40% от величины давления на входе. Это достигается комбинированием различных схем соединения калориферов в группах и секциях. Предпочтительной является схема соединения калориферов в группе последовательно, а самих групп – параллельно по теплоносителю. Возможны и другие схемы, если они позволяют выдерживать начальное условие ($H_p \leq 40\% P_{вх}$);

☞ при проектировании калориферной установки следует принимать величину расчетной массовой скорости движения воздуха во фронтальном сечении в пределах 3,6 – 5,0 кг/м²с, величину скорости движения холодного воздуха во входных проемах – в пределах 3,0 – 4,0 м/с.

Для безаварийной работы калориферной установки и непрерывной подачи нужного количества подогретого воздуха в проекте следует предусмотреть:

- ☞ обеспечение ее технологической надежности в виде резервных групп калориферов, а также возможность оперативного подключения этих групп в схему движения воздушной струи и в гидравлическую схему теплоносителя. Величина резерва должна составлять 10 – 20% по площади поверхности теплообмена;

- ☞ мероприятия и средства для защиты от замерзания воды в гидравлической сети в аварийных ситуациях;

- ☞ устройства для проведения профилактических работ (очистка поверхности сжатым воздухом, мойка водой), ремонтных работ (сварка, монтаж-демонтаж оборудования), а также мероприятия по предотвращению попадания пыли и дыма в воздушную струю шахты и огня в подающие выработки во время профилактических и ремонтных работ;

- ☞ средства автоматической противопожарной защиты, средства оперативного тушения очагов возгорания и средства изоляции от подающих выработок

Калориферная установка при всех видах теплоносителя обеспечивается *приборами и системами контроля:*

- ☞ температуры наружного воздуха (с регистрацией);
- ☞ температуры воздуха, подаваемого в шахту (с регистрацией);
- ☞ расхода воздуха, поступающего в шахту (с регистрацией);
- ☞ температуры воздуха на выходе из каждой секции групп калориферной установки;
- ☞ расхода теплоносителя по всей калориферной установке;
- ☞ потери давления на калориферной установке.

При использовании в качестве теплоносителя высокотемпературной воды, дополнительно контролируется:

- ☞ температура воды на входе в калориферную установку и выходе из нее;
- ☞ температура воды на выходе из каждой группы калориферной установки;
- ☞ давление воды во входной и выходной магистральных линиях;
- ☞ циркуляция воды в гидравлической системе калориферной установки.

Если в качестве теплоносителя используется пар, дополнительно контролируется:

- ☞ давление пара на входе в калориферную установку;
- ☞ температура конденсата на выходе из каждой секции (с регистрацией).

Кроме выше указанных приборов и систем, установленных в помещении калориферной установки, в диспетчерской шахты оборудуется табло с сигнализацией:

- ☞ о падении температуры воздуха, подаваемого в шахту, ниже $+2^{\circ}\text{C}$;
- ☞ о падении давления пара на входе в калориферную установку ниже допустимого уровня;
- ☞ о понижении температуры воды или конденсата ниже соответственно 30°C и 50°C ;
- ☞ о прекращении движения воды в секциях;
- ☞ о нарушении циркуляции воды в системе калориферной установки.

В котельной установке шахты предусматривается аппаратура, сигнализирующая звуком и светом о снижении температуры и давления теплоносителя ниже допускаемого уровня.

6.3. Проектирование установки

Конечной целью проекта калориферной установки является определение числа калориферов и оптимальное их расположение, обеспечивающее с наименьшими затратами нужную температуру подогрева при любой температуре наружного воздуха.

Исходными данными для выполнения проекта калориферной установки являются:

- ☞ расход воздуха в подающей выработке (стволе, штольне);
- ☞ температура наружного воздуха для самых холодных суток в году для данной местности;
- ☞ температура подаваемого в шахту подогретого воздуха;
- ☞ вид теплоносителя и его параметры;
- ☞ тип и размер принимаемых к установке калориферов.

В зависимости от вида принятого теплоносителя, типа и размера принятых калориферов, принятой конструкции и размеров здания калориферной установки формируется схема основной единицы установки – группы. Намечается число калориферов в группе, их расположение по

длине и высоте, число рядов по ходу воздушной струи и схема подключения калориферов по теплоносителю.

Методика расчета безвентиляторной и вентиляторной калориферных установок сводится к *теплотехническому расчету группы* калориферов при теплоносителе – воде.

Теплотехнический расчет проектируемой группы воздухонагревателей производится в следующей последовательности:

1. Принимается значение массовой скорости воздуха $v\gamma_{\text{в}}$ в сечении воздухонагревателя; пределы значений 3,6 – 5,0 кг/м²с.

Принимается значение скорости движения воды $v_{\text{вод}}$ в системе воздухонагревателей; пределы значений 0,3 – 0,8 м/с.

2. В зависимости от принятого типа воздухонагревателя и значений $v\gamma_{\text{в}}$ и $v_{\text{вод}}$ находится параметр

$$B_{\kappa} = \frac{A_{\kappa} \cdot k_{mn}}{v\gamma_{\text{в}}} , \quad (6.1)$$

где A_{κ} – показатель, зависящий от типоразмера воздухонагревателя (табл. 6.1);

k_{mn} – коэффициент теплопередачи для многорядной по ходу воздуха группы калориферов; (табл. 6.3).

3. Вычисляется значение параметров σ_1 и a_1 для одного воздухонагревателя в группе по формулам

$$\sigma_1 = B_{\kappa} \frac{v\gamma_{\text{в}}}{v_{\text{вод}}} , \quad (6.2)$$

$$a_1 = \frac{2B_{\kappa}}{1 + B_{\kappa}(1 + \sigma_1)} , \quad (6.3)$$

где B_{κ} — коэффициент, определяемый типоразмером воздушонагревателя (табл. 6.1).

4. Вычисляется значение σ_p и a_p для одного ряда воздушонагревателей по формулам

$$\sigma_p = n_{\kappa.p.n} \cdot \sigma_1 \quad , \quad (6.4)$$

Таблица 6.1.

Техническая характеристика воздухонагревателей

Мо- дель	Пара- метр	Но м е р в о з д у х о н а г р е в а т е л я										
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
КФС	$F, \text{м}^2$	7,25	9,9	13,2	16,7	20,9	25,3	30,4	35,7	41,6	47,8	54,6
	$f_{\theta}, \text{м}^2$	0,0845	0,115	0,154	0,195	0,244	0,295	0,354	0,416	0,466	0,558	0,638
	$f_m, \text{м}^2$	0,0046	0,0046	0,0061	0,0061	0,0076	0,0076	0,0092	0,0092	0,0107	0,0107	0,0122
	$d, \text{мм}$	30	45	45	45	45	45	45	45	76	76	76
	A_{κ}	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
	$B_{\kappa} \cdot 10^4$	45,5	62,2	62,2	70,4	79,4	95,5	95,5	112	112	129	129
КМС	$F, \text{м}^2$	-	9,9	13,2	16,7	20,9	25,3	30,4	35,7	41,6	47,8	54,6
	$f_{\theta}, \text{м}^2$	-	0,115	0,154	0,195	0,244	0,295	0,354	0,416	0,486	0,558	0,638
	$f_m, \text{м}^2$	-	0,00114	0,00102	0,00102	0,00095	0,00095	0,00114	0,00114	0,00133	0,00133	0,00152
	$d, \text{мм}$	-	45	45	45	45	45	45	45	76	76	76
	A_{κ}	-	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
	$B_{\kappa} \cdot 10^4$	-	235	373	473	635	767	769	905	905	1040	1040
КФБ	$F, \text{м}^2$	9,3	12,7	16,9	21,4	26,8	32,4	38,9	45,7	53,3	61,5	69,9
	$f_{\theta}, \text{м}^2$	0,0845	0,115	0,154	0,195	0,244	0,295	0,354	0,416	0,485	0,558	0,638
	$f_m, \text{м}^2$	0,0061	0,0061	0,0082	0,0082	0,0102	0,0102	0,0122	0,0122	0,0143	0,0143	0,0163
	$d, \text{мм}$	45	45	45	45	45	45	45	45	76	76	76
	A_{κ}	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064
	$B_{\kappa} \cdot 10^4$	34,4	46,5	46,5	59,0	59,0	72,0	72,0	83,2	83,2	96,5	96,5

Продолжение табл. 6.1.

Мо- дель	Пара- метр	Но м е р в о з д у х о н а г р е в а т е л я										
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
КВБ	$F, \text{м}^2$	7,25	9,9	13,2	16,7	20,9	25,3	30,4	35,7	41,6	47,8	54,6
	$f_\theta, \text{м}^2$	0,0845	0,115	0,154	0,195	0,244	0,295	0,354	0,416	0,486	0,558	0,638
	$f_m, \text{м}^2$	0,0046	0,0046	0,0061	0,0061	0,0076	0,0076	0,0092	0,0092	0,0107	0,0107	0,0122
	$d, \text{мм}$	30	45	45	45	45	45	45	45	76	76	76
	A_K	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
	$B_K \cdot 10^4$	45,5	62,2	62,2	79,4	79,4	95,5	95,5	112	112	129	129
КФСО	$F, \text{м}^2$	7,15	9,77	13,43	17,06	21,71	26,9	30,05	35,28	41,89	48,22	55,84
	$f_\theta, \text{м}^2$	0,0739	0,0913	0,12	0,153	0,167	0,227	0,272	0,318	0,375	0,431	0,497
	$f_m, \text{м}^2$	0,0061	0,0061	0,0084	0,0084	0,0107	0,0107	0,0122	0,0122	0,0146	0,0146	0,0168
	$d, \text{мм}$	32	32	40	40	50	50	76	76	76	76	76
	A_K	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065	0,065
	$B_K \cdot 10^4$	30,0	36,2	36,2	44,0	44,0	53,6	53,6	64,0	64,0	74,0	74,0
КФБО	$F, \text{м}^2$	9,54	13,02	16,28	20,68	26,88	32,55	40,06	47,04	55,86	64,29	71,06
	$f_\theta, \text{м}^2$	0,0739	0,0913	0,112	0,143	0,182	0,222	0,271	0,318	0,375	0,431	0,475
	$f_m, \text{м}^2$	0,0081	0,0081	0,0100	0,0100	0,0132	0,0132	0,0163	0,0163	0,0193	0,0193	0,0213
	$d, \text{мм}$	40	40	50	50	50	50	76	76	76	76	76
	A_K	0,086	0,086	0,086	0,086	0,086	0,086	0,086	0,086	0,086	0,086	0,086
	$B_K \cdot 10^4$	22,6	27,8	278	33,2	33,2	41,5	41,5	48,8	48,3	55,5	55,5

Окончание табл. 6.1.

Мо- дель	Пара- метр	Номер воздухонагревателя										
		2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
К4ВП	$F, \text{м}^2$	12,7	16,9	21,4	26,8	32,4	38,9	45,7	53,3	61,2	69,9	-
	$f_{\theta}, \text{м}^2$	0,115	0,154	0,195	0,244	0,295	0,354	0,415	0,485	0,558	0,638	-
	$f_m, \text{м}^2$	0,00102	0,00102	0,00102	0,00127	0,00127	0,00153	0,00153	0,00237	0,00237	0,00271	-
	$d, \text{мм}$	25	25	25	40	40	40	40	50	50	50	-
	A_{κ}	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	0,064	-
	$B_{\kappa} \cdot 10^4$	279	374	472	476	570	570	675	510	580	580	-
КСк3- 02ХЛ3 А	$F, \text{м}^2$	-	-	-	-	13,26	16,34	19,42	22,50	28,66	83,12	125,27
	$f_{\theta}, \text{м}^2$	-	-	-	-	0,267	0,329	0,392	0,455	0,581	1,66	2,488
	$f_m, \text{м}^2$	-	-	-	-	0,00085	0,00085	0,00085	0,00085	0,00085	0,00258	0,03881
	$d, \text{мм}$	-	-	-	-	37	37	37	37	37	50	50
	A_{κ}	-	-	-	-	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025	0,025
	$B_{\kappa} \cdot 10^4$	-	-	-	-	780	960	1144	1328	1696	1592	1583
КСк4- 02ХЛ3 А	$F, \text{м}^2$	-	-	-	-	17,42	21,47	25,52	29,57	37,68	110,05	166,25
	$f_{\theta}, \text{м}^2$	-	-	-	-	0,267	0,329	0,392	0,455	0,581	1,660	2,488
	$f_m, \text{м}^2$	-	-	-	-	0,00111	0,00111	0,00111	0,00111	0,00111	0,00341	0,00513
	$d, \text{мм}$	-	-	-	-	37	37	37	37	37	50	50
	A_{κ}	-	-	-	-	0,033	0,033	0,033	0,033	0,033	0,033	0,033
	$B_{\kappa} \cdot 10^4$	-	-	-	-	592	730	870	1010	1289	1202	1197

$$a_p = \frac{1 - (1 - a_1 \cdot \sigma_1)^{n_{к.р.п}}}{\sigma_p}, \quad (6.5)$$

где $n_{к.р.п}$ — число воздухонагревателей в одном ряду, подключенных последовательно по ходу теплоносителя.

5. Проверяется степень нагрева воздуха a_p в ряду и степень охлаждения теплоносителя $a_p \sigma_p$.

При однорядном расположении воздухонагревателей величина $a_y = a_p$ должна быть больше, чем указанная в табл. 6.2, а величина $a_y \sigma_y = a_p \sigma_p$ — в пределах, указанных в табл. 6.2.

☼ Заниженное значение a_y по сравнению со значением этого параметра в табл. 6.2 говорит о высокой массовой скорости в пункте 1.

☼ При несоответствии значения $a_y \sigma_y$ диапазону, указанному в табл. 6.2, его следует ввести в этот диапазон, изменяя скорость воды в трубках воздухонагревателей (пункт 1).

При *двухрядном* расположении воздухонагревателей в группе значения σ_y и a_y определяются для группы по формулам, приведенным ниже. Проверка степени нагрева выполняется аналогично рассмотренному выше, a_y должно быть больше указанного в табл. 6.2, $a_y \sigma_y$ — в диапазоне, указанном в той же таблице.

Параметры a_y и σ_y для двухрядных групп в зависимости от схемы соединения рядов по высокотемпературной воде рассчитываются по формулам:

☞ *при последовательно-прямоточной схеме соединения рядов*

$$\sigma_y = \sigma_p, \quad a_y = \frac{1 - [1 - a_p (1 + \sigma_p)]^{n_{p.г}}}{1 + \sigma_p},$$

где $n_{p.г}$ — число рядов в группе калориферов;

☞ при последовательно-противоточной схеме соединения рядов

$$\sigma_y = \sigma_p, \quad a_y = \frac{a_p \cdot n_{p,z}}{1 + a_p(n_{p,z} - 1)};$$

☞ при параллельной схеме соединения рядов

$$\sigma_y = \frac{\sigma_p}{n_{p,z}}, \quad a_y = 1 - (1 - a_p)^{n_{p,z}}.$$

6. Находятся конечные значения температуры воздуха $t_{в,к}$ и теплоносителя $t_{м,к}$ по формулам

$$t_{в,к} = a(t_{м,н} - t_{в,н}) + t_{в,н}, \quad (6.6)$$

$$t_{м,к} = t_{м,н} - a\sigma(t_{м,н} - t_{в,н}), \quad (6.7)$$

где $t_{м,н}$ и $t_{в,н}$ — соответственно начальная температура теплоносителя и воздуха, °C.

В однорядной группе воздухонагревателей $a = a_p, \sigma = \sigma_p$; в многорядной группе $a = a_y, \sigma = \sigma_y$.

7. Массовый расход воздуха (кг/с) для группы воздухонагревателей

$$Q_1 = v\gamma_v \cdot f_v \cdot n_{к,р}, \quad (6.8)$$

где f_v — фронтальное сечение воздухонагревателя для прохода воздуха, м²; (табл. 6.1);

$n_{к,р}$ — число воздухонагревателей в одном ряду группы.

8. Расход тепла (Вт) на подогрев воздуха в группе калориферов

$$G_z = 0,279 \cdot 3600 \cdot Q_1(t_{в,к} - t_{в,н}). \quad (6.9)$$

9. Расход теплоносителя (воды) в группе (м³/ч)

$$G_{mz} = \frac{G_z \cdot 0,86}{1000(t_{м,н} - t_{м,к})}, \quad (6.10)$$

Таблица 6.2

Теплотехнические характеристики калориферных установок
в зависимости от температуры наружного воздуха

Параметр	Температура, °С			
	- 30	-36	-45	-50
Плотность воздуха, $\gamma_{в.н}$, кг/м ³	1,44	1,48	1,54	1,58
Плотность воздуха $\gamma_{в.гор}$ на выходе после нагрева при $t_{в.к} \approx 30^{\circ}$, кг/м ³	1,15	1,15	1,15	1,15
Минимальные значения степени нагрева воздуха a_y при температуре воды:				
150 — 70 °	0,19	0,22	0,26	0,28
130 — 70 °	0,22	0,25	0,29	0,31
Пределы значений степени охлаждения воды a_y, σ_y при температуре:				
150 — 70 °	0,44 - 0,49	0,43– 0,48	0,41– 0,46	0,40– 0,45
130 — 70 °	0,41- 0,43	0,38– 0,42	0,34– 0,40	0,33– 0,39
Удельный расход тепла на нагрев шахт- ного воздуха $g_{yд}$, Вт с/м ³	41000	49000	61000	67000

10. Расход теплоносителя (м³/ч) на каждый воздухонагреватель (поток)

$$g_m = \frac{G_{mг}}{n_n}, \quad (6.11)$$

где n_n - число потоков теплоносителя в группе; определится в зависимости от числа калориферов в одном ряду группы, числа рядов в группе и числа калориферов в ряду, подключенных последовательно

$$n_n = \frac{n_{к.р} \cdot n_{р.э}}{n_{к.р.л}}, \quad (6.12)$$

11. Расчетная скорость воды (м/с) в трубках калорифера

$$v_{\text{вод}} = \frac{g_m}{3600 f_m}, \quad (6.13)$$

где f_m – площадь сечения (м²) проходов теплоносителя в калориферах (табл.6.1).

12. Необходимая площадь (м²) поверхности теплообмена в группе калориферов

$$F_{mp} = \frac{G_z}{k_{mn} \cdot \Delta t}, \quad (6.14)$$

где

$$\Delta t = \frac{t_{m.n} + t_{m.k}}{2} - \frac{t_{в.н} + t_{в.k}}{2}.$$

Отклонение фактической площади поверхности теплообмена в группе калориферов от необходимой площади должно находиться в пределах 10 – 20 %, т.е.

$$10 \leq \frac{F_{\phi} - F_{mp}}{F_{mp}} \leq 20, \quad (6.15)$$

где F_{ϕ} – фактическая поверхность теплообмена (м²) с воздушной стороны

$$F_{\phi} = F \cdot n_{\kappa.p}, \quad (6.16)$$

F – поверхность теплообмена с воздушной стороны выбранного калорифера (табл.6.1).

☛ Если условие (6.15) не выполняется, принимают другой размер калорифера или другой тип. Расчет повторяют.

13 Депрессия по воздуху в группе калориферов (даПа) определяется по формуле

$$h_{в.з} = 1,2 \cdot n_{\kappa.p} \cdot h_1, \quad (6.17)$$

где 1,2 – коэффициент резерва на депрессию;

h_1 – депрессия одного принятого калорифера, даПа (табл. 6.3).

Потеря давления по теплоносителю (даПа) в гидравлической сети калориферной установки

$$h_{m,y} = 1,1 \cdot n_{к.р.п} \cdot k_x \cdot h', \quad (6.18)$$

где 1,1 – коэффициент резерва по давлению в установке;

k_x – коэффициент, учитывающий влияние числа ходов m_x в многоходовых калориферах:

m_x	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
k_x	1,0	1,5	2,0	2,7	3,4	4,1	4,7	5,4	6,1	6,8	7,5	8,2

h' – потеря давления (даПа) по теплоносителю в одноходовом калорифере (рис.3).

14 Площадь сечения проемов холодного воздуха (m^2) для группы калориферов

$$S_{zp}^x = \frac{Q_1}{\gamma_{\text{в.х}} \cdot v_{\text{max}}^x}, \quad (6.19)$$

где $\gamma_{\text{в.х}}$ – плотность холодного воздуха, $кг/м^3$ (табл. 3.2);

v_{max}^x – максимально допустимая скорость движения холодного воздуха в проеме, м/с; принимается равной 3,0 – 4,0.

15 Площадь сечения проемов горячего воздуха (m^2) для группы калориферов

$$S_{zp}^{\text{г}} = \frac{Q_1}{\gamma_{\text{в.г}} \cdot v_{\text{max}}^{\text{г}}}, \quad (6.20)$$

где $\gamma_{\text{в.г}}$ – плотность горячего воздуха, $кг/м^3$ (табл. 6.2);

$v_{\text{max}}^{\text{г}}$ – максимально допустимая скорость движения горячего воздуха в проеме, м/с; принимается равной 8,0 – 10,0.

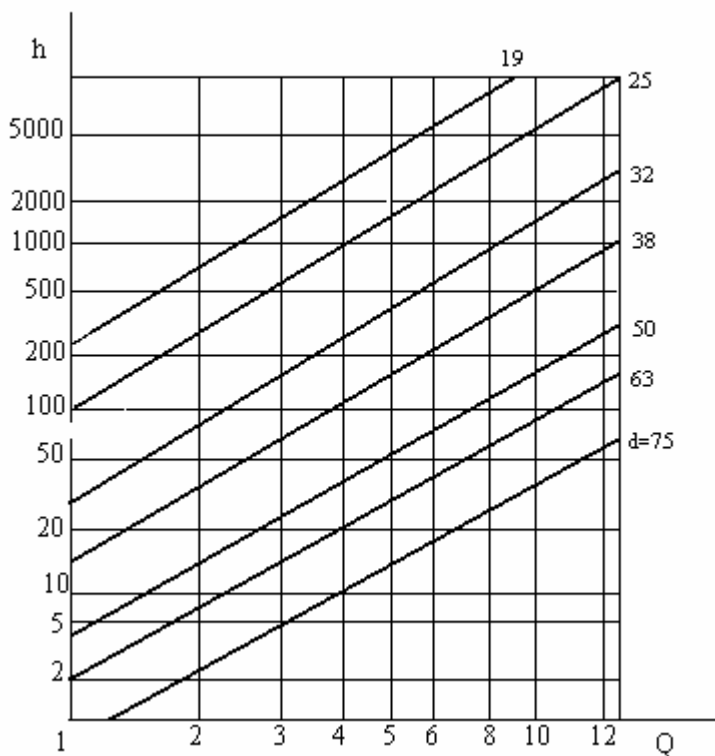


Рис.3. Номограмма для определения потери давления (даПа) в гидравлической системе одноходового калорифера в зависимости от расхода воды (м³/ч) и диаметра патрубка (мм)

16 Удельный расход тепла (Втс/м³) на подогревание до рабочей температуры поступающего в шахту воздуха

$$g_{y\partial} = 0,279 \cdot 3600 \gamma_{\epsilon+2} (t_{cm} - t_{\epsilon.n}), \quad (6.21)$$

где $\gamma_{\epsilon+2}$ - плотность подаваемого в шахту воздуха, кг/м³; принимается равной 1,29;

$t_{см}$ – температура подаваемого в шахту воздуха, °C; принимается равной +2.

17 Расход воздуха ($\text{м}^3/\text{с}$), нагреваемого группой калориферов

$$Q_z = \frac{G_z}{g_{y0}} \quad (6.22)$$

18 Число групп калориферов в калориферной установке

$$n_z = \frac{1,1Q_{ш}}{Q_z} \quad (6.23)$$

где 1,1 - коэффициент резерва калориферной установки по теплопроизводительности;

$Q_{ш}$ - расход воздуха в подающей выработке (стволе, штольне).

19 Расход теплоносителя ($\text{м}^3/\text{ч}$) по калориферной установке в целом

$$G_{m,y} = G_{m,z} \cdot n_z \quad (6.24)$$

20 Суммарная площадь проемов для холодного воздуха (м^2) по калориферной установке

$$S_{ку}^x = S_{zp}^x \cdot n_z \quad (6.25)$$

21 Суммарная площадь проемов для горячего воздуха (м^2) по калориферной установке

$$S_{ку}^z = S_{zp}^z \cdot n_z \quad (6.26)$$

Таблица 6.3

Определение коэффициента теплопередачи k_{mn} и депрессии по воздуху h_1
в зависимости от модели калориферов

Модель калорифера	k_{mn}	h_1
КФС, КМС	$k_{mn} = 12,9(v\gamma_\epsilon)^{0,393} v_{\epsilon\partial}^{0,106}$	$h_1 = 0,122(v\gamma_\epsilon)^{1,76}$
КФБ, К4ВП	$k_{mn} = 11,0(v\gamma_\epsilon)^{0,446} v_{\epsilon\partial}^{0,094}$	$h_1 = 0,175(v\gamma_\epsilon)^{1,72}$
КВБ	$k_{mn} = 17,8(v\gamma_\epsilon)^{0,343} v_{\epsilon\partial}^{0,149}$	$h_1 = 0,153(v\gamma_\epsilon)^{1,69}$
КФСО	$k_{mn} = 16,6(v\gamma_\epsilon)^{0,501} v_{\epsilon\partial}^{0,122}$	$h_1 = 0,335(v\gamma_\epsilon)^{2,01}$
КФБО	$k_{mn} = 14,8(v\gamma_\epsilon)^{0,517} v_{\epsilon\partial}^{0,113}$	$h_1 = 0,430(v\gamma_\epsilon)^{1,94}$
КСк3-02ХЛЗА	$k_{mn} = 26,2(v\gamma_\epsilon)^{0,440} v_{\epsilon\partial}^{0,170}$	$h_1 = 5,765(v\gamma_\epsilon)^{1,832}$
КСк4-02ХЛЗА	$k_{mn} = 22,8(v\gamma_\epsilon)^{0,500} v_{\epsilon\partial}^{0,158}$	$h_1 = 8,435(v\gamma_\epsilon)^{1,705}$

Главным достоинством правильно спроектированной системы вентиляции шахты является ее способность обеспечивать шахту в целом и каждую выработку в отдельности необходимым количеством свежего воздуха.

Другим важнейшим критерием системы вентиляции является ее экономическая эффективность.

Экономическая эффективность любого технического решения представляет собой разницу между затратами на реализацию этого решения и прибылью, получаемой после его внедрения.

Основное назначение вентиляции – обеспечивать безопасность работ и здоровья трудящихся, создавать нормальные условия для проведения технологических процессов. Можно подсчитать количественную выгоду от применения того или иного способа вентиляции шахты, от применения той или иной схемы вентиляции, способа проветривания проводимой выработки, но методики для определения выгоды от применения вентиляции в целом для шахты не существует.

В связи с вышеизложенным экономическая эффективность системы проветривания шахты оценивается уровнем финансовых затрат. Чем ниже уровень затрат на вентиляцию, тем выше ее экономическая эффективность, разумеется при соблюдении всех требований ПБ к составу шахтной атмосферы, нормам воздуха, скоростям его движения и т.д.

В общем случае затраты на вентиляцию зависят от количества необходимого воздуха и необходимой депрессии для его движения к потребителям.

Количество воздуха, в свою очередь, зависит от факторов:

- ☞ производственной мощности шахты, нагрузки на очистные забои, концентрации горных работ;
- ☞ геологических условий залегания полезного ископаемого, газоносности полезного ископаемого, склонности к самовозгоранию;
- ☞ технологии выемки, расхода ВВ.

Депрессия шахты зависит от:

- ☞ протяженности горных выработок;
- ☞ площади поперечного сечения и вида крепи горных выработок.

Общие расходы на вентиляцию шахты складываются из следующих затрат:

- ☞ проведение и поддержание горных выработок, используемых только для вентиляции;
- ☞ приобретение вентиляторов, двигателей к ним, калориферов, механического оборудования ГВУ;
- ☞ сооружение зданий вентиляторов, вентиляционных каналов, фундаментов для вентиляторов, калориферной установки, реверсивной установки и других вентиляционных сооружений;
- ☞ оплата электроэнергии;
- ☞ ремонт, наладка, ревизия и смазка оборудования;
- ☞ зарплата надзору и обслуживающему персоналу ГВУ;
- ☞ услуги других служб шахты (механических мастерских, транспортно-ремонтного цеха, телефонной станции и т.п.).

Среднегодовые затраты на обслуживание вентиляционной установки шахты подсчитываются по формуле

$$Z = Z_{\text{э}} + A_{\text{в}} + Z_p + Z_{\text{об}} + Z_{\text{м}} + E_n \cdot Z_{\text{в}}, \quad (7.1)$$

где $A_{\text{в}}$ – годовые амортизационные отчисления по вентиляторной установке;

Z_p – годовые затраты на текущий ремонт, ревизию и наладку;

$Z_{\text{об}}$ – годовые затраты на обслуживание вентиляторной установки;

$Z_{\text{м}}$ – годовые затраты на вспомогательные материалы;

E_n – нормативный коэффициент эффективности капиталовложений;

Z_e – затраты на приобретение главного оборудования;

Z_9 – среднегодовые затраты на электроэнергию находятся по формуле

$$Z_9 = \frac{1}{t} \sum_{i=1}^n \frac{Q_{e,i} \cdot H_{e,i}}{1000 \cdot \eta_e \cdot \eta_d \cdot \eta_n \cdot \eta_p} \cdot T_i \cdot m_i \cdot K_{m1}; \quad (7.2)$$

t – промежуток, в котором определяются среднегодовые затраты, лет;

i – порядковый номер периода эксплуатации при неизменном режиме и установленной мощности двигателя;

T_i – число часов работы установки в году;

m_i – число лет работы установки в i -м периоде;

K_{m1} – тариф на потребляемую электроэнергию, р/кВт·ч.

Затраты на вентиляцию обычно составляют около 5% от всех затрат на добычу полезного ископаемого подземным способом.

1.Временная инструкция по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудных шахт.– М.: Министерство цветной металлургии СССР,1983.-71с.: ил.

2.Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом.–М.:НПО ОБТ,1996. – 228 с.

3.Правила безопасности в угольных шахтах.– Самара: Самар. Дом печати,1995.-242с.

4.Правила безопасности в угольных шахтах. Книга 2. Инструкции.– Самара:Самар.Дом печати,1996.-352с.

5.Рудничная вентиляция: Справочник / Н.Ф.Гращенко, Н.Ф. Фролов, А.Э.Петросян и др.; Под ред.К.З.Ушакова.-2-е изд., перераб. и доп.- М.:Недра,1988.–440с.: ил.

6.Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт.– Макеевка - Донбасс: МУП СССР,1989.320с.: ил.

7.Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт.- М.:Недра,1975.-238с.

8.Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Пучков Л.А., Медведев И.И. Аэрология горных предприятий: Учебник для вузов.– 3-е изд., перераб. и доп.– М.:Недр,1987.-421с. : ил.

Вентиляторная установка

- главная 76
- местного проветривания 22,31

Вентиляционный участок 48

Выбор вентилятора

- главного одиночного 70
- для совместной работы 72
- местного проветривания 31,34
- рекомендации 70
- требования 70

Выемочный участок 49

Выработки

- парные 36
- проводимые 26

Дебит вентилятора

- главного 66
- местного проветривания 31

Депрессия

- выработки 61
- по маршруту 61
- шахты 60,62,65

Депрессия вентилятора

- главного 68
- местного проветривания 33

Естественная тяга

- влияние на вентилятор 63
- определение 64

Затраты

- на проветривание 101
- на электроэнергию 102

Исходные данные

- горно-геологического типа 5
- горно-технологического типа 5

Калориферная установка

- назначение 77
- вентиляторная 80,83
- безвентиляторная 80,82
- конструкция 77,84
- проектирование 87
- параметры теплоносителя 86,86

Камеры 57

Коэффициент

- сопротивления (альфа) 34
- внешних утечек 66
- неравномерности газовойде-
ления 38
- обводненности 29
- одновременности работы

ДВС 30

- полезного действия ГВУ 75
- турбулентной диффузии 27
- утечек в трубопроводе 28

Метановыделение

- с обнаженной поверхности 7
- из отбитого угля 8
- среднее фактическое 9
- ожидаемое для лав 10
- ожидаемое для участков 10

Метод прогноза

- горно-статический 6
- по данным практики 7

Мощность двигателя 75

Массовое взрывание 47

Маршрут 60

Нагрузка на забой 37

Проверка расхода 41

Прогноз по углекислоте 12
 Производительность машины 38
 Поперечное сечение
 -механизированных лав 39
 -с индивидуальной крепью 38
 Распределение 58
 Расходы на вентиляцию 101
 Расход воздуха
 -по газовыделению 26,40
 -по газам от ВВ 27,41,42–48
 -по газам от ДВС 29
 -по скорости 30,41,42
 -по числу людей 26,41,42
 Регулирование 73
 Режимы 73
 Резерв 73
 Способ проветривания шахт
 -всасывающий 15
 -выбор 16
 -комбинированный 15
 -нагнетательный 14
 Способ проветривания выработ-
 ки
 -всасывающий 23

-выбор 21
 -комбинированный 24
 -нагнетательный 22
 Схема проветривания шахты
 -выбор 20
 -единая 17
 -комбинированная 20
 -пространственная 5
 -секционная 17
 -фланговая 19
 -центральная 18
 Утечки
 -вентиляционные каналы 67
 -кроссинги 53
 -надшахтные здания 67
 -околоствольные дворы 56
 -парные выработки 36
 -перемычки 52
 -трубопроводы 28
 -шлюзы 53
 Эквивалентное отверстие 68
 Экономика 100

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
Глава 1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ	4
1.1. Принципы подхода к подбору исходных данных.....	4
1.2. Исходные данные для проектирования вентиляции	5
1.3. Прогноз газообильности шахт	6
Глава 2. СПОСОБЫ И СХЕМЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ	14
2.1. Выбор способа проветривания шахты	14
2.2. Выбор схемы проветривания шахты	17
2.3. Выбор способа проветривания выработки при ее проведении.	21
Глава 3. РАСХОД ВОЗДУХА ПО ШАХТЕ	25
3.1. Общие положения по расчету расхода воздуха.....	25
3.2. Расход воздуха для проветривания проводимой выработки....	26
3.3. Расход воздуха для очистных забоев угольных шахт	37
3.4. Расход воздуха для очистных выработок рудных шахт.....	42
3.5. Расход воздуха для проветривания вентиляционного участка.....	48
3.6. Расчет расхода воздуха для шахты	54
3.7. Распределение воздуха в вентиляционной сети.....	58
Глава 4. ДЕПРЕССИЯ ШАХТЫ	60
4.1. Общие принципы подсчета депрессии.....	60
4.2. Определение депрессии шахты по маршруту.....	61
4.3. Учет влияния естественной тяги.....	63
Глава 5. РЕЖИМ РАБОТЫ ГЛАВНОГО ВЕНТИЛЯТОРА И ЕГО ВЫБОР	66
5.1. Производительность вентилятора.....	66
5.2. Депрессия вентилятора.....	68
5.3. Выбор вентилятора.....	70
5.4. Привод вентилятора.....	74
5.5. Главная вентиляторная установка.....	76
Глава 6.ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАЛОРИФЕРНЫХ УСТАНОВОК	77
7. ЭКОНОМИКА ПРОВЕТРИВАНИЯ	100
ЛИТЕРАТУРА	103
ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ	

Ивановский Игорь Георгиевич

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОВЕТРИВАНИЯ
И КАЛОРИФЕРНЫХ УСТАНОВОК ШАХТ

Учебное пособие

Редактор Е.П.Горовенко

Корректор В.В.Сизова

Технический редактор И.Д. Стукалова

ЛР 020466 от 04.03.97 г.

ИБ 115

Подписано в печать 20. 04. 2000г. Формат 60х84/16

Печать офсетная. Усл. печ. л. 6,7. Уч.-изд. л. 6,5

Тираж 1000 экз. Заказ . Цена "С".

Издательство ДВГТУ. Владивосток, ул. Пушкинская, 10

ИЗДАТЕЛЬСТВО

Дальневосточного государственного технического
университета

является старейшим вузовским издательством

Забайкалья и Дальнего Востока

Выпускает научную, учебную, учебно–методическую
и художественную литературу,
шесть журналов научно–популярного характера,
газету «Политехник» (с 1958 года)

Издательство имеет свой полиграфический комплекс
на базе типографии Восточного института,
созданной и работающей с 1901 года

ОБРАЩАЙТЕСЬ ПО АДРЕСУ:

Г. Владивосток, ул. Пушкинская, 10, к. 108

☎ (4232) 264 – 332, e-mail: publishers@festu.ru

Издательство ДВГТУ

Здесь Вам квалифицированно помогут быстро и каче-
ственно выпустить в свет любую книгу