

Редакція:

20.12.1993

ГОСУДАРСТВЕННЫЙ НОРМАТИВНЫЙ АКТ ОБ ОХРАНЕ ТРУДА

УТВЕРЖДЕНО

ПРИКАЗОМ ГОСУДАРСТВЕННОГО КОМИТЕТА УКРАИНЫ

ПО НАДЗОРУ ЗА ОХРАНОЙ ТРУДА

№ 131 ОТ 20.12.1993

ДНАОТ 1.1.30-6.09.93

РУКОВОДСТВО ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ

ВЕНТИЛЯЦИИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

ОБЯЗАТЕЛЬНО ДЛЯ ВСЕХ ОРГАНИЗАЦИЙ И ПРЕДПРИЯТИЙ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ
ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ И РЕКОНСТРУКЦИИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ, ВКЛЮЧАЯ СТРОИТЕЛЬСТВО

Настоящее Руководство подготовлено МакНИИ, ДонУГИ, НИИОМШС, ИГТМ АН Украины и институтом «Донгипрошахт» с учетом опыта применения Руководства по проектированию вентиляции угольных шахт (Макеевка, 1989), утвержденного бывшим Минуглепромом СССР (15 августа 1989 г.) и согласованного с Госгортехнадзором СССР (18 июня 1989 г.) и Госстроем СССР (4 июня 1989 г.). С выходом Руководства утрачивают силу при проектировании шахт и расчете расхода воздуха для действующих шахт следующие документы: Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт, утвержденное Минуглепромом СССР 15 августа 1989 г.; Методические указания по выбору схем проветривания выемочных участков шахт Донбасса с учетом опасности местных скоплений метана, эффективности управления газовыделением, устойчивости проветривания, обеспечения безопасных условий в аварийных ситуациях и предупреждения самовозгорания угля, утвержденные Главным управлением техники безопасности, горноспасательных частей и охраны труда Минуглепрома СССР 24 мая 1990 г.; Методика прогноза метанообильности тупиковых выработок при бесцеликовой отработке угольных пластов, утвержденная Минуглепромом СССР 1 ноября 1990 г., и другие инструкции, методики и рекомендации по расчету и проектированию вентиляции.

Выбор способа дегазации должен производиться в соответствии с Руководством по дегазации угольных шахт, выбор средств пылеподавления с Руководством по борьбе с пылью и пылевзрывозащите на угольных и сланцевых шахтах, разрезах, обогатительных и брикетных

фабриках, а тепловые расчеты — по Единой методике прогнозирования температурных условий в угольных шахтах и дополнениям к разделу 4 Единой методики.

В Руководстве изложены порядок проектирования вентиляции шахт, методы определения ожидаемого газовыделения и горные выработки, выбор схем проветривания выемочных участков, тупиковых выработок и шахт, методики расчета расхода воздуха для проветривания горных выработок, воздухонагревательных установок, определения устойчивости проветривания шахт и основные способы повышения ее при конструировании схем, анализ состояния проветривания шахт и др.

Руководство предназначено для всех организаций, занимающихся составлением проектов новых и реконструируемых шахт, проектов подготовки новых горизонтов, паспортов выемочных участков действующих шахт и расчетами расхода воздуха, необходимого для проветривания угольных шахт.

ЕДИНИЦЫ ИЗМЕРЕНИЯ

$A_{оч}$ — добыча с очистной выработки, т/сут;

$A_{шп}$ — среднесуточная добыча с шахтопласта, т;

A_z — зольность угля, %;

B — масса одновременно взрываемых ВВ, кг;

b_{max} — максимальная ширина призабойного пространства, м;

b_{min} — минимальная ширина призабойного пространства, м;

b_y — ширина забоя тупиковой выработки по углю, м;

$b_{з.д.}$ — ширина условного пояса газового дренирования угольного массива через поверхности обнажения пласта в подготовительных выработках, м;

C — допустимая концентрация газа в исходящей вентиляционной струе, % (по объему);

$d_{тр}$ — диаметр трубопровода, м;

H — глубина разработки, м;

$M_{снi}$ — расстояние по нормали между кровлей разрабатываемого и почвой сближенного (при подработке) и между почвой разрабатываемого и кровлей сближенного (при надработке) пластов, м;

M_p — расстояние по нормали между разрабатываемым и сближенными пластами, при котором метановыделение из последнего практически равно нулю, м;

h_B — давление вентилятора, дала;

$h_{уч}$ — депрессия выемочного участка, даПа;

$h_{оч}$ — депрессия очистной выработки, даПа;

$I_{в.п.}$ — абсолютное метановыделение из выработанного пространства, м³/мин;

$I_{оч}$ — абсолютное метановыделение из очистной выработки, м³/мин;

I_{Π} — абсолютная метанообильность тупиковой выработки, $\text{м}^3/\text{мин}$;

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

I — абсолютное метановыделение на выемочном участке, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$I_{\text{пов}}$ — абсолютное метановыделение из неподвижных обнаженных поверхностей пласта, $\text{м}^3/\text{мин}$;

k_{Π} — коэффициент неравномерности газовыделения;

$k_{0.3}$ — коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному пространству;

$k_{\text{ум. в}}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство;

$k_{\text{ут.вн}}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через вентиляционные сооружения;

$k_{\text{мд}}$ — коэффициент турбулентной диффузии;

$k_{\text{в.п}}$ — коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного в призабойное пространство очистной выработки;

$k_{\text{э.п}}$ — коэффициент, учитывающий эксплуатационные потери угля в пределах выемочного участка;

k_{T} — коэффициент, учитывающий изменение метановыделения во времени;

$L_{\text{кр}}$ — длина крыла, м;

$L_{\text{оч}}$ — длина очистного забоя, м;

$L_{\text{тр}}$ — длина трубопровода, м;

$L_{\text{оч.р}}$ — длина очистного забоя, для которой рассчитывается максимально допустимая нагрузка, м;

L_{Π} — длина тупиковой выработки, м;

$L_{\text{зв}}$ — длина звена трубопровода, м;

$M_{\text{в}}$ — вынимаемая полезная мощность пласта, м;

$m_{\text{в. пр.}}$ — вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек, м;

$m_{\text{сп}i}$ — суммарная мощность угольных пачек отдельного (i -го) сближенного пласта (спутника), для спутника, состоящего из углистосланцевых пород, принимается равной половине его действительной мощности, м;

$Q_{\text{уч}}$ — расход воздуха на выемочном участке, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$Q_{\text{К}}$ — расход воздуха для проветривания камеры, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$Q_{\text{оч}}$ — расход воздуха для проветривания очистной выработки, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$Q_{\text{ум.вн}}$ — утечки воздуха через надшахтное здание и вентиляционный канал, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$Q_{\text{ш}}$ — расход воздуха в шахте, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$Q_{\text{з.п.}}$ — расход воздуха, который необходимо подавать в призабойное пространство тупиковой выработки, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$q_{\text{уч}}$ — относительная метанообильность выемочного участка, $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{\text{оч}}$ — относительная метанообильность очистной выработки, $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{\text{пор}}$ — относительное метановыделение из вмещающих пород, $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{\text{пл}}$ — относительное метановыделение из разрабатываемого пласта, $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{\text{сп}}$ — относительное метановыделение из сближенных пластов (спутников), $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{\text{ш}}$ — относительная метанообильность шахты, $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{\text{сн.пл}}$ — относительное метановыделение из отдельного подрабатываемого (верхнего) пласта (спутника), $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{\text{сн.пл}}$ — относительное метановыделение из отдельного надрабатываемого (нижнего) пласта (спутника), $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{\text{о.у}}$ — относительное метановыделение из отбитого угля, $\text{м}^3/\text{т}$;

$q_{\text{о.п.}}$ — относительное метановыделение из очистного забоя, $\text{м}^3/\text{т}$;

$R_{\text{тр}}$ — аэродинамическое сопротивление трубопровода, $\text{км} (\text{даПа} \cdot \text{с}^2/\text{м}^6)$;

r — удельное аэродинамическое сопротивление выработки, к/г/м ;

$S_{\text{оч}}$ — площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в свету, м^2

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

$S_{\text{уг}}$ — площадь забоя тупиковой выработки по углю, м^2 ;

$T_{\text{пр}}$ — время проведения тупиковой выработки, сут. ;

$t_{\text{н}}$ — естественная температура пород, $^{\circ}\text{C}$;

V — скорость движения воздуха, м/с ;

$V_{\text{оч}}$ — скорость подвигания очистного забоя, м/сут. ;

V_{max} — максимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в очистной выработке, м/с ;

V_{min} — минимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в призабойном пространстве тупиковой выработки, м/с ;

$V_{\text{м}}$ — скорость транспортирования угля по лаве, м/мин ;

V_{daf} - выход летучих веществ, %;

W — пластовая влажность угля, %;

X_r — природная метаноносность пласта, $\text{м}^3/\text{т}$ сухой беззольной массы ($\text{м}^3/\text{т}$ с.б.м.);

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

X_0 — остаточная метаноносность угля, $\text{м}^3/\text{т}$;

$X_{0,r}$ — остаточная метаноносность угля, $\text{м}^3/\text{т}$ с.б.м.;

X'_0 — остаточная метаноносность угольного пласта после его надработки или подработки, $\text{м}^3/\text{т}$;

X_{cni} — природная метаноносность i -го пласта (спутника), $\text{м}^3/\text{т}$;

a — коэффициент аэродинамического сопротивления, $\text{км} \cdot \text{м}^4$ ($\text{даПа} \cdot \text{с}^2/\text{м}^2$);

α — угол падения пласта, град.:

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

γ_B — плотность воздуха, $\text{кг}/\text{м}^3$;

γ_i — плотность угля i -го пласта (спутника), $\text{т}/\text{м}^3$.

I. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Материалы для проектирования вентиляции новых и реконструируемых шахт, а также на период строительства предоставляются заказчиком в соответствии с Временной инструкцией по разработке проектов и смет для промышленного строительства СН 202-81.

Состав рудничного воздуха, климатические условия в подземных выработках, допустимые содержания диоксида углерода (углекислого газа), метана, вредных газов и пыли, скорость движения воздуха в горных выработках должны соответствовать требованиям действующих Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах (ПБ). Тепловлажностные параметры атмосферного воздуха, теплофизические характеристики горных пород, геотермические ступени при выполнении расчетов принимаются в соответствии с Единой методикой прогнозирования температурных условий в угольных шахтах.

Проветривание строящихся, реконструируемых и действующих шахт осуществляется по проекту вентиляции, предусмотренного в общем проекте шахты.

На действующих шахтах дополнительно к проекту вентиляции производятся расчеты расхода воздуха, необходимого для проветривания горных выработок и шахты в целом, выбор способов и средств проветривания тупиковых выработок, разрабатываются мероприятия по управлению метановыделением средствами вентиляции и по обеспечению надомного проветривания шахты.

Проект вентиляции на период строительства новой, реконструкции или подготовки горизонтов действующей шахты разрабатывается проектными институтами, проектными конторами, группами шахтостроительных комбинатов (трестов) и производственных объединений. В подготовке исходных данных и выдаче рекомендаций по отдельным вопросам

при разработке проектов участвуют геологоразведочные организации, шахты, научно-исследовательские институты и ГВГСС.

* Далее по тексту вместо «скорость движения воздуха» будем писать «скорость воздуха».

1.1. Геологоразведочные организации

1.1.1. Согласно Положению о порядке передачи разведанных месторождений полезных ископаемых для промышленного освоения, утвержденному отраслевым органом управления, геологоразведочные организации предоставляют организациям, занимающимся составлением прогноза газообильности:

- данные о природной метаноносности угольных пластов и вмещающих пород в пределах полей проектируемых шахт;
- схемы и карты опробования рабочих пластов с прогнозом газоносности и нанесением верхних границ зоны метановых газов, геологических нарушений, изогипс почвы или кровли пластов, геологоразведочных скважин (с указанием их номеров, отметок устьев и пересечений пластов, мощности и структуры пластов), линий геологических разрезов и, если возможно, изогаз; при отсутствии изогаза указывается природная метаноносность в $\text{м}^3/\text{т}$ с.б.и. по скважинам газового опробования;
- результаты технического анализа угольных пластов и пропластков, массовый и объемный выход летучих веществ, логарифм удельного электросопротивления антрацитов, пластовую влагу, зольность угля и генетическую классификацию углей в процентах;
- схематические геологические разрезы с нанесением верхних границ зоны метановых газов и, если возможно, изогаз;
- геологические разрезы скважин по форме, принятой в данном бассейне или районе, с обязательным нанесением всех пластов и пропластков угля и углистого сланца, с указанием их мощности, расстояний между ними, структуры вмещающих пород и коэффициента крепости пород по шкале проф. Протодяконова;
- данные об обводненности пересекаемых породных и угольных пластов;
- данные о геотермических условиях пересекаемых породных и угольных пластов;
- константу, характеризующую химическую активность угля по отношению к кислороду воздуха; группы угольных пластов, склонных к самовозгоранию и опасных по внезапным выбросам;
- процентное содержание в угле компонентов группы фюзинита.

1.1.2. Документация должна быть выполнена в соответствии с Временными техническими требованиями угольной промышленности к геологоразведочным работам и исходным геологическим материалам, предоставляемым для проектирования нового строительства и реконструкции шахт и разрезов, утвержденными отраслевым органом управления.

1.2. Угольные шахты

1.2.1. Предоставляют организациям, занимающимся составлением прогноза газообильности:

- данные о фактической метанообильности шахт, шахтопластов, крыльев, этажей, выемочных участков и отдельных выработок за период работы в соответствии с Инструкцией по контролю состава рудничного воздуха, определению газообильности и установлению категорий шахт по метану;

- гипсометрические планы рабочих пластов с их выходом на поверхность в пределах границ поля действующей шахты и смежных с ними участков пластов, для которых необходимо составить прогноз метанообильности или углекислотообильности горных выработок. На гипсометрическом плане каждого угольного пласта должны быть нанесены: верхняя граница зоны метановых газов, геологические нарушения угольных пластов, установленные по данным геологической разведки и в процессе ведения горных работ, геологоразведочные скважины с указанием их номеров, отметок устья и пересечения пласта, фактической мощности и структуры пласта и пересекаемых пород, результатов технического анализа угля, коэффициенты крепости вмещающих пород по шкале проф.Протоdjяконова;
- планы горных выработок по каждому разрабатываемому угольному пласту в пределах отработанной части шахтного поля действующей шахты, смежной с той частью шахтного поля, для которой требуется составить прогноз;
- на каждом плане горных- выработок необходимо указать границы отработанных за каждый месяц площадей пласта на этажах (горизонтах), мощность пласта на площади отработки его за каждый месяц (общая, вынимаемая), геологические нарушения, обнаруженные в процессе ведения горных работ, места внезапных выбросов, внезапных прорывов метана из почвы и суфлярных выделений метана (с указанием продолжительности и расхода его), места очагов действующих и списанных эндогенных пожаров, фактическая месячная добыча угля, число дней, в которые производилась добыча угля в каждом месяце, способы управления кровлей и выемки угля в очистных забоях, дегазационные скважины;
- прилагаемую к плану горных выработок записку, в которой указаны способы и эффективность дегазации разрабатываемого пласта, сближенных пластов и выработанного пространства, параметры применявшихся способов дегазации, время и место подработки или надработки разрабатываемого пласта;
- геологические разрезы по стволам и квершлагам с нанесением всех пластов и пропластков угля и углистого сланца с указанием их мощности и строения;
- результаты технического анализа пластов и пропластков угля и углистого сланца.

1.2.2. При реконструкции шахты, кроме перечисленного выше, шахты предоставляют проектной организации:

- результаты газовой и депрессионной съемок и маркшейдерские данные о состоянии горных выработок на момент проектирования;
- акты обследования состояния вентиляционных установок главного проветривания;
- схему вентиляции с фактическим распределением расхода воздуха.

1.2.3. На действующих шахтах обеспечение проветривания горных выработок возлагается на участок вентиляции и техники безопасности (ВТБ).

1.2.4. На каждой вахте определяют фактическую (ожидаемую) газообильность выемочных участков и тупиковых выработок и шахты в целом в соответствии с разделом 3 настоящего Руководства, производят необходимые расчеты по газовому фактору, решают вопросы целесообразности применения дегазации согласно Руководству по дегазации угольных шахт и данным о фактическом газовом балансе выемочных участков и тупиковых выработок с учетом склонности пластов угля к самовозгоранию, внезапным выбросам и прорывам метана из почвы; рассчитывают расход воздуха для проветривания шахты, выбирают схемы проветривания тупиковых выработок и разрабатывают мероприятия по управлению метановыделением средствами вентиляции и по обеспечению проветривания шахты.

1.2.5. Расчеты расхода воздуха, необходимого для проветривания отдельных выработок и шахты в целом, должны вы-

полняться ежегодно на следующий год и раз в 5 лет в соответствии с производственными программами развития горных работ.

При ежегодных расчетах расход воздуха определяется на начало года, а также для проведения горных работ, при которых возникает наибольшая потребность в воздухе. При изменении по сравнению с принятыми при расчетах геологических или горнотехнических условий (газообильности, добычи, скорости проведения выработок, массы одновременно взрывааемых взрывчатых веществ, мощности установленного оборудования и т.п.) расчеты по отдельным объектам и при необходимости по шахте должны производиться повторно. Для новых очистных и тупиковых выработок, выемочных участков и камер расчеты производятся при разработке паспортов. В тех случаях, когда ожидаемое метановыделение определялось по природной метаноносности, по мере накопления данных о фактическом метановыделении должен производиться повторный расчет расхода воздуха.

Расчет на пятилетие выполняется депрессионной службой ГВГСС при участии шахты во время производства депрессионных и газовых съемок на шахте для периода наибольшей потребности в воздухе. При этом проверяется возможность пропуска расчетного расхода воздуха по горным выработкам, устойчивость проветривания и при необходимости разрабатываются мероприятия по совершенствованию (обеспечению) проветривания шахты (см.раздел 13).

1.2.6. Выполнение расчета расхода воздуха возлагается на участок вентиляции и техники безопасности (ВТВ), начальника вентиляции шахты или лицо, выполняющее его функции. Результаты расчетов должны быть утверждены главным инженером шахты.

1.2.7. Основными исходными материалами для расчетов расхода воздуха являются: производственная программа и календарные планы развития горных работ, схема вентиляции, результаты измерения расхода воздуха и концентрации газов в выработках. При наличии должны использоваться также данные газовых и депрессионных съемок.

1.2.8. Расчеты расхода воздуха выполняются для всех предусмотренных годовой программой очистных выработок, выемочных участков, тупиковых выработок и камер, поддерживаемых и погашаемых выработок. Определяются утечки воздуха через вентиляционные сооружения. Общий расход

2. ПОРЯДОК ПРОЕКТИРОВАНИЯ ВЕНТИЛЯЦИИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

2.1. Проектирование вентиляции новых шахт и на период строительства

2.1.1. Для принятых в проекте последовательности отработки пластов, системы разработки и ее основных параметров (порядок отработки выемочных полей, скорость подвигания очистных и тупиковых забоев, технология выемки и др.) определяется газообильность очистных и тупиковых выработок и выемочных участков (см.разделы 3 и 4) и выбираются способы дегазации (см.Руководство по дегазации угольных шахт).

По метанообильности выемочного участка и принятой нагрузке на очистной забой выбираются возможные варианты наиболее приемлемых схем проветривания (см.разделы 6 и 8).

Рассчитывается максимально допустимая нагрузка на очистной забой для выбранных вариантов схем по газовому фактору (см.раздел 7) и сравнивается с нагрузкой, принятой по пропускным способностям ведущих технологических процессов (звеньев). Если последняя больше расчетной, то пересматривается схема проветривания выемочного участка с

корректировкой прогноза метанообильности, нагрузки на очистной забой по газовому фактору и принимается минимальная из них.

2.1.2. На основе анализа отбираются варианты, подлежащие экономическому сравнению.

2.1.3. Для каждого из рассматриваемых вариантов конструируется схема проветривания панели, блока (определяемая, как правило, схемой проветривания выемочного участка), что практически предопределяют варианты схем подготовки шахтного поля, подлежащие сравнению. Число очистных забоев в шахте, в панели (блоке) в первом приближении принимается,) исходя из планируемой производственной мощности.

2.1.4. По каждому из сравниваемых вариантов рассчитывается расход воздуха для проветривания блока или шахты (см.раздел 8).

2.1.5. Составляются возможные варианты схем проветривания шахты. Схема проветривания шахты принимается на основе анализа основных технических решений в увязке со всеми ведущими технологическими процессами (звеньями).

Выполняются технико-экономические расчеты и устанавливается число анализируемых вариантов.

2.1.6. Для принятого наиболее экономичного варианта схемы проветривания производится расчет вентиляции на первый период (15-25 лет) эксплуатации шахты (см.ниже). В зависимости от схем вскрытия, подготовки и схемы вентиляции могут потребоваться расчеты на остальные периоды.

2.1.7. Для первого периода устанавливаются наиболее характерные этапы развития шахты (сдача шахты в эксплуатацию, освоение проектной мощности, максимальное развитие горных работ, ввод новых горизонтов, блоков и т.п.) и для них составляются схемы проветривания шахты.

2.1.8. Для каждой такой схемы производится расчет расхода воздуха в соответствии с Руководством (см.разделы 6 и 8) и тепловой расчет в соответствии с Единой методикой прогнозирования температурных условий в угольных шахтах, если естественная температура пород для проектируемой глубины разработки достигает 30° и более.

2.1.9. Производится расчет и выбор воздухонагревательной установки (см.раздел 12).

2.1.10. Для каждого этапа отработки и соответствующей ему схемы проветривания рассчитывается депрессия шахты и выбирается способ проветривания (см.раздел 9).

2.1.11. В соответствии с Руководством производится анализ устойчивости проветривания шахты (см.раздел 11).

2.1.12. Выбираются способы и средства проветривания тупиковых выработок (см.раздел 5).

2.1.13. Выбираются вентиляционные установки главного проветривания, приводные электродвигатели и определяются режимы работы вентиляционных установок (см.раздел 10).

2.1.14. На период строительства шахты:

- составляется прогноз метанообильности (углекислотообильности) тупиковых выработок (см.разделы 3 и 4);
- выбираются варианты схем проветривания стволов при их проходке, армировке, а также при проведении горизонтальных и наклонных выработок с учетом календарного плана работ;
- выбираются схемы и средства для проветривания башенных копров;

- производится расчет расхода воздуха для каждой тупиковой выработки, выбор трубопроводов и средств проветривания по периодам развития горных работ, которые определяются соединением новых выработок в замкнутую сеть, позволяющую увеличить число подготовительных выработок, проветриваемых за счет общешахтной депрессии;
- в каждый период развития горных работ определяются расход воздуха для проветривания горных выработок в соответствии с Руководством (см. разделы 3, 6 и 8) и осуществляется тепловой расчет в соответствии с Единой методикой прогнозирования температурных условий в угольных шахтах и дополнениями к разделу 4 Единой методики, если естественная температура горных пород для проектируемой глубины разработки достигла 30°С и более;
- производится расчет воздухонагревательной установки и выбор места для нее;
- определяются режимы работы вентиляционной установки период проходки стволов и проведения тупиковых выработок. Выбор вентиляционной установки может осуществляться по периодам развития горных работ.

2.2. Проектирование вентиляции реконструируемых шахт и новых горизонтов на действующих шахтах

При проектировании вентиляции реконструируемых шахт необходимо, кроме указанных в подразделе

2.1 требований, выполнение дополнительных работ.

2.2.1. Для определения источников и величины метановыделения, то есть для составления газового баланса по шахте, следует проводить специальные газовые съемки на выемочных участках и по шахте в целом по методике, изложенной в Руководстве по производству депрессионных и газовых съемок в угольных шахтах.

2.2.2. Для определения фактических аэродинамических сопротивлений ветвей, мест утечек и их величины используются также данные депрессионной съемки выработок шахты, а при необходимости проводятся дополнительно депрессионные съемки. Аэродинамическое сопротивление существующих выработок, используемых при реконструкции, принимается равным фактическому, если выработки находятся в удовлетворительном состоянии.

2.2.3. При изменении схем проветривания для повышения устойчивости вентиляции следует избегать диагоналей или стремиться к уменьшению их числа, правильно размещать отрицательные регуляторы, сокращать число вентиляционных установок главного проветривания (до одной на крыло, блок).

3. ПРОГНОЗ МЕТАНООБИЛЬНОСТИ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНЫХ ШАХТ

3.1. Общие положения

Ожидаемая метанообильность горных выработок для вновь проектируемых и новых горизонтов действующих шахт определяется по метаноносности угольных пластов и вмещающих пород, а для действующих шахт — по фактической метано-обильности выработок — аналога данного шахтопласта. В тех случаях, когда сведения о фактической метанообильности отсутствуют или не могут быть использованы (при вскрытии новых пластов, при изменении системы разработки, способа управления кровлей, при подработке или надработке пласта), допускается расчет ожидаемого метановыделения по природной метаноносности угольных пластов и пород.

Природная метаноносность пласта для действующих шахт принимается по данным геологоразведочных или научно-исследовательских организаций, а при отсутствии таких

данных определяется по результатам газовых съемок в тупиковых выработках в соответствии с пунктом 3.2.2.

Для расчета ожидаемой метанообильности по метаносности необходимые исходные материалы предоставляются в соответствии с подразделом 1.1. Кроме того, для составления прогноза необходимо иметь данные о последовательности отработки пластов, системе разработки и ее основных параметрах, в том числе: о порядке отработки выемочных копей (прямое, обратное); количестве подэтажей в этаже (при разработке пласта по простиранию); длине и скорости подвигания очистных и тупиковых забоев (стволов, уклонов, штреков и т.д.); способе выемки угля в очистных и тупиковых забоях; величине заходки при проведении тупиковых выработок, продолжительности времени, прошедшего от отбойки до выдачи угля из участка, шахты; эксплуатационных потерях угля: способах управления кровлей; способах поддержания вентиляционных выработок на выемочных участках; способах проведения тупиковых выработок (одинарными или параллельными забоями, широким ходом, проходке стволов бурением и т.д.); размерах тупиковых выработок (в свету, в черне); ширине целиков между параллельными тупиковыми выработками; подработке (надработке) пласта; длине очистного забоя,

который подработал или надработал пласт, и для него рассчитывается ожидаемая метанообильность выемочного участка вынимаемой мощности подрабатываемого пласта.

Фактическое метановыделение рассчитывается на основании измерений расхода воздуха и концентраций газов, выполняемых участком ВТБ (вентиляционной службой) при помощи переносных приборов, и телеинформации о концентрации метана и расходе воздуха, выдаваемой аппаратурой аэрогазового контроля (АГК).

Телеинформация, выдаваемая аппаратурой АГК, используется при определении фактической метанообильности выемочных участков, тупиковых выработок, крыла и шахты в целом.

Частота и пункты измерений концентрации метана и расхода воздуха выбираются согласно требованиям ПБ. Фактическое метановыделение определяется в соответствии с Инструкцией по контролю состава рудничного воздуха, определению газообильности и установлению категорий шахт по метану по изложенной в пункте 3.3.2 методике на основании обработки результатов измерений за период устойчивой работы выемочного участка по добыче после посадки основной кровли менее чем за три месяца, предшествующих расчету, а при наличии телеизмерений расхода воздуха с записью на самопишущем приборе — не менее чем за месяц.

3.2. Прогноз метанообильности тупиковых выработок .

3.2.1. По природной метаносности пласта

Метановыделение в тупиковую выработку (I_n , м³/мин), проводимую по угольному пласту, определяется по формуле

$$I_n = I_{нов} + I_{о.у.п.} \quad (3.1.)$$

где $I_{нов}$ — метановыделение с неподвижных обнаженных поверхностей пласта, м³/мин; $I_{о.у.п.}$ — метановыделение из отбитого угля, м³/мин.

Метановыделение с неподвижных обнаженных поверхностей пласта определяется по формуле

$$I_{нов} = 2.3 \cdot 10^{-2} m_n v_n (x - x_0) K_T \quad (3.2)$$

Где m_n — полная мощность угольных пачек пласта, м; если в сечении выработки выше пласта, по которому она проводится, имеется угольный пропласток, то в m_n следует включить

мощность этого пропластка:

v_n — проектная скорость подвигания забоя тупиковой выработки, м/сут; X — природная метаноносность пласта, $\text{м}^3/\text{т}$; определяется по формуле

$$X = X_{\text{г}} \cdot k_{\text{WДЗ}} \quad (3.3)$$

где $X_{\text{г}}$ — природная метаноносность пласта, $\text{м}^3/\text{т}$ с.б.м.; значение $X_{\text{г}}$ принимается по данным геологической разведки.

При расчете метановыделения в наклонные тупиковые выработки значение $X_{\text{г}}$ принимается для восстающих выработок на глубине устья выработки, а для нисходящих — на глубине проектной длины выработки;

X_0 — остаточная метаноносность угля, $\text{м}^3/\text{т}$; для каменных углей и антрацитов с объемным выходом летучих веществ $V_{\text{об}}^{\text{daf}} > 165$ мл/г с.б.м. определяется по формуле (3.4), а для антрацитов с $V_{\text{об}}^{\text{daf}}$ от 100 до 165 мл/г с.б.м. — по формуле

(3.34);

$$X_0 = X_{0.\text{г}} \cdot k_{\text{WДЗ}}; \quad (3.4)$$

$X_{0.\text{г}}$ — остаточная метаноносность угля, $\text{м}^3/\text{т}$ с.б.м.; принимается по табл. 3.1 в зависимости от выхода летучих веществ или определяется по формуле

$$X_{0.\text{г}} = 18,3 (V_{\text{об}}^{\text{daf}})^{-6};$$

$V_{\text{об}}^{\text{daf}}$ — выход летучих веществ, %;

$k_{\text{WДЗ}}$ — коэффициент пересчета метаноносности пласта на уголь, (доли ед.) находим по формуле

$$k_{\text{WДЗ}} = \frac{100 - W - A_3}{100} \quad (3.6)$$

W, A_3 — соответственно пластовая влажность и зольность угля, %;

k_T — коэффициент, учитывающий изменение метановыделения во времени, доли тд.; зависит от времени $T_{\text{пр}}$, прошедшего от начала выработки до момента определения $I_{\text{пов}}$

принимается по табл. 3.2 или рассчитывается по формуле

$$k_T = 1 - 0,91 \text{ охр} (-0,022 T_{\text{пр}}). \quad (3.7)$$

Таблица 3

Остаточная метаноносность углей

Выход летучих веществ, %	2-8	8-12	12-18	18-26	26-35	35-42	42-50
Остаточная метаноспособность углей X_{Oj} , м ³ /т с. б. м.	12,1-5,3	53-41	4,1-3,2	3,2-2,6	7 6-2,2	2,2-1,9	1,9-1,7

Таблица 3.2

Значения коэффициента k_T в зависимости от $T_{пр}$

$T_{пр}$, с. 1	k_T	$T_{пр}$, сут	k_T	$T_{пр}$, сут.	k_T
1	0,11	15	0,35	75	0,83
2	0,13	20	0,41	90	0,87
3	0,15	25	0,47	105	0,91
4	0,17	30	0,53	120	0,94
5	0,18	45	0,66	150	0,97
10	0,27	60	0,76	200	0,99
				> 200	1,00

При определении метановыделения из неподвижных обнаженных поверхностей пласта остановленной выработки

$I_{\text{ост}}^{\text{пов}}$ в формулу (5.2) подставляется величина k_T , определяемая

как разность между значениями этого коэффициента, рассчитанными для времени $T_{пр} + T_{\text{ост}}$ и $T_{\text{ост}}$, где $T_{\text{ост}}$ — время, прошедшее с момента остановки работ по проведению выработки до их возобновления, сут.

Метановыделение из отбитого угля зависит от способа выемки и определяется следующим образом. При выемке угля комбайнами, буровым способом (выбуриванием) или отбойными молотками по формуле

$$I_{o,y,n} = j k_{my} (X - X_0) \quad (3.8)$$

где j — техническая производительность комбайна, бурового станка или суммарная производительность проходчиков по выемке угля, т/мин. Принимается для комбайнов по табл.5.3. для буровых станков — по их техническим характеристикам. а при выемке угля отбойными молотками определяется по формуле

$$j = \frac{n_{np} N_B}{60 T_{cm}} \quad (3.9)$$

60 T_{cm}

где n_{np} — число проходчиков, одновременно работающих в смене по выемке угля;

N_B — норма выработки одного проходчика по выемке угля отбойным молотком, т/смену;

T_{cm} — время работы проходчиков в смене по выемке угля, ч.

k_{my} — коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля, доли од.; находим по формуле

$$k_{my} = a T_y^b \quad (3.10)$$

где T_y — время нахождения (дегазации) угля в призабойном пространстве, мин;

a, b — коэффициенты, характеризующие газоотдачу из отбитого угля; принимаются при дегазации отбитого угля (время транспортирования угля)

$T_y < 6$ мин. соответственно равными 0,052 и 0,71, а при $T_y > 6$ мин $a = 0,118$, $b = 0,25$.

Значение T_y рассчитывается по формуле

$$T_y = \frac{S_{yg}}{j L_{ц}} \quad (3.11)$$

j

где S_{yg} — площадь сечения выработки по углю в проходке, m^2 ;

$L_{ц}$ — подвигание забоя за цикл непрерывной работы комбайна бурового станка, отбойных молотков, м: принимается для комбайнов при мощности пласта, меньшей диаметра резцовой коронки (барабана), равным длине коронки (барабана), а при мощности пласта, большей диаметра резцовой коронки, — расстоянию между арками (ранами), но не менее одного метра, при выбуривании пласта — подвиганию забоя за цикл,

а при выемке угля отбойными молотками — шагу установка крепи.

Таблица 3.3

Техническая производительность нарезного и проходческих комбайнов

Тип комбайна	ЧПП2Щ	ЧПП2М	КН78	ЧПП5	ЧПУ	ПКЗР	гпксн, ЧПП2	гпкс, ггжсп, гпксв
Техническая производительность комбайна	0,5	0,7	0,8	1,0	1,2	1,4	1,5	1,8

При проведении выработок буровзрывным способом $l_{o.у.п.}$ определяется по формуле

$$l_{o.у.п.} = 9 \cdot 10^{-3} S_{y\Gamma} L_{вз\gamma} (X-X_0) \quad (3.12)$$

где $L_{вз}$ — подвигание угольного забоя за взрывание, м;

γ — плотность угля, т/м³.

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

$$I_{з.п. \max} = 0,05 S_{y\Gamma} L_{в.з} \gamma (X-X_0) \quad (3.13)$$

Метановыделение в призабойное пространство тупиковой выработки ($L_{в.з}$) при выемке угля комбайнами, отбойными молотками или выбуриванием определяется по формуле (3.1).

В этом случае при определении $l_{пов}$ по формуле (3.2) длина призабойного участка выработки принимается равной 20 м при нагнетательном способе проветривания и 50 м — при нагнетательно-всасывающем с применением пылеулавливающих установок. Время проведения участка выработки $T_{пр}$ рассчитывается как частное от деления длины призабойного участка на скорость проведения выработки, $l_{o.у.п.}$ и коэффициент k_{my} определяются соответственно по формулам (3.8), (3.10), а T_y — по формуле (3.11).

Метановыделение в параллельные тупиковые выработки определяется по формулам:

при одновременном подвигании забоев

$$I_{п.пар} = 2 (I_{пов} + I_{o.у.п.}); \quad (3.14)$$

при проведении второй выработки после окончания проведения первой

$$I_{п.пар} = I_{пов} + I_{ост_{пов}} + I_{o.у.п.} \quad (3.15)$$

Значения $l_{пов}$, $I_{ост_{пов}}$, $l_{o.у.п.}$ рассчитываются как для одиночных выработок по формулам, приведенным выше.

При пересечении угольных пластов ожидаемое метановыделение в тупиковые выработки определяется по формуле (3.1). При этом в формуле (3.2) коэффициент k_T определяется для времени

$$T_{пр} = \frac{m_{в.пр} + \sqrt{S \cos a_{пл}}}{V_n \sin a_{пл}} + 8/V_n \quad (3.16)$$

где $m_{в.пр}$ — полная мощность угольного пласта с учетом породных прослоек, м;

$a_{пл}$ — угол падения пласта, град.

Если выработка пересекает несколько угольных пластов, то ожидаемое метановыделение в выработку определяется как сумма метановыделений из последнего пересекаемого пласта и обнаженных поверхностей ранее пересеченных пластов. Метановыделение с обнаженной поверхности ранее пересеченного угольного пласта находится по формуле (3.2), при этом значение k_T определяется как разность между значениями этого

коэффициента, рассчитанными для времени

$$T_{пр} = l_y / V_n \text{ и } T = l_y / V_n$$

Где l_y — расстояние от места полного обнажения ранее пересеченного пласта до забоя, м.

При проведении выработок вприсечку к выработанному пространству метановыделение определяются по формуле

$$I_n = a_r I_{пов} + 0,1 I_{о.у.п.} + I'_{в.п.} \quad (3.17)$$

где a_r — коэффициент, учитывающий газоотдающие свойства пласта; принимается равным 0,1 при расстоянии ($l_{ст}$, м) от ранее обнаженной стенки до стенки присечной выработки со стороны угольного массива $l_{ст} < b_{з.д.}$, а при $l_{ст} = b_{з.д.}$ — равным 0,5;

$I'_{в.п.}$ — метановыделение из выработанного пространстве прилегающего к тупиковой выработке, м³/мин; $b_{з.д.}$ — ширина условного пояса дренирования угольного массива через поверхность обнажения пласта в подготовительных выработках, м; значение $b_{з.д.}$ принимается по табл. 3.5 в зависимости от выхода летучих веществ из угля.

Метановыделение из выработанного пространства рассчитывается после анализа распределения воздуха в вентиляционной сети района проведения присечной выработки и оценки возможности поступления метана из выработанного пространства в выработку в соответствии с типовыми вентиляционными схемами, приведенными на рис. 3.1.

Для вентиляционных схем, приведенных на рис. 3.1 (а, б), метановыделение из выработанного пространства не поступает в выработку и $I'_{в.п.} = 0$.

Для вентиляционных схем, приведенных на рис. 3.1 (в, г), метановыделение из выработанного пространства рассчитывается по формуле

$$I'_{в.п.} = 1,1 k_{ост} I_{в.п.} \quad (3.18)$$

где 1,1 — коэффициент, учитывающий влияние изменения барометрического давления на выделение метана из ранее отработанного выемочного участка;

$I_{в.п.}$ — метановыделение из выработанного пространства в

пределах выемочного участка с учетом газа, извлекаемого дегазационной установкой и изолированным отводом метана за пределы выемочного участка, м³/мин.

$k_{ост}$ — коэффициент, учитывающий изменение метановыделения из выработанного пространства во времени, доли ед.; принимается по табл. 3.4 в зависимости от времени, прошедшего с момента окончания отработки выемочного участка (T_1 , мес.) до начала проведения выработки, или определяется

по формуле

$$k_{ост} = \exp(-0,53T_1^{0,6}) \quad (3.19)$$

При $T_1 > 8$ месяцам $k_{ост} = 0,16$;

Рис. 3.1. Типовые схемы проведения тупиковых выработок, проводимых, вприсечку к выработанному пространству

Таблица 3.4

Значение коэффициента $k_{ост}$ в зависимости от времени T_1

T ₁ , мес.	0,5	1	1,5	2	2,5	3	4	5	6	8 и более
K _{ост}	0,71	0,59	0,51	0,45	0,40	0,36	0,29	0,25	0,21	0,16

Значение $I_{в.п}$ для проектируемых шахт определяется по формуле (3.82), а значения коэффициентов эффективности дегазации, входящие в формулу (3.62), принимаются равными нулю; для действующих шахт $I_{в.п}$ — "по результатам газовом съёмки, выполненной в соответствии с Руководством по производству депрессионных и газовых съёмок в угольных шахтах

При проведении выработок по газоносным породам ожидаемое метановыделение определяется по рекомендациям МакНИИ

Метановыделение при бурении скважин (I_b , м³/мин) определяется по формуле (3.20), а при расширении скважин (I_p , м³/мин) — по формуле (3.21).

$$I_b = (X - X_0) (3,27 \cdot 10^{-3} d_{ск.б} \sqrt{L_{ск} V_{ск}} + 0,09 d_{ск.б}^2 \sqrt{L_{ск.с} V_b^3}); \quad (3.20)$$

$$I_p = (X - X_0) (3,27 \cdot 10^{-3} d_{ск.б} \sqrt{L_{ск} V_{ск}} + 0,09 (d_{ск.р}^2 - d_{ск.б}^2) \sqrt{L_{ск.р} V_b^3}); \quad (3.21)$$

где $d_{ск.б}$, $d_{ск.р}$ — соответственно диаметры скважин при их бурении и расширении, м;

$L_{ск}$ — длина скважины, м;

$V_{ск}$ — средняя скорость проведения скважин, м/сут;

V_b — скорость подачи бурового инструмента, м/мин;

$L_{ск.с}$ — планируемое максимальное подвигание скважины за смену, м.

При проходке вертикальных стволов, шурфов и других выработок буровзрывным способом и при пересечении ими угольных пластов ожидаемое метановыделение в призабойное пространство ствола ($I_{з.с}$, м³/мин) определяется по формуле

$$I_{з.с} = I_{пов.с} + I_{о.у.с} \quad (3.22)$$

где $I_{пов.с}$ — метановыделение из неподвижных обнаженных поверхностей пересекаемого пласта, м³/мин;

$I_{о.у.с}$ — метановыделение из отбитого угля, м³/мин.

При пересечении стволом нескольких угольных пластов расчет ожидаемого метановыделения производится по каждому из них. К дальнейшим расчетам принимается наибольшее из полученных значений $I_{з.с}$.

Метановыделение $I_{пов.с}$ и $I_{о.у.с}$ определяется по формулам

$$I_{пов.с} = 3,3 \cdot 10^{-2} m_n D_1 X [0,0004 (V_{daf})^2 + 0,16]; \quad (3.23)$$

$$I_{o.y.c} = 2,0 \cdot 10^{-3} m_n D_1^2 \gamma (X - X_0) \quad (3.24)$$

где D_1 — диаметр ствола в проходке, м;

m_n — полная мощность угольных пачек пласта, м.

При проведении стволов бурением ожидаемое метановыделение в ствол рассчитывается в период его осушения по формуле

$$I_{з.с.} = 7,65 \cdot 10^{-5} D_2^2 \sum_{i=1}^{n_{пл}} m_{ni} X_i \quad (3.25)$$

где D_2 — диаметр ствола в свету, м;

m_{ni} — полная мощность угольных пачек i -го пласта, пересекаемого стволом, м;

X_i — природная метаноносность i -го пласта, пересекаемого стволом, m^3/t ;

$n_{пл}$ — число пересекаемых пластов.

По природной метаноносности пласта определяется метанообильность вертикальных стволов (шурфов) и выработок, проводимых вприсечку к выработанному пространству, без последующего уточнения по фактической метанообильности согласно пункта 3.2.2.

Метанообильность других проектируемых тупиковых выработок, проводимых по угольным пластам, определяется по природной метаноносности в том случае, если нет данных о фактическом метановыделении в выработку (значение $(x - x_0)$) — впоследствии фактическое метановыделение в выработку определяется согласно пункта 3.2.2.

3.2.2. По фактической метанообильности

Расчет ожидаемого метановыделения в проектируемые тупиковые выработки осуществляется по формулам, приведенным в пункте 3.2.1, а значение $(x - x_0)$, входящее в формулы,

принимается согласно данным о фактическом метановыделении с обнаженных поверхностей пласта в выработку — аналог.

Примечание. За выработку-аналог принимается выработка, пройденная по тому же пласту в пределах той же панели, блока, при этом разность вертикальных отметок от ее устья до устья проектируемой выработки не должна превышать 20 м на глубинах до 300 м ниже верхней границы метановой зоны и 50 м при больших глубинах. В окрестности выработки-аналога не должно быть ранее пройденных выработок на расстоянии ближе 20 м. Пласт, по которому проводится (проводилась) выработка-аналог, не должен быть надработан или подработан.

После проведения проектируемой выработки на длину 75 м производится уточнение значения $(x - x_0)$ по фактическому метановыделению из обнаженных поверхностей пласта в эту выработку по формуле

$$X - X_0 = \frac{43,5 I_{пов.ф}}{M_n \gamma n_{к.ф}} \quad (3.26)$$

$$M_n \gamma n_{к.ф}$$

где $I_{пов. \phi}$ — фактическое метановыделение из обнаженных поверхностей пласта, м³/мин;

$ип\Phi$ — фактическая скорость подвигания участка выработки, для которого определяется $I_{пов. \phi}$, м/сут;

$k_{м. \phi}$ — коэффициент, учитывающий изменение метано-выделения во времени; определяется по табл. 3.2 или формуле по (3.7) в зависимости от $T_{пр \phi}$.

$T_{пр \phi}$ — фактическая продолжительность проведения участка выработки, для которого определяется $I_{пов \phi}$, сут.

Фактическое метановыделение из обнаженных поверхностей пласта $I_{пов \phi}$ определяется по специальной методике. В действующей тупиковой части выработки не ближе 10-15 м от ее устья производится измерение расхода воздуха и отбор не менее 5 проб воздуха.

Одновременно отбирается не менее 3 проб воздуха перед ВМП, проветривающим данную выработку. Пробы отбираются «мокрым» способом или же в резиновые камеры и должны характеризовать среднюю по сечению выработки концентрацию метана в пунктах отбора. Отбор проб производится с интервалом в 5—10 минут.

Отбор проб следует начинать после выгрузки угля из выработки, но не ранее чем через 2 часа после окончания работ по выемке угля и выполнения противовыбросных мероприятий. По данным наблюдений значение $I_{пов \phi}$ определяется по формуле

— —

$$I_{пов \phi} = 0,01(C_{и} - C_0),$$

(3.27)

где Q_n — расход воздуха в тупиковой выработке в 10-15 м от ее устья, м³/мин;

—

$C_{и}$ — средняя концентрация метана в исходящей струе тупиковой выработки в 10-15 м от ее устья, % (по объему)*;

—

C_0 — средняя концентрация метана пород ВМП, %.

Наблюдения для определения $I_{пов \phi}$ должны проводиться при длине тупиковой выработки не менее 75 м, участок выработки, для которого определяется $I_{пов \phi}$, должен проводиться без остановок (перерывы в выходные и праздничные дни не следует считать остановками).

При содержании метана в исходящей из выработки струе 0,5% и более вместо отбора проб допускается измерение концентрации интерферометром.

Отбор проб или измерение концентрации метана интерферометром выполняются участком ВТБ или ГВГСС.

При проведении наклонных выработок по угольным пластам сверху вниз в тех случаях, когда разность высотных отметок устья и забоя выработки превышает ΔH м, следует периодически определять значение $(x - x_0)$ по фактическому метановыделению из обнаженных поверхностей пласта и производить корректировку расчета расхода воздуха по мере изменения длины выработки.

Для "выработок, проводимых на глубине до 300 м ниже

верхней границы метановой зоны, принимается $\Delta H = 20$ м;

для выработок, проводимых на большей глубине, $\Delta H = 50$ м.

Первая корректировка производится при длине выработки

l_1 , определяемой по формуле

$$l_1 = (\Delta H / \sin a_B) + 60 \quad (3.28)$$

* Далее по тексту вместо % (по объему) будем писать %.

где ΔH — разность высотных отметок устья и забоя выработки, м;

a_B — угол наклона выработки, град.

Для этого по описанной выше методике в 60 м от забоя выработки и у ВМП производятся наблюдения для определения $(x - x_0)$, а затем по новому значению $(x - x_0)$ определяется ожидаемое метановыделение и корректируется расчет расхода воздуха.

Вторая корректировка производится при длине выработке

$$L_1 = (2\Delta H / \sin a_B) + 60. \quad (3.29)$$

Длина выработки, при которой необходимо выполнять третью и последующие корректировки, определяется аналогичным образом

$$L_1 = (3\Delta H / \sin a_B) + 60. \quad \text{и т.д.} \quad (3.30)$$

Если разность между проектной длиной тупиковой выработки $l_{пр}$ и длиной, при которой должна производиться корректировка, менее 60 м, то корректировку можно не выполнять.

Для горизонтальных выработок, проектная длина которых

не превышает 70 м, корректировку значения $(x - x_0)$ по фактическому метановыделению также производить не следует.

После корректировки значения $(x - x_0)$ по фактическому метановыделению следует, в случае необходимости, произвести перерасчет ожидаемого метановыделения в выработку, определенного при ее проектировании по природной метаноносности пласта или по фактическому метановыделению в выработку-аналог.

Метанообильность проектируемых полевых и погашаемых выработок принимается равной фактической метанообильности действующих (или ранее пройденных) выработок, проводимых (погашаемых) в аналогичных условиях. При отсутствии выработок, проводимых и аналогичных условиях, метанообильность указанных выработок определяется по рекомендациям МакНИИ.

3.3. Прогноз метанообильности выемочного участка

3.3.1. По природной метаноносности пласта

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

Относительная метанообильность выемочного участка определяется как суммарное метановыделение из разрабатываемого пласта ($q_{пл}$, м³/т), сближенных угольных пластов ($q_{пл}$, м³/т),

и вмещающих пород ($q_{пл}$, $м^3/т$), т.е. можно записать, что

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

3.3.1.1. Метановыделение из разрабатываемого пласта

При разработке каменных углей и антрацитов с объемным выходом летучих веществ ($V_{об}^{daf}$) больше 165 мл/г с.б.м. относительное метановыделение из разрабатываемого пласта определяется по формуле (3.32), а из высокометаморфизованных антрацитов с объемным выходом летучих веществ от 100 до 165 мл/г с.б.м — по формуле (3.33)

$$q_{пл} = q_{оп} + q_{о.у} + k_{э.п} (x - x_0) \quad (3.32)$$

$$q_{пл} = k_{пл} + (x - x_1) + k_{э.п} (x - x_0) \quad (3.33)$$

где $k_{э.п}$ — коэффициент, учитывающий эксплуатационные потери угля в пределах выемочного участка; принимается по проекту;

x_0 — остаточная метаноносность угля, оставляемого в выработанном пространстве в целиках, невынимаемых пачках и т.д., $м^3/т$; определяется, кроме высокометаморфизованных антрацитов, по формуле (3.4), а для высокометаморфизованных антрацитов x_0 принимается равной x_1 ; x_1 — остаточная

метаноносность угля, выдаваемого за пределы выемочного участка, $м^3/т$; определяется по формуле

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

Природная метаноносность пласта определяется по формуле (3.3) при соответствующих значениях x_r , W и A_3 .

При отработке пласта длинными столбами по восстания (падению) или полосами по простиранию за x_r принимается максимальная, а при других системах разработки — средняя природная метаноносность пласта в пределах этажа (подэтажа, яруса). При разработке подработанных (надработанных) угольных пластов в расчетные формулы вместо x подставляется x'_0 ,

значение которого определяется по формуле (3.54).

Относительное метановыделение из очистного забоя при разработке каменных углей, кроме высокометаморфизованных антрацитов, определяется по формуле (3.35), а для высокометаморфизованных антрацитов — по формуле (3.36)

$$q_{о.п} = 0,85 x k_{пл} \exp(-\eta); \quad (3.35)$$

$$q_{о.п} = 0,75 k_{пл} (x - x_1); \quad (3.36)$$

где $k_{пл}$ — коэффициент, учитывающий влияние системы разработки на метановыделение из пласта;

$$k_{пл} = (L_{оч} \pm 2b_{з.д}) / L_{оч} \quad (3.37)$$

η — показатель степени, зависящий от скорости подвигания очистного забоя ($v_{оч}$, м/сут), выхода летучих веществ из угля (V^{daf} , %) и глубины разработки (H , м);

$$\eta = a_1 v_{оч} \exp (- 0,001 H + b_1 V^{daf}) \quad (3.38)$$

a_1, b_1 — коэффициенты, значения которых принимаются: для углей с выходом

летучих веществ $V^{daf} \leq 22 \%$

$a_1 = 1,435, \quad b_1 = - 0,051$; при $V^{daf} > 22 \%$

$a_1 = 0,152, \quad b_1 = 0,051$.

$l_{оч}$ — длина очистного забоя, м.

Примечание. 1. При отработке пласта на глубине H более 1000 м при расчете η по формуле (3.38) значение H принимается равным 1000 м.

2. При выемке крутонаклонных и крутых пластов щитовыми агрегатами $q_{пл}, q_{о.п}$ определяется соответственно по формулам (3.32), (3.35). При этом скорость подвигания очистного забоя $v_{оч}$ определяется как отношение ширины полосы (см. рис. 6.1 г) ко времени ее отработки в пределах этажа.

Значение $b_{зд}$ определяется по табл. 3.5 в зависимости от выхода летучих веществ.

Таблица 3.5

Значение $b_{зд}$ в зависимости от V^{daf}

Выход летучих веществ, %	до 8	8-12	12-18	18-26	26-35	более 35
Значение $b_{зд}$, м	8	11,0	14,0	18,0	14,0	11,0

В формуле (3.37) знак «плюс» принимается, когда выше вентиляционного и ниже откаточного (конвейерного) штреков расположен массив угля (коренная лава), а также при системе разработки парными штреками (прямой ход), а «минус» — когда выше вентиляционного и ниже откаточного (конвейерного) штреков разрабатываемый пласт отработан при системе разработки «парные штреки» (обратный ход) или когда выемочное поле оконтурено подготовительными выработками (столбовая система разработки).

При оплошной системе разработки, когда вышележащая лава отработана (выработанное пространство выше вентиляционного штрека), а также при комбинированной, когда один штрек пройден, а другой проходит вслед за лавой, а также при отработке крутонаклонных и крутых пластов щитовыми агрегатами типа АЩ, АНЩ $k_{пл} = 1$.

Если по формуле (3.37) значение $k_{пл} < 0,5$, то к расчету принимается $k_{пл} = 0,5$.

Относительное метановыделение из отбитого угля определяется по формуле

$$q_{о.у} = q'_{о.у} + q''_{о.у} \quad (3.39)$$

где $q'_{o,y}$ — относительное метановыделение из отбитого угля в лаве, м³/т;

$$q'_{o,y} = xk_{пл} [1 - 85 \exp(-\pi)] (b_2 k_{my} + b_3 k'_{my}) \quad (3.40)$$

$q''_{o,y}$ — относительное метановыделение из отбитого угля в конвейерном (откаточном) штреке, м³/т;

$$q''_{o,y} = xk_{пл} [1 - 85 \exp(-\pi)] b_2 k''_{my} \quad (3.41)$$

где b_2, b_3 — коэффициенты, учитывающие долю отбитого угля, соответственно находящегося на конвейере и оставляемого на почве в лаве, доли ед.; значения $b_2 = 0,6$, а $b_3 = 0,4$ при

односторонней схеме выемки угля; $b_2 = 1$, а $b_3 = 0$ при двухсторонней схеме выемки угля в лаве;

$k_{my}, k'_{my}, k''_{my}$ — коэффициенты, учитывающие степень дегазации отбитого от массива угля соответственно в очистной выработке на конвейере (k_{my}), на почве в лаве (k'_{my}) и на конвейере в выемочного участка (k''_{my}), доли ед.;

$$k_{my} = aT_{т.л}^b \quad (3.42)$$

$$k'_{my} = aT_{т.п.л}^b \quad (3.43)$$

$$k''_{my} = aT_{т.к}^b - aT_{т.л}^b \quad (3.44)$$

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

$$T_{т.л} = l_{оч} / 60v_{к.л}; \quad (3.45)$$

$v_{к.л}$ — скорость транспортирования угля в лаве, м/с;

$T_{т.п.л}$ — время нахождения отбитого от массива угля на почве в лаве при односторонней выемке угля, мин; принимается ориентировочно равным времени работы комбайна по выемке полосы угля на ширину захвата с учетом времени на концевые операции. При выемке крутонаклонных и крутых пластов время нахождения угля в лаве принимается по проекту;

$T_{т.к}$ — время нахождения отбитого от массива угля в конвейерном (откаточном) штреке в пределах выемочного участка, мин; определяется по формуле

$$\pi_i$$

$$T_{т.к} = (\sum_{i=1}^n \pi_i) / 60 v_{mi} \quad (3.46)$$

$$i=1$$

где π_i — число участков длиной l_{mi} с различной скоростью движения угля;

l_{mi} — протяженность выработки с i -м видом транспорта, м;

v_{mi} — скорость транспортирования угля на участке l_{mi} м/с.

При транспортировании угля в пределах выемочного участка в вагонетках значение времени нахождения его на участке принимается по проекту, но не более 120 мин.

Значения коэффициентов a и b , входящих в формулы (3.41), (3.42), (3.43), принимаются в соответствии с пунктом 3.2.1.

При обработке высокометаморфизованных антрацитов значение

$$q'_{o.y} = 0,15 \text{ к нл}(x-x_0), \quad a \quad q'_{o.y} = 0,10 \text{ к нл}(x-x_0)$$

3.3.1.2. Метановыделение из сближенных угольных пластов (спутников)

Относительное метановыделение из спутников определяется по формуле

$$q_{сп} = \sum q_{сп.пi} + \sum q_{сп.нi} \quad (3.47)$$

Относительное метановыделение как из подрабатываемого $q_{сп.пi}$, так и из надрабатываемого $q_{сп.нi}$ пласта (спутника) определяется по формуле

$$q_{спi} = 1,14 \cdot u_{оч}^{-0,4} \cdot m_{спi} / m_B \cdot (x_{спi} - x_{0i}) \cdot (1 - (M_{спi} / M_{pi})) \quad (3.48)$$

где $m_{спi}$ — суммарная мощность угольных пачек отдельного

(i -го) спутника, м; для спутника, состоящего из углистосланцевых пород, $m_{спi}$ принимается равной половине его действительной мощности;

$x_{спi}$ — природная метаноносность i -го спутника, м³/т;

x_{0i} — остаточная метаноносность угля i -го спутника, м³/т; определяется так же, как x_0 ;

m_B — вынимаемая полезная мощность разрабатываемого пласта, м;

$M_{спi}$ — расстояние по нормали между кровлей разрабатываемого и почвой сближенного (при подработке) пластов и между почвой разрабатываемого и кровней сближенного (при надработке) пластов, м;

M_p — расстояние по нормали между разрабатываемым и сближенным пластами, при котором метановыделение из последнего практически равно нулю, м.

Если природная метаноносность спутника не определена при разведке месторождения, то она принимается равной метаноносности ближайшего рабочего пласта с поправкой на зольность и влажность спутника, т.е.

$$x_{спi} = x \cdot (100 - A_{з.с} - W_c) / (100 - A_{з.} - W) \quad (3.49)$$

где $A_{з.с}$, W_c — соответственно зольность и пластовая влажность спутника, %.

Величина M_p при подработке пологих и наклонных пластов определяется по формуле (3.50), а при подработке крутонаклонных и крутых пластов — по формуле (3.51)

$$M_p = 1,3 \cdot L_{оч} \cdot k_{у.к.} \cdot k_{л} \cdot \sqrt{m_{в.пр}} (\cos \alpha_{пл} + 0,05 \cdot k_{л}); \quad (3.50)$$

$$M_p = k_{у.к.} \cdot m_{в.пр} (1,2 + \cos \alpha_{пл}); \quad (3.51)$$

где $m_{в.пр}$ — вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек, м;

$k_{у.к.}$ — коэффициент, учитывающий влияние способа управления кровлей; принимается в формуле (3.50) при полном обрушении — 1,0; при частичной закладке, плавном опускании и удержании на кострах — 0,8; при полной закладке — 0,4; а в формулах (3.51) и (3.53) соответственно равен 60,45 и 25;

k_L — коэффициент, учитывающий влияние степени метаморфизма на величину свода разгрузки; определяется по формуле (3.52) или принимается по табл. 3.6.

$$k_L = 1,88 \exp(-0,018 V^{daf}); \quad (3.52)$$

Таблица 3.6

Значение коэффициента k_L

$V^{daf}, \%$	2-8	8-12	12-18	18-26	26-35	35-40 и более
k_L	1,8-1,6	1,6-1,5	1,5-1,35	1,35-1,2	1,2-1,0	1,0-0,91

При определении M_p для лав длиной более 220 м в формулу (3.50) подставляется значение

$$l_{оч} = 220 \text{ м.}$$

При надработке пологих и наклонных угольных пластов значение M_p принимается равным 60 м, а при надработке крутонаклонных и крутых пластов определяется по формуле

$$M_p = k_{у.к} m_{в.пр} (1,2 - \cos \alpha_{пл}) \quad (3.53)$$

Если угольный пласт до его разработки или сближенный пласт был ранее подработан (надработан), то в расчетные формулы вместо x подставляется остаточная метаноносность x'_0 , величина которой определяется по формуле

$$x'_0 = x_0 + (x - x_0) M'_{спл} / M^{\Pi}_p, \quad (3.54)$$

где $M'_{спл}$ — расстояние по нормали от сближенного до разрабатываемого пласта, который ранее подработал (надработал) его, м.

Если велась заблаговременная дегазация пласта (углепородной толщи), то в формулу (3.54) вместо x подставляется x_l — k_d . Значение k_d принимается в соответствии с Руководством по дегазации угольных шахт.

Расстояние M^{Π}_p при расчете x'_0 определяется по горнотехническим параметрам выемочного участка ($l_{оч}$, $\tau_{в.пр}$, k_L , $k_{у.к}$ и др.) для пласта, который подработал (надработал) пласт-спутник.

Если $x \leq x_0$ или $x'_0 \leq x_0$, то считается, что метан из пласта не выделяется.

3.3.1.3. Метановыделение из вмещающих пород

При наличии данных по метаноносности вмещающих пород относительное метановыделение из них определяется по формулам:

$$\Pi_{п}$$

$$q_{пор} = 1,14 u^{-0,4}_{оч} (q_{пор1} + \sum_{i=1} q_{порi}) \quad (3.55)$$

$$i=1$$

$$q_{пор} = (3 m_{в.пр} x_{пор} \gamma_{пор}) / \gamma_{тв} \quad (3.56)$$

$$q_{пор i} = ((3 m_{в.пр} \gamma_{пор} x_{пор i}) / \gamma m_{в}) (m_{ni} / 27 m_{в.пр}) (1 - (M_{pi}) / 30 m_{в.пр}) \quad (3.57)$$

где $q_{пор}$ — относительное метановыделение из вмещающих пород, попадающих в зону интенсивного дробления, принятую равной $3 m_{в.пр}$, м³/т;

$q_{пор i}$ — относительное метановыделение из вмещающих пород, попадающих в зону трещинообразования, равную $27 m_{в.пр}$ м³/т;

$x_{пор}$ — средняя метаноносность пород в 30-кратной вынимаемой мощности пласта ($M_p - 30 m_{в.пр}$, м³/т);

$x_{пор i}$ — метаноносность i -го слоя вмещающих пород, м³/т;

$\gamma_{пор}$ — средняя плотность пород в зоне $3 m_{в.пр}$, т/м³;

$\gamma_{пор i}$ — плотность i -го слоя вмещающих пород, т/м³;

M_{ni} — расстояние по нормали между кровлей разрабатываемого пласта и почвой метаноносного слоя пород, м;

T_{pi} — мощность i -го метаноносного слоя породы, м;

$n_{п}$ — число метаноносных слоев пород в $30 m_{в.пр}$.

При отсутствии данных по метаноносности вмещающих пород применяется формула

$$q_{пор} = 1,14 u^{-0,4} \text{оч} (x - x_0) \quad k_{с.п} (H - H_0) \quad (3.58)$$

где $k_{с.п}$ — коэффициент, учитывающий влияние способа управления кровлей и литологический состав пород, доли ед.; значения его берутся из табл. 3.7;

H_0 — глубина верхней границы зоны метановых газов, м;

H — глубина разработки, м.

Таблица 3.7

Значения коэффициента $k_{с.п}$ при различных способах управления кровлей

Способ управления кровлей	Значение $k_{с.п}$
Полное обрушение	0,00106
Частичная закладка, удержание кровли на кострах, плавное опускание	0,00084
Полная закладка	0,00043

3.3.1.4. Определение ожидаемого метановыделения из очистной выработки и выемочного участка

При применении дегазации сближенных угольных пластов и вмещающих пород скважинами, изолированного отвода метана из выработанного пространства за пределы выемочного участка с помощью газоотсасывающей установки, а также дегазации разрабатываемого пласта, ожидаемое метановыделение из очистной выработки ($q_{оч}$) и выемочного участка ($Q_{уч}$) определяется:

• при схемах проветривания выемочных участков без обособленного разбавления метана по источникам (схемы типа 1-В, 1-К, 1-М) по формулам:

$$q_{оч} = (q_{о.п} + q'_{о.у} + q''_{о.у}) (1 - k_{д.пл}) + k_{в.п} q'_{в.п}; \quad (3.59)$$

$$q_{оч} = (q_{о.п} + q'_{о.у}) (1 - k_{д.пл}) + q'_{в.п}; \quad (3.60)$$

• при схемах проветривания выемочных участков с обособленным разбавлением метана по источникам выделения (схемы типа 2-В, 3-В) $q_{оч}$ определяется по формуле (3.61), $q_{оч}$ — по формуле (3.60)

$$q_{оч} = (q_{о.п} + q'_{о.у}) (1 - k_{д.пл}) + k_{в.п} q'_{в.п}; \quad (3.61)$$

где $k_{д.пл}$ — коэффициент эффективности дегазации разрабатываемого пласта, доли од.;

$k_{в.п}$ — коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства в призабойное, доли ед.

Ожидаемое метановыделение из выработанного пространства на выемочном участке — $q'_{в.п}$, м³/т; определяется по формуле

$$q'_{в.п} = [k_{э.п} (x - x_0) (1 - k_{д.пл}) + (\sum q_{сп.пi} + q_{пор}) (1 - k_{д.с.п}) + \sum q_{сп.нi} (1 - k_{д.с.н})] (1 - k'_{д.в.п}) (1 - k_{д.в.о}) \quad (3.62)$$

где $k_{д.с.п}$ — коэффициент, учитывающий эффективность дегазации подрабатываемых сближенных пластов и пород, доли ед.;

$k_{д.с.п}$ — коэффициент, учитывающий эффективность дегазации надрабатываемых сближенных пластов, доли ед.;

$k_{д.в.о}$ — коэффициент, учитывающий эффективность дегазации выработанного пространства, доли ед.;

$k'_{д.в.п}$ — коэффициент, учитывающий эффективность изолированного отвода метана, доли ед.; принимается в соответствии с пунктом 6.2.3.

Значения $k_{д.пл}$, $k_{д.с.п}$ и $k_{д.с.н}$ принимаются в соответствии

с Руководством по дегазации угольных шахт.

Коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства в призабойное, зависит от схемы проветривания выемочного участка, способа охраны (поддержания) вентиляционной выработки. Для схемы проветривания выемочного участка 1-М $k_{в.п}$ принимается равным единице, а для

других схем проветривания принимается по табл. 3.8 в зависимости от коэффициента, учитывающего поступление (при-течки) воздуха из выработанного пространства в

призбойное ($k_{ут.л}$, доли ед.), и средневзвешенного расстояния ($M_{ср}$, м) от разрабатываемого пласта до сближенных, или рассчитывается по формуле

$$k_{в.п} = k_{ут.л} (0,06 M_{ср}^{1,23})^{k_{ут.л}-1} \tag{3.63}$$

$$M_{ср} = \frac{\sum_{i=1}^{n_{сп}} M_{спi} (M_p - M_{спi})}{n_{сп}} \tag{3.64}$$

$$M_{ср} = \frac{\sum_{i=1}^{n_{сп}} m_{спi} (M_p - M_{спi})}{n_{сп}}$$

Таблица 3.8
Значение коэффициента $k_{в.п}$ в зависимости от $M_{ср}$ и $k_{ут.л}$

M _{ср} , м	Значения $k_{в.п}$ при $k_{ут.л}$				
	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0
ДО 10	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0
11-20	0,10	0,24	0,42	0,67	1,0
21-40	0,05	0,14	0,30	0,57	1,0
41-70	0,03	0,09	0,23	0,49	1,0
71-100	0,02	0,07	0,19	0,45	1,0

Примечание. При определении $q_{пол}$ по формулам (3.59), (3.61) значение $k_{в.п}$ принимается равным 0,8.

Значения коэффициента $k_{ут.л}$ зависят от схемы проветривания выемочного участка и способа поддержания вентиляционной выработки.

Для возвратноточной схемы проветривания и прямоточной с подсвежением и без подсвежения при примыкании исходящей струи воздуха в пределах выемочного участка к

выработанному пространству (схемы типа 1-В, 1-К, 2-В, 3-В (рис. П.2.3)) и поддержании вентиляционной выработки кострами, бутокострами, бутовой полосой с окнами (каналами) или сплошной бутовой полосой шириной до 5 м выделение метана из выработанного пространства в лаву не происходит т.е, $k_{в.л} = 0$.

Если для поддержания вентиляционной выработки выкладывается сплошная бутовая полоса шириной более 5 м, то $k_{у.л}$ в зависимости от ее ширины принимается по табл. 3.9.

Таблица 3.9

Значение $k_{у.л}$ в зависимости от $b_{л}$

$b_{л}, м$	6-7	7-9	9-12	12-16	более 16
$k_{у.л}, доли ед.$	0,3-0,4	0,4-0,5	0,5-0,7	0,7-6,9	1,0

3.3.2. По фактической газообильности

3.3.2.1. Определение фактической газообильности очистных выработок и выемочных участков

Среднее фактическое газовыделение в очистной выработке при обособленном проветривании рассчитывается по формуле

$$\bar{I}_{оч.ф} = \bar{I}_{оч.ф} - \bar{I}_{п.с.} - \bar{I}_{оч.п}, \quad (3.65)$$

где $\bar{I}_{оч.ф}$ — средний расход газа в вентиляционной выработке на расстоянии 15-20 м от очистного забоя, $м^3/мин$;

$\bar{I}_{п.с.}$ — средний расход газа в выработке с подсвежающей струей (при схемах проветривания с подсвежением) в 15-20 м перед очистным забоем, $м^3/мин$;

$\bar{I}_{оч.п}$ — средний расход газа, поступающего в очистную выработку со свежей струей воздуха, $м^3/мин$;

$$\bar{I}_{оч.п} = 0,01 Q_{оч} C_0 \quad (3.66)$$

$Q_{оч}$ — средний расход воздуха в вентиляционной выработке на расстоянии 15-20 м от очистного забоя, $м^3/мин$;

C_0 — средняя концентрация газа, поступающего на выемочный участок со свежей струей воздуха, %.

Примечание. Здесь и далее под газом подразумевается как метан, так и углекислый газ.

При последовательном проветривании очистных выработок $\bar{I}_{оч. ф}$ рассчитывается по формуле

$$\bar{I}_{оч. \phi} = \bar{I}_{оч. \phi} - \bar{I}_{оч. п} - \bar{I}_{п.с} \quad (3.67)$$

где $\bar{I}_{оч. п}$ — средний расход газа, поступающего в данную очистную выработку из другой очистной выработки этого же выемочного участка, м³/мин; $\bar{I}_{оч. п}$ определяется по результатам измерений на вентиляционном штреке в 15-20 м перед последовательно проветриваемой лавой.

Среднее фактическое газовыделение в выработки выемочного участка определяется по формуле

$$\bar{I}_{оч. \phi} = \bar{I}'_{уч. \phi} - \bar{I}'_{уч. п} - \bar{I}_{уч. о} \quad (3.68)$$

где $\bar{I}'_{уч. \phi}$ — средний расход газа в исходящей из выемочного участка вентиляционной струе на расстоянии 15-20 м от ходка (уклона, квершлага), м³/мин;

$\bar{I}'_{уч. п}$ — средний расход газа, поступающего на выемочный участок с подсвежающей струей воздуха, м³/мин;

$\bar{I}_{уч. о}$ — средний расход газа, поступающего на выемочный участок со свежей струей воздуха, м³/мин.

При определении фактической углекислотообильности очистных выработок и выемочных участков по формулам (3.65), (3.66) и (3.68) средний расход газа, поступающего к очистную выработку ($\bar{I}_{оч. п}$), на выемочный участок с основной струей воздуха ($\bar{I}_{уч. п}$) и подсвежающей струей ($\bar{I}_{уч. п}$), определяется по формуле

$$\bar{I}_{i.o} = 0,01 (C_a \sum_{i=1}^{n_B} Q_i) / n_B \quad (3.69)$$

где C_a — концентрация углекислого газа в атмосферном воздухе на поверхности шахты, %;

Q_i — расход воздуха при отдельных измерениях, м³/мин; при расчете $\bar{I}_{оч. о}$ принимается равным $Q_{оч}$, при расчете $\bar{I}_{уч. о} - Q_{уч.}$, а при расчете $\bar{I}_{уч. п} - Q_{уч. п}$,

n_B — число измерений расхода воздуха за месяц.

Средняя абсолютная метанообильность выемочного участка рассчитывается по формуле

$$\bar{I}_{уч.} = \bar{I}_{уч. \phi} + 0,835 \bar{I}_{д.с} + 0,451 \bar{I}_{д.п} + \bar{I}_{д.в} + \bar{I}_{д.пл} + \bar{I}_{и.от}, \quad (3.70)$$

где 0,835 и 0,45 — коэффициенты, учитывающие влияние дегазации на увеличение расхода капируемого метана соответственно подземными скважинами и скважинами, пробуренными с поверхности;

$\bar{I}_{д.с} + \bar{I}_{д.п} + \bar{I}_{д.в} + \bar{I}_{д.пл}$ — средние расходы метана, капируемого дегазационной установкой соответственно из сближенных пластов подземными и поверхностными скважинами, выработанного пространства и разрабатываемого пласта, м³/мин; определяются в соответствии с методикой, изложенной в Инструкции по контролю состава рудничного воздуха, определению газообильности и установлению категории шахт по метану;

$\bar{I}_{и.от}$ — средний расход метана, отводимого по трубопроводу или неподдерживаемой выработке за пределы выемочного участка, м³/мин;

$$\bar{I}_{и.от} = \bar{I}_{к.см1} - \bar{I}_{к.см2} \quad (3.71)$$

$\bar{I}_{к.см1} - \bar{I}_{к.см2}$ — средний расход газа в 15-20 м за и перед камерой смешения, м³/мин.

Средний расход газа в пункте измерений определяется по формуле

$$\bar{I}_i = \left(\sum_{i=1}^{n_{KB}} I_i \right) / n_{KB} \quad (3.72)$$

где I_i — расход газа в i -м пункте при отдельных измерениях, м³/мин;

n_{KB} — число определений I_i за квартал (месяц).

Расход газа, проходящего в пункте при каждом измерении определяется по формуле

$$I_i = 0,01 Q_i C_i \quad (3.73)$$

где Q_i — расход воздуха в i -м пункте измерений, м³/мин;

C_i — концентрация газа в воздухе в пункте измерений, % /

При использовании измерений концентрации газа переносными приборами средний расход газа, проходившего в пункте измерений в течение месяца, определяется по формуле (3.74), а при использовании телеинформации — по формуле (3.75)

$$\bar{I}_{Mi} = 0,01 \left(\sum_{i=1}^{n_B} Q_{Ki} \right) / n_{KB} \cdot \left(\sum_{i=1}^{n_n} C_{nj} \right) / n_n \quad (3.74)$$

$$\bar{I}_{Mi} = 0,01 \left(\sum_{i=1}^{n_B} Q_{Ki} \right) / n_B \cdot \left(\sum_{i=1}^{n_m} C_{mj} \right) / n_m \quad (3.74)$$

где Q_{Ki} — расход воздуха в пункте измерений, м³/мин;

C_{nj} — среднесуточная концентрация газа по измерениям переносными приборами, %;

n_n — число определений среднесуточной концентрации переносными приборами за месяц;

C_{mj} — среднесуточная концентрация метана по данным телеинформации, выдаваемой аппаратурой АГК, %;

n_m — число определений среднесуточной концентрации по данным аппаратуры АГК за месяц.

Примечание. При использовании телеинформации о расходе воздуха с записью на самопишущем приборе в формулу (3.75) подставляется средний расход воздуха по данным телеизмерений за сутки.

Значения Q_{Ki} берутся из формы 2 «Вентиляционного журнала», значения C_{nj} — из «Книги замера метана...», а C_{mj} и Q_{Ki} — из «Журнала оператора АГК».

При отработке крутонаклонных и крутых пластов щитовыми агрегатами при определении фактической метанообильности полосы $l_{пол}$ и выемочного участка в формулы (3.74) и (3.75) подставляются значения концентрации газа, начиная с положения, когда щитовой забой находится от вентиляционного штрека на расстоянии не менее 0,5 $H_{эт}$ при проведении откаточного штрека по пласту и 0,6 $H_{эт}$ — по породе, где $H_{эт}$ — наклонная высота этажа, м.

3.3.2.2. Определение ожидаемого метановыделения очистной выработки и выемочного участка

Ожидаемое среднее метановыделение в очистной выработке ($\bar{I}_{оч}$, м³/мин) и на выемочном участке ($\bar{I}_{уч}$, м³/мин) определяется:

$$\bar{I}_{оч} = \bar{I}_{оч.ф} (L_{оч.р} / L_{оч.ф})^{0,4} (A_p / A_f)^{0,6} k_{с.р.} k_{г.р.} \quad (3.76)$$

$$\bar{I}_{уч} = \bar{I}_{уч.ф} (L_{оч.р} / L_{оч.ф})^{0,4} (A_p / A_f)^{0,6} k_{с.р.} k_{г.р.} \quad (3.77)$$

где $L_{оч.р}$ — длина очистной выработки, для которой рассчитывается ожидаемое метановыделение, м;

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

A_p — планируемая добыча угля, т/сут;

A_f — средняя добыча угля, при которой определялось фактическое метановыделение, т/сут;

$k_{с.р.}$ — коэффициент, учитывающий изменение системы

Разработки; рассчитывается по формулам, приведенным в табл. 3.10;

$k_{г.р.}$ — коэффициент, учитывающий изменение метано-обильности выработок с глубиной; при ведении работ на глубинах до 300 м ниже границы метановой зоны принимается равным единице при разности глубин разработки до 20 м, а при большой разности глубин определяется по формуле (3.78); при ведении работ на глубинах более 300 м ниже границы метановой зоны принимается равным единице при разности глубин разработки до 50 м, а при большей разности определяется по формуле (3.78)

$$k_{г.р.} = (x_{г.р.} - x_{о.г.}) / (x_{г.} - x_{о.г.}) \quad (3.78)$$

где $x_{г.р.}$ — природная метаноносность пласта на планируемой глубине разработки, м³/т с.б.м; принимается по карте газоносности пласта;

$x_{г.}$ — природная метаноносность пласта, мг/т с.б.м; принимается на глубине, для которой определено фактическое метановыделение, по карте газоносности пласта;

$x_{о.г.}$ — остаточная метаноносность угля, м³/т с.б.м; определяется для каменного угля и антрацитов с

$V^{daf} > 165$ мл/гс.б.м по табл. 3.1, а для антрацитов с $V^{daf} \leq 165$ мл/гс.б.м — по формуле (3.34), в которой $k_{\text{УДЗ}}$ принимается равным 1,0.

Таблица 3.10

Формулы для расчета $k_{\text{с.р}}$

Система разработки		Формулы для расчета коэффици- ента $k_{\text{с.р}}$
для которой определено фак- тическое метановыделение	для которой определяется ожидаемое метановыделение	
Сплошная	Столбовая, парные штреки (обратный ход)	$L_{оч-2b_{з.д}}$ $L_{оч}$
То же	Парные штреки (прямой ход) сплошная (коренная лава)	$L_{оч-2b_{з.д}}$ $L_{оч}$
Столбовая, парные штреки (обратный ход)	Сплошная	$L_{оч}$ $L_{оч-2b_{з.д}}$
То же	Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	$L_{оч-2b_{з.д}}$ $L_{оч-2b_{з.д}}$
Парные штреки (прямой ход), сплошная (коренная лава)	Сплошная	$L_{оч-2b_{з.д}}$ $L_{оч}$
То же	Столбовая,, парные штреки (обратный ход)	$L_{оч-2b_{з.д}}$ $L_{оч-2b_{з.д}}$
Комбинированная, один штрек пройден, а другой вслед за лавой в массиве угля	Сплошная (коренная лава), парные штреки (прямой ход)	$L_{оч-2b_{з.д}}$ $L_{оч}$
	Столбовая, парные	$L_{оч-2b_{з.д}}$

Примечание. 1. В приведенных формулах $b_{зд}$ — ширина условного пояса дренирования, м; принимается по табл. 3.5. 2.

При расчете $k_{с.р.}$ $L_{оч}$ — длина очистной выработки,

для которой определяется ожидаемое метановыделение.

При отработке пласта спаренными лавами с общей исходящей струей воздуха, когда расстояние между ними не превышает 15-20 м, т.е. когда невозможно определить фактическое метановыделение из каждой лавы по результатам измерений, ожидаемое метановыделение из двух лав определяется по формуле (3.79), а из каждой лавы — по формулам (3.80) и (3.81)

$$I_{оч.р (1+2)} = I_{оч.ф (1+2)} \cdot \frac{(I_{оч.р1} + I_{оч.р2})^{0,4}}{(I_{оч.1} + I_{оч.2})} \cdot \frac{(A_{р1} + A_{р2})^{0,6}}{(A_1 + A_2)} \cdot k_{с.р} k_{г.р}; \quad (3.79)$$

$$I_{оч.р1} = I_{оч.р (1+2)} \frac{A_{р1} + k_{о.у.г}}{A_{р1} + A_{р2}} \quad (3.80)$$

$$I_{оч.р2} = I_{оч.р (1+2)} \frac{A_{р2} + k_{о.у.г} + A_{р1}(1 - k_{о.у.г})}{A_{р1} + A_{р2}} \quad (3.81)$$

где $I_{оч.ф (1+2)}$ — среднее фактическое метановыделение из двух лав, $м^3/мин$;

$A_{р1}$, $A_{р2}$ — планируемая нагрузка на очистной забой соответственно первой и второй лавы, т/сут. Первой считается лава, расположенная по восстанию от выработки с исходящей струей воздуха при выемке пласта по простиранию, а при выемке пласта по восстанию (падению) — расположенная справа от выработки с исходящей струей воздуха, если смотреть по ходу вентиляционной струи;

$k_{о.у.г}$ — коэффициент, учитывающий изменение метанообильности лавы за счет выделения метана из отбитого угля, транспортируемого по выработкам участка, доли ед.; принимается равным 1,0, когда отбитый уголь транспортируется по своим бортовым выработкам; равным 0,87, когда уголь из одной лавы транспортируется по бортовой выработке другой лавы или по центральной выработке с исходящей струей и когда уголь из двух лав транспортируется по выработке с исходящей струей воздуха.

При отработке крутонаклонных и крутых пластов щитовыми агрегатами типа АШ, АНЩ принимается, что

$$I_{оч} = I_{пол}$$

При определении ожидаемой метанообильности по природной метаноносности угольных пластов среднее абсолютное

метановыделение из очистной выработки ($I_{оч}$, м³/мин) рассчитывается по формуле

$$I_{оч} = \frac{A_{оч} q_{оч.p}}{1440} \quad (3.82)$$

где $A_{оч}$ — среднесуточная добыча из очистной выработки (выемочного участка), т;

$$I_{оч} = I_{оч} v_{оч} m_{в.у.к.и} \quad (3.83)$$

$I_{оч}$ — длина очистного забоя, для которого рассчитано (рассчитывается) ожидаемое метановыделение

$q_{оч}$, м; принимается по проекту;

$v_{оч}$ — скорость подвигания очистного забоя, м/сут;

u — плотность угля, т/м³;

$k_{и}$ — коэффициент извлечения угля, доли ед.; принимается по проекту.

Для расчета среднего абсолютного метановыделения на выемочном участке ($I_{уч}$, м³/мин) и из выработанного пространства ($I_{в.п.}$, м³/мин) на участке в формулу (3.82) подставляется соответственно

$q_{оч}$ или $q_{в.п.}$.

3.4. Прогноз метанообильности шахты

3.4.1. По метаноносности угольных пластов

Метанообильность шахты определяется как суммарное метановыделение горных выработок шахтопласта ($q_{шп}$, м³/т) по формуле

$$\sum_{i=1}^{n_{шп}} q_{шпi} A_{шпi} \sum_{j=1}^{n_{шп}} (100 - A_{зj}) \quad (3.84)$$

$$q_{шпi} = \frac{\sum_{j=1}^{n_{шп}} q_{шпj} A_{шпj}}{\sum_{j=1}^{n_{шп}} A_{шпj}} \cdot \frac{\sum_{j=1}^{n_{шп}} (100 - A_{зj})}{\sum_{j=1}^{n_{шп}} (100 - A_{зj})}$$

$$\sum_{i=1}^{n_{шп}} q_{шпi} A_{шпi} \sum_{j=1}^{n_{шп}} (100 - A_{зj})$$

где $q_{ш}$ — относительная метанообильность шахты, м³/т;

$q_{шni}$ — относительная метанообильность выработок i -го

шахтопласта, м³/т;

A_{3i} — зольность угля i -го пласта, %;

$A_{3,гi}$ — зольность горной массы при разработке i -го пласта, %.

Относительная метанообильность выработок i -го шахтопласта определяется по формуле

$$q_{шпi} = \frac{\sum_{i=1}^{n_{уч}} (q_{учi} \cdot A_{учi} + k_{см} q_{учi}) + 1440 [\sum I_n (1 + k_{см}) + \sum I_{пог} + \sum I_{мон}]}{A_{шп}} + \sum q_{под} \quad (3.85)$$

где $n_{уч}$ — число одновременно действующих участков в пределах шахтопласта;

$q_{учi}$ — относительная метанообильность i -го выемочного участка, м³/т; определяется в соответствии с подразделом 3.3;

$A_{учi}$ — среднесуточная добыча из выемочного участка, т;

$k_{см}$ — коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанных пространств ранее отработанных этажей (горизонтов), доли ед.;

$\sum I_n$ — метановыделение из тупиковых выработок, проводимых за пределами выемочных участков, м³/мин; I_n определяется в соответствии с подразделом 3.2;

$\sum I_{пог}$ — метановыделение из одновременно погашаемых выемочных участков, м³/мин; принимается для каждого выемочного участка в размере 50% от метановыделения действующего выемочного участка;

$\sum I_{мон}$ — метановыделение из монтажных выработок

м³/мин; определяется как $I_{пов}$ для остановленных выработок;

$\sum q_{под}$ — метановыделение в поддерживаемые транспортные выработки из отбитого угля за пределами выемочных участков, м³/т; $q_{под}$ определяется по формуле (3.41).

Значение коэффициента $k_{см}$ принимается равным 0,25 в случае, когда вентиляционная выработка пройдена по антрацитовому пласту, имеющему сближенные пласты (спутники), если примыкает к выработанному пространству ранее отработанных этажей (горизонтов), $k_{см}$ принимается равным 0,35.

3.4.2. По фактической метанообильности

Средний расход газа в исходящих из шахты вентиляционных струях определяется по формуле

$$\bar{I}_{исх} = (0,1 \sum_{i=1} Q_{исхi} / П_{КВ}) C$$

где $Q_{исхi}$ — расход воздуха в исходящей из шахты вентиляционной струе в пункте измерения, м³/мин;

$\bar{C}$ — средняя концентрация метана в исходящей из шахты вентиляционной струе за три месяца, %; определяется по формуле:

$$\bar{C} = (\sum_{i=1}^{П_{П}} C_{mi} + \sum_{j=1}^{П_{Т}} C_{mj}) / (П_{П} + П_{Т})$$

где C_{mi} — концентрация газа в исходящей струе по данным горных мастеров участка ВТ Б, %;

C_{mj} — среднесуточная концентрация метана по данным телеинформации, выдаваемой аппаратурой

АГК, %;

$П_{П}$ — число определений концентрации газа за три месяца;

$П_{Т}$ — число определений среднесуточной концентрации метана по данным аппаратуры АГК за три месяца.

4. ПРОГНОЗ УГЛЕКИСЛООБИЛЬНОСТИ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Ожидаемая углекислотообильность горных выработок для проектируемых и новых горизонтов действующих шахт определяется по степени метаморфизма угля, а для действующих шахт — по фактической углекислотообильности выработок данного шахтопласта.

Для расчета ожидаемой углекислотообильности по степени метаморфизма необходимые исходные данные предоставляются в соответствии с подразделами 1.1 и 3.1.

Фактическая углекислотообильность горных выработок определяется по методике, изложенной в пункте 3.3.2.

4.1. Прогноз углекислотообильности тупиковых выработок

4.1.1. По степени метаморфизма угля

Абсолютная углекислотообильность тупиковых выработок определяются интенсивностью выделения углекислого газа из обнаженных поверхностей угля.

Для шахт, разрабатывающих каменные (кроме высокометаморфизованных антрацитов) и бурые угли, при обнажении пласта на полную мощность ожидаемое выделение углекислого газа в равномерно подвигающиеся и остановленные тупиковые выработки определяется по формуле

$$I_{н.уг} = 0,58 \cdot 10^{-2} \cdot 25 k_{т.м} k_{н.с} m_n v_n (T^{0,75}_{в.с} - T^{0,75}_{ост}) \quad (4.1)$$

где $\bar{u}_{25}$ — константа, характеризующая химическую активность угля на данном горизонте по отношению к кислороду воздуха, см³/г.ч;

$k_{T.M}$, $k_{n.c}$ — коэффициенты, учитывающие влияние на

выделение углекислого газа температуры массива угля на глубине проведения выработки и петрографического состава угля; определяются по формулам

$$k_{T.M} = \exp(0,025 (t_n - 25)); \quad (4.2)$$

$$k_{n.c} = 0,54 + 6,47/(F+1), \quad (4.3)$$

где t_n — температура пород на глубине проведения выработки, °С;

F — содержание в угле компонентов группы фюзинита, %;

m_n — полная мощность угольных пачек пласта, м;

v_n — скорость подвигания забоя тупиковой выработки, м/сут;

$T_{в,с}$ — время существования выработки, сут;

$T_{ост}$ — время, прошедшее с момента остановки выработки (для проводимых выработок $T_{ост}=0$), сут.

При обнажении пласта выработкой на неполную мощность в формулу (4.1) вместо t_p подставляется значение полупериметра выработки по углю.

Константа $\bar{u}_{25}$ принимается по каталогам пластов, склонных к самовозгоранию.

При стадиях метаморфизма углей от Ш2 до IV3 при степени окисленности менее 9% значение константы может быть определено по данным петрографического анализа угля

$$\bar{u}_{25} = 7,7 \cdot 10^{-3} (1 + 3,6 \cdot 10^{-2} F + 8,31 \cdot 10^{-3} F^2), \quad (4.4)$$

а при большей окисленности

$$\bar{u}_{25} = 2,65 \cdot 10^{-3} (1 + 5,55 \cdot 10^{-2} F + 3,66 \cdot 10^{-3} F^2). \quad (4.5)$$

Для шахт, разрабатывающих высокометаморфизованные антрацитовые пласты, ожидаемое выделение углекислого газа определяется по формуле

$$I_{n.уг} = 2L_n m_n \Gamma'_{уд.уг} k_{вод} \quad (4.6)$$

где L_n — длина тупиковой выработки, м;

$\Gamma_{уд.уг}$ — удельное выделение углекислого газа с обнаженной поверхности пласта в тупиковой выработке, м³/(мин*м²);

$$\Gamma_{уд.уг} = (9 \cdot 10^4 \rho - 0,7) 10^{-5} \quad (4.7)$$

$k_{вод}$ — коэффициент, учитывающий выделение углекислого газа из подземных вод; принимается для выработок, проводимых на откаточных горизонтах, равным 1,45, а на вентиляционных — 1,17.

4.1.2. По фактической углекислотообильности

Ожидаемое выделение углекислого газа в тупиковые выработки рассчитывается по фактической углекислотообильности выработок данного шахтопласта.

Для шахт, отрабатывающих бурые угли, ожидаемое выделение углекислого газа в тупиковые выработки определяется по формуле

$$\bar{I}_{n,уг} = 0,25 \bar{I}_{n,уг.ф} (3 + l_{n.p} / l_n) , \quad (4.8)$$

где $\bar{I}_{n,уг.ф}$ — среднее фактическое выделение углекислого газа в действующую тупиковую выработку, м³/мин;

$$\bar{I}_{n,уг.ф} = \Sigma \bar{I}_{n,уг.i} / n_B \quad (4.9)$$

$l_{n.p}$ — проектная длина тупиковой выработки, для которой

ведется расчет ожидаемого газовыделения, м;

l_n — средняя длина действующей выработки за период, в

течение которого измерялось газовыделение, м;

$$l_n = \Sigma l_{ni} / n_B \quad (4.10)$$

l_{ni} — длина действующей выработки при отдельных замерах расхода воздуха и содержания газа, м. Значение $\bar{I}_{n,уг.i}$ определяется по формуле

$$\bar{I}_{n,уг.i} = 0,01 Q_{ni} (C - C_a), \quad (4.11)$$

где Q_{ni} — расход воздуха в тупиковой выработке в 10-15 м

от ее устья, м³/мин;

C, C_a — концентрация газа соответственно в исходящей из выработки вентиляционной струе и в поступающей струе перед ВМП, %; значение C определяется по данным горных мастеров участка ВТБ, а C_a принимается равным концентрации углекислого газа в атмосферном воздухе на поверхности шахты.

При отработке каменных углей ожидаемое выделение углекислого газа определяется по формуле

–

$$\bar{I}_{n,уг} = \bar{I}_{n,уг.ф} (l_{n.p} / l_n)^{0,75} \quad (4.12)$$

4.2. Прогноз углекислотообильности выемочных участков

4.2.1. По степени метаморфизма угля

Средняя углекислотообильность выемочного участка ($I_{уч.уг}$, м³/мин) определяется как сумма газовыделений из очистного забоя ($I_{оч.уг}$, м³/мин) и из выработанного пространства ($I_{в.п.уг}$, м³/мин) с учетом газовыделения из подземных вод по формуле

$$I_{уч.уг} = k_{вод} (I_{оч.уг} + I_{в.п.уг}) \quad (4.13)$$

где $k_{\text{вод}}$ — коэффициент, учитывающий выделение углекислого газа из подземных вод; принимается равным 1,22 для шахт, разрабатывающих высокометаморфизованные антрациты, и 1,0 — для остальных шахт.

Для шахт, разрабатывающих каменные и бурые угли, среднее выделение углекислого газа из очистного забоя

($I_{\text{оч.уг}}$, м³/мин) и из выработанного пространства ($I_{\text{в.п.уг}}$, м³/мин) определяется по формулам:

$$I_{\text{оч.уг}} = 6,1 \cdot 10^{-3} \cdot \bar{u}_{25} \cdot k_{\text{т.м}} \cdot k_{\text{п.с}} \cdot l_{\text{оч}} \cdot m_{\text{в}} \cdot v_{\text{оч}}^{0,25} \quad ; \quad (4.14)$$

$$I_{\text{в.п.уг}} = 15,6 \cdot 10^{-6} \cdot \bar{u}_{25} \cdot k_{\text{т.м}} \cdot k_{\text{п.с}} \cdot l_{\text{оч}} \cdot k_{\text{ин}} \cdot l_{\text{оч}} \cdot m_{\text{в}} \cdot k_{\text{э.п}} \cdot v_{\text{оч}}^{0,25} \cdot l_{\text{в.п}}^{0,75} \quad (4.15)$$

где $k_{\text{ин}}$ — коэффициент, учитывающий интенсивность проветривания выработанного пространства;

$$k_{\text{ин}} = 1 + 120 \cdot v_{\text{ср}}^2 \cdot \exp(-5 \cdot v_{\text{ср}}); \quad (4.16)$$

$l_{\text{оч}}$ — длина очистного забоя, м;

$v_{\text{оч}}$ — скорость подвигания очистного забоя, м/сут;

$v_{\text{ср}}$ — скорость воздуха в выработанном пространстве, м/мин;

$k_{\text{э.п}}$ — эксплуатационные потери угля в пределах выемочного участка, %; определяются по проекту;

$l_{\text{в.п}}$ — размер выработанного пространства, примыкающего к забою по простиранию (падению) пласта, из которого углекислый газ выделяется в вентиляционную выработку, м.

Значение $l_{\text{в.п}}$ при сплошной системе разработки с обрушением кровли принимается равным длине выемочного поля (участка), но не более 500-700 м, при столбовой системе разработки с прямоточной схемой проветривания — равным половине длины выемочного поля (участка), а при возвратноточной схеме - 80 м.

Средняя скорость воздуха в пределах проветриваемой зоны для расчета коэффициента $k_{\text{ин}}$ определяется по формуле

$$v_{\text{ср}} = (60 \cdot v_{\text{max}} \cdot S_{\text{оч min}} \cdot (k_{\text{ут.в}} - 1)) / (k_{\text{ут.в}} \cdot l_{\text{в.п}} \cdot m_{\text{в.пр}}), \quad (4.17)$$

где v_{max} — максимально допустимая ПБ скорость воздуха в

очистной выработке, м/с;

$S_{\text{оч min}}$ — минимальная площадь поперечного сечения при-

забойного пространства очистной выработки в свету, м²; определяется в соответствии с разделом 6;

$k_{\text{ут.в}}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через

выработанное пространство в пределах выемочного участка; принимается в соответствии с рекомендациями, приведенными в разделе 6.

Для шахт, разрабатывающих высокометаморфизованные антрацитовые пласты с показателем степени метаморфизма $I_{qr} \leq 2,5$, среднее выделение углекислого газа из очистного забоя и выработанного пространства определяется по формулам

$$I_{оч.уг} = I_{уд.уг} I_{оч} m_v k_{д.оч} k_{в.у} ; \quad (4.18)$$

$$I_{в.п.уг} = (I_{оч} m_v I_{в.п}) / (3 \cdot 10^4 \lg \rho + 1,9 I_{оч} m_v I_{в.п}) \quad (4.19)$$

где $I_{уд.угю}$ — удельное выделение углекислого газа с обнаженной поверхности в очистном забое, $м^3/(\text{мин} \cdot м^2)$;

$$I_{уд.угю} = (5,51 \lg \rho + 12,4) \cdot 10^{-4} \quad (4.20)$$

$k_{д.оч}$ — коэффициент, учитывающий производительность забоя;

$$k_{д.оч} = 0,45 \cdot 10^{-3} A_{оч} + 0,85; \quad (4.21)$$

$A_{оч}$ — среднесуточная добыча из очистной выработки, т;

$k_{в.у}$ — коэффициент, учитывающий способ выемки угля;

принимается при машинной выемке равным 1,0; при выемке с применением ВВ — 1,8;

$I_{в.п}$ — размер выработанного пространства, прилегающего

к забою по простиранию (падению) пласта, м; принимается равным длине выемочного поля (участка);

$\lg \rho$ — логарифм удельного электрического сопротивления угля; принимается по данным геологоразведочных организаций, а при их отсутствии ориентировочно может быть определен по формуле

$$\lg \rho = 2,6 \cdot 10^{-2} V_{об}^{daf} - 1,4 \quad (4.22)$$

где $V_{об}^{daf}$ — объемный выход летучих, мл/г с.б.м.

Нагрузка на выемочный участок (очистной забой) в условиях углекислотообильных шахт газовым фактором не ограничивается.

4.2.2. По фактической углекислотообильности

Фактическая углекислотообильность горных выработок определяется по методике, приведенной в подразделе 3.3.

Для шахт Приднепровского буроугольного бассейна фактическая углекислотообильность горных выработок определяется по данным наблюдений, выполненных при стабильном атмосферном давлении. Ожидаемая углекислотообильность очистных выработок и выемочных участков принимается равной фактической.

Для шахт, разрабатывающих высокометаморфизованные антрациты, она определяется по формулам (4.23) и (4.24), а для прочих условий — по формулам (4.25) и (4.26).

$$\bar{I}_{оч.уг} = \bar{I}_{оч.уг.ф} ((0,001 A_p + 1,9) / (0,001 A_{ф} + 1,9)) ; \quad (4.23)$$

$$\bar{I}_{уч.уг} = \bar{I}_{уч.уг.ф} ((0,001 A_p + 1,9) / (0,001 A_{ф} + 1,9)) ; \quad (4.24)$$

$$\bar{I}_{оч,уг} = \bar{I}_{оч,уг.ф} ((A_p)/A_f)^{0,25} ; \quad (4.25)$$

$$\bar{I}_{уч,уг} = \bar{I}_{уч,уг.ф} ((A_p)/A_f)^{0,25} ; \quad (4.26)$$

4.3. Прогноз углекислотообильности шахты

4.3.1. По степени метаморфизма угля

Средняя ожидаемая углекислотообильность шахты определяется по формуле

$$\bar{I}_{ш.уг} = \sum_{i=1}^{n_{шп}} \bar{I}_{шп.уг i}, \quad (4.27)$$

где $\bar{I}_{шп.уг i}$ — средняя углекислотообильность выработок шахтопласта, м³/мин; она определяется по формуле

$$\bar{I}_{шп.уг i} = \bar{I}_{уч.уг} + \sum \bar{I}_{п.уг} + \sum \bar{I}_{з.у}, \quad (4.28)$$

где $n_{шп}$ — число шахтопластов;

$\sum \bar{I}_{уп.уг}$ — среднее выделение углекислого газа на выемочных участках шахтопласта, м³/мин;

$\sum \bar{I}_{п.уг}$ — среднее выделение углекислого газа из тупиковых выработок, проветриваемых за пределами выемочных участков, м³/мин;

$\bar{I}_{з.у}$ — среднее выделение углекислого газа за пределами выемочных участков, м³/мин;

$$\bar{I}_{з.у} = k_{СТ} \sum \bar{I}_{уч.уг}, \quad (4.29)$$

$k_{СТ}$ — коэффициент, учитывающий выделение углекислого газа за пределами выемочных участков из ранее отработанных этажей (горизонтов); принимается равным 1,8 для шахт, отрабатывающих высокометаморфизованные антрацитовые пласты; 2,0 — для шахт Приднепровского бурогоугольного бассейна ; и 1,0 — для остальных шахт.

4.3.2. По фактической углекислотообильности

Средняя углекислотообильность шахты ($\bar{I}_{ш.уг}$, м³/мин) определяется по формуле

$$\bar{I}_{ш.уг} = (0,01 \sum_{i=1}^{n_{KB}} Q_{исх i}) (\dot{C}-Ca) / n_{KB}, \quad (4.30)$$

где $Q_{исх\ i}$ — расход воздуха в исходящей из шахты вентиляционной струе в пункте измерений, $м^3/мин$;

$\bar{C}$ — средняя концентрация углекислого газа в исходящей из шахты вентиляционной струе за три месяца, %; она определяется по формуле

$$\bar{C}_{ш.уг} = \left(\sum_{i=1}^{n_n} C_{n\ i} \right) / n_n, \quad (4.31)$$

где $C_{n\ i}$ — концентрация углекислого газа в исходящей струе по данным горных мастеров участка ВТБ, %;

n_n — число определений концентрации углекислого газа за три месяца;

C_a — содержание углекислого газа в атмосферном воздухе на поверхности шахты, %;

$n_{кв}$ — число измерений расхода воздуха за три месяца.

5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОВЕТРИВАНИЯ СТВОЛОВ И ТУПИКОВЫХ ВЫРАБОТОК

5.1. Схемы проветривания стволов и тупиковых выработок

5.1.1. Схемы проветривания стволов

В период проходки и крепления устья ствола, когда основная проходческая рама еще не уложена и ствол не перекрыт, допускается проветривание за счет диффузии до глубины 10 м. После возведения основной проходческой рамы и устройства нулевой площадки организуется искусственное проветривание ствола по схемам, приведенным на рис. 5.1.

В качестве основного способа проветривания рекомендуется нагнетательный по схеме на рис. 5.1 а.

Нагнетательно-всасывающий способ проветривания по схеме на рис. 5.1б может применяться при больших диаметрах стволов (от 6 до 9 м), так как при этом способе необходимо пропускать через подвесной полук два трубопровода. При малых диаметрах стволов это выполнить в большинстве случаев невозможно.

Проветривание одиночных стволов можно осуществлять по схеме, приведенной на рис. 5.1 в. При этом основная часть ствола проветривается с помощью вентилятора, установленного на поверхности у устья скважины, пробуренной параллельно стволу и соединяемой со стволом сбойками, а тупиковая часть — с помощью ВМП, установленного на полке в стволе выше сбойки. При проведении новых сбоек выше них сооружаются полки для установки ВМП, а старые сбойки изолируются перемычками. Достоинством этой схемы является возможность проветривания стволов практически на любую глубину. Однако эти схемы сложны и требуют дополнительных затрат на бурение скважин.

При бурении стволов (скважин) проветривание участков, освобожденных от промывочной жидкости, должно осуществляться по схемам, приведенным на рис. 5.1 или 5.2, в зависимости от возможности расположения вентиляционных труб или буровых труб малого диаметра.

Расстояние от конца вентиляционных труб до забоя ствола (зеркала промывочной жидкости) не должно превышать 8 м

Рис. 5.1. Схемы проветривания вертикальных стволов: а — при нагнетательном способе; б, в — при комбинированных способах.

Рис. 5.2. Схема проветривания ствола (скважины) с помощью водокольцевой воздухоподувки: 1 — водокольцевая воздуходувка ГРМК (ВК-25); 2 — бак-водоотделитель; 3 — водопроводные трубы с вентилями для регулировки водоснабжения воздуходувки; 4 — воздухопроводные трубы с запорно-регулирующей аппаратурой; 5 — замерное устройство; 6 — став стальных труб диаметром 150 мм; 7 — ствол (скважина)

в стволах с газовым режимом и 12 м в стволах, не переведенных на газовый режим.

Проветривание стволов при их углубке осуществляется нагнетательным способом.

Углубка стволов полным сечением сверху вниз может осуществляться с поверхности рабочего или углубочного горизонтов. В соответствии с этим и принимается определенная схема проветривания (рис. 5.3). ВМП для проветривания стволов могут устанавливаться в ходке зумпфа, на рабочем или углубочном горизонтах. Исходящая струя из углубляемого ствола может отводиться через ходок к вентиляционному стволу или по трубопроводу, соединяющему углубляемый ствол с выработками с исходящей струей.

При углубке ствола путем расширения гезенка, предварительно пройденного в сечении ствола, проветривание осуществляется по схеме рис. 5.4. На негазовых шахтах движение воздуха по углубляемому стволу может быть принято нисходящим.

При углубке воздухоподающего ствола углубляемая часть перекрывается герметичным полком, к нему присоединяется трубопровод, по которому исходящая струя воздуха из углубляемой части ствола отводится в исходящую струю шахты или отсасывается вентилятором, установленным на поверхности у устья ствола.

При переоснащении стволов к армированию и второму периоду строительства, а также во время армирования должно осуществляться проветривание ствола на всю глубину, включая и зумпф.

С этой целью к началу выполнения указанных работ между сдвоенными стволами или стволами с параллельном скважиной должна быть завершена проходка сбойки. Проветривание стволов до сбойки осуществляется за счет общешахтной депрессии, а ниже нее (зумпфовая часть) — с помощью ВМП. При заполнении зумпфа водой часть ствола между сбойкой и зеркалом воды допускается проветривать за счет диффузии на глубину до 8 м.

При выполнении работ по армированию одиночного ствола его проветривание осуществляется с помощью вентиляционной установки, расположенной на поверхности и нагнетающей воздух по трубопроводу (по схеме на рис. 5.1 а). Расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя пройденного ствола (с зумпфовой частью) или до зеркала воды должно

Рис. 5.3. Схемы проветривания стволов при углубке полным сечением сверху вниз под предохранительным полком или породным целиком: а — с поверхности; б — с рабочего

горизонта; в — с углубочного горизонта

Рис. 5.4. Схема проветривания ствола при углубке путем расширения до начального сечения предварительно пройденного гезенка.

быть не более 8 м в стволах с газовым режимом и 12 м в стволах, не переведенных на газовый режим.

Проветривание ствола или выработки, проходка которых производится в кессоне, осуществляется сжатым воздухом, поступающим от компрессорной установки для кессонных работ.

Отработанная струя из рабочей зоны кессона удаляется за счет избыточного давления через воздухоотводящий клапан, который периодически открывается непосредственно в выработку.

Для обеспечения полноты забора отработанного воздуха из кессонной камеры сифонные трубы, присоединенные к воздухоотводящему клапану, должны заканчиваться гибкой насадкой, обеспечивающей удаление загрязненного воздуха по всему контуру рабочей зоны.

Проветривание выработки вне кессона осуществляется с помощью ВМП нагнетательным способом. Исходящая струя удаляется непосредственно по выработке. С целью очистки воздуха от загрязнений всасывающий трубопровод компрессора должен быть оборудован фильтром.

Компрессорная установка и конец всасывающего трубопровода должны располагаться на таком расстоянии от ствола, чтобы исключалось попадание в компрессор исходящей струи воздуха из ствола (не ближе 20 м от его устья).

В компрессорной установке должен быть предусмотрен влагомаслоотделитель, обеспечивающий очистку поступающего в кессонную камеру воздуха от паров масел, влаги и акролеина.

При организации ступенчатого водоотлива в глубоких стволах оборудуются промежуточные насосные камеры с одним выходом в ствол. В стволах, не переведенных на газовый режим, промежуточные насосные камеры длиной до 10 м могут проветриваться за счет диффузии. При большей длине камеры проветривание ее осуществляется вентилятором, установленным в камере у ее устья. К всасу и нагнетающей стороне вентилятора подсоединяются трубопроводы. Всасывающий трубопровод выводится в ствол на 0,30-0,35 м от его крепи, а нагнетательный прокладывается к забою камеры. При этом конец всасывающего трубопровода выводится в таком месте ствола, чтобы к нему не поступала исходящая струя из камеры.

В случаях большого выделения тепла, а также при выделении метана в камеру, проветривание ее должно осуществляться с помощью ВМП, установленного на поверхности у ствола или в сбойке между стволами (между стволом и скважиной). Кровлю камеры следует выполнять с небольшим подъемом к стволу.

-

Рис. 5.5. Схема проветривания башенного копра при проходке ствола: 1-2 — вентилятор и трубопровод для проветривания ствола; 3, 4 — вентилятор и короб для образования воздушной завесы; 5-6 — трубопровод и вентилятор отсасывающей установки; 7 — кожух для укрытия проходческого оборудования; 8 — вентилятор для обдува электроприводов.

Для предотвращения скоплений метана в помещении башенного копра, где при проходке стволов сосредоточено проходческое оборудование, рекомендуется схема проветривания, представленная на рис. 5.5.

Сущность схемы состоит в отводе за пределы башенного копра исходящей струи воздуха из ствола и в обеспечении искусственного проветривания здания копра у проходческого оборудования.

Для предупреждения поступления в помещение башенного копра метановоздушной смеси (МВС) устье ствола перекрывается воздушной завесой, создаваемой с помощью вентилятора (3) и коробов (4) со щелевыми окнами, направленными к оси ствола.

При выборе вентиляторов отсасывающей установки (6) необходимо учитывать, что его подача должна быть не менее суммарной подачи двух вентиляторов: нагнетающего воздух к забою ствола (1) и создающего в устье ствола воздушную завесу (3). При этом должна также учитываться величина подсосов воздуха через нулевую площадку, составляющая 10-15% суммарной подачи вентиляторов.

С целью предотвращения скоплений метана у электроприводов проходческого оборудования схемой предусматривается постоянный воздухообмен и в здании копра. Обеспечивается это с помощью ВМП (8), установленных в проемах наружных стен копра и нагнетающих воздух под кожули (7), которыми закрываются электроприводы работающих машин и механизмов.

В зависимости от схемы вскрытия шахтного поля вентиляционные сбойки могут иметь различную длину, что и предопределяет схему их проветривания.

Сбойки, соединяющие центрально-сдвоенные стволы, и сбойки между центрально-отнесенными стволами проветриваются при помощи вентиляционных установок, ранее обеспечивавших вентиляцию стволов при их проходке (рис. 5.6 а).

Проветривание сбоек большой длины, проводимых от основного горизонта, проветриваемого за счет общешахтной депрессии, до флангового ствола, осуществляется с помощью ВМП по схеме, приведенной на рис. 5.6 б.

При проведении сбоек большой длины между одиночным центральным и фланговым стволами их проветривание производится по схемам, приведенным на рис. 5.6 в, г и д. При этом ВМП для проветривания сбоек устанавливаются в специально пройденной воздухозаборной камере (рис. 5.6б) или же в одной из выработок околоствольного двора, соединенной с другой выработкой параллельно и используемой вместо воздухозаборной камеры (рис. 5.6 г и д).

Воздухозаборная камера может быть оборудована в тупиковой части выработки околоствольного двора.

Воздух в воздухозаборную камеру подается по трубопроводу вентилятором, установленным на поверхности (рис. 5.60). При использовании вместо воздухозаборной камеры одной из двух параллельно соединенных выработок воздух в выработку

Рис. 5.6. Схемы проветривания сбоек между стволами: а — центрально-сдвоенными или центрально-отнесенными стволами; б — основным горизонтом и фланговым стволом; в — одиночным центральным и фланговым стволами с использованием воздухозаборной камеры; г и д — одиночным центральным и фланговым стволами с использованием параллельно соединенных выработок околоствольного двора

может нагнетаться вентилятором по трубопроводу (рис. 5.6г) или же отсасываться из нее (рис. 5.6д).

Воздухозаборная камера изолируется от других выработок перемышкой с вентиляционной дверью, имеющей регулировочное окно. В параллельной выработке со стороны подвода трубопровода с поверхности возводится глухая вентиляционная перемышка.

При применении схем с использованием воздухозаборных камер необходимо выполнять следующие требования: суммарная подача одновременно работающих ВМП, установленных в камере, не должна превышать 70% расхода воздуха в конце трубопровода, проложенного с поверхности; при применении электроэнергии в стволах, переведенных на газовый режим, должен осуществляться контроль расхода воздуха в конце трубопровода, проложенного с поверхности, с помощью аппаратуры автоматического контроля расхода воздуха и контроль концентрации метана у всаса ВМП с электрическими двигателями в соответствии с требованиями ПБ. Кроме того, в стволах, переведенных на газовый режим, тупиковые выработки, проветриваемые ВМП с электрическими двигателями, установленными в стволах, воздухозаборных камерах, должны оборудоваться резервными ВМП с пневматическими двигателями, в которых исключена возможность воспламенения метана при ударах вращающихся частей о корпус вентилятора. Эти вентиляторы используются как резервные и для разгазирования выработок.

Проведение выработок околоствольного двора начинается, как правило, после сбойки стволов. Для обеспечения проветривания выработок устье одного из стволов герметически перекрывается, к нему присоединяется с помощью трубопровода или вентиляционного канала всасывающий вентилятор главного проветривания, после чего обеспечивается движение воздуха между стволами за счет депрессии, создаваемой вентилятором.

Дальнейшая организация проветривания выработок околоствольного двора сводится к постоянному расширению проветривания за счет общешахтной депрессии. В выработках, проветриваемых за счет общешахтной депрессии, устанавливаются ВМП, которые обеспечивают подачу воздуха в тупиковые выработки.

На рис. 5.7 представлены схемы проветривания на различных этапах развития работ по проведению выработок околоствольного

Рис. 5.7. Схемы проветривания выработок околоствольного двора: а, б, в — схемы проветривания на различных этапах проведения выработок околоствольного двора

двора с указанием расположения вентиляционных сооружений и направлений движения свежей и исходящей струй.

При организации проветривания выработок околоствольных дворов, когда сложно осуществить разделение свежей и исходящей струй, возможно применение воздухозаборных камер.

Проветривание зумпфов до глубины 6 м осуществляется за счет диффузии. При большей глубине зумпфов проветривание их осуществляется с помощью ВМП или за счет общешахтной депрессии.

5.1.2. Схемы проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок

Основные схемы проветривания горизонтальных и наклонных выработок приведены на рис. 5.8.

Основным способом проветривания тупиковых выработок является нагнетательный (рис. 5.8а).

При проведении выработок проходческими комбайнами рекомендуется применять нагнетательно-всасывающий способ с использованием пылеотсасывающих установок (рис. 5.8б). В этом случае в нагнетательном трубопроводе на расстоянии

Рис. 5.8. Основные схемы проветривания тупиковых выработок: а — нагнетательным способом; б — нагнетательно-всасывающим способом с применением пылеотсасывающей установки; в — комбинированным способом с использованием параллельной выработки; г — всасывающим способом с использованием параллельной выработки

3-5 м от пылеотсасывающей установки в сторону забоя устанавливается воздуховыпускной клапан, через который основная часть воздуха (65-75%) выпускается в выработку и поступает к забою за счет работы вентилятора пылеотсасывающей установки. Пылеотсасывающая установка располагается на расстоянии 30-50 м от забоя выработки. Она включается только при работе комбайна.

Выработки, проводимые по мощным и средней мощности пластам, можно проветривать комбинированным способом (рис. 5.8б). В этом случае основная часть выработки проветривается за счет общешахтной депрессии с использованием для отвода исходящей струи специально проводимой параллельной выработки, сбиваемой с основной выработкой, а тупики небольшой длины — с помощью ВМП. Возможно также проветривание тупиков за счет общешахтной депрессии с помощью продольных перегородок или жестких вентиляционных труб.

При незначительной глубине залегания выработки для ее проветривания, когда это экономически оправдано, могут быть использованы скважины диаметром 200-1000 мм. Последние бурят с поверхности через определенное расстояние и используют для отвода исходящей струи за счет общешахтной депрессии при нагнетательном способе проветривания. Тупиковая часть выработки проветривается при помощи ВМП. Скважины можно бурить на вышележащий горизонт, если там имеется выработка, которая может служить для отвода исходящей струи.

Всасывающий способ проветривания, приведенный на рис. 5.8г, рекомендуется применять на негазовых шахтах. Этот способ может применяться в газовых шахтах при использовании ВМП, допущенных для отсоса метановоздушных смесей, а также эжекторов.

На газовых шахтах ВМП, работающие последовательно на один трубопровод, должны устанавливаться каскадом не более двух. Рассредоточенное расположение ВМП допускается на негазовых шахтах. При этом между вентиляторами должен быть проложен жесткий трубопровод, а все вентиляторы должны быть заблокированы, чтобы в случае выключения одного из них автоматически выключались все последующие. Места расположения ВМП при рассредоточенной работе их на один трубопровод определяются по рекомендациям МакНИИ.

Для повышения надежности проветривания выработок в газовых шахтах они должны быть оборудованы резервными ВМП в соответствии с требованиями Правил безопасности.

5.2. Расчет расхода воздуха для проветривания тупиковых выработок и вертикальных стволов

5.2.1. Общие положения

Расход воздуха, необходимый для проветривания тупиковых выработок и стволов, рассчитывается по выделению метана или углекислого газа, по газам, образующимся при взрывных работах, числу людей, средней минимальной скорости воздуха

в выработке и минимальной скорости воздуха в призабойном пространстве выработки с учетом температуры. Окончательно принимается наибольший результат.

На строящихся шахтах дополнительно рассчитывается расход воздуха по газам, образующимся при сварочных работах. Окончательно принимается наибольший результат.

Для тупиковых выработок протяженностью до 300 м и стволов независимо от глубины расчет выполняется сразу для максимальной длины. Для тупиковых выработок большей протяженности допускается расчет на отдельные периоды для промежуточных значений длины 300, 600, 900 м и т.д., включая максимальную длину.

Расчет расхода воздуха производится для призабойного пространства ($Q_{з.п}$) и в целом для выработки (Q_n).

5.2.2. Расчет расхода воздуха для проветривания призабойного пространства

Расчет расхода воздуха по выделению метана (углекислого газа) производится следующим образом.

При выемке угля в тупиковых выработках комбайнами, отбойными молотками или выбуриванием пласта, а также при проходке стволов по формуле

$$Q_{з.п} = 100 I_{з.п} / (C - C_0), \quad (5.1)$$

где $Q_{з.п}$ — расход воздуха, который необходимо подавать в призабойное пространство тупиковой выработки, ствола, м³/мин;

$I_{з.п}$ — метановыделение на призабойном участке (для стволов принимается $I_{з.п}$), м³/мин; определяется в соответствии с пунктом 3.2.1;

C — допустимая согласно ПБ концентрация метана в исходящей из выработки вентиляционной струе, %;

C_0 — концентрация метана в струе воздуха, поступающего

в тупиковую выработку, %; определяется для тупиковых выработок действующих шахт по результатам измерений, для проектируемых — принимается равной 0,05%,

а для стволов $C_0 = 0$.

При взрывном способе выемки угля в тупиковых выработках, проводимых по угольным пластам (для шахт, опасных по газу), определяется по формуле

$$Q_{з.п} = (S_{л.з.тр} / k_{м.д.}) [(71 I_{з.п \max}) / (S_{л.з.тр} (C_{\max} - C_0) + 18 I_{з.п \max})] \quad (5.2)$$

где S — площадь поперечного сечения выработки в свету, м²

$l_{з.тр}$ — расстояние от конца вентиляционного трубопровода

до забоя выработки, м; принимается согласно требованиям ПБ;

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

$I_{з.п тах}$ — максимальное метановыделение в призабойном

пространстве после взывания по углю, $\text{м}^3/\text{мин}$; определяется согласно пунктом 3.2.1;

$C_{тах}$ — допустимая максимальная концентрация метана

в призабойном пространстве после взрывания по углю, %; принимается равной 2%.

Для тупиковых выработок, вскрывающих тонкие крутые пласты, расчет $Q_{з.п}$ по формуле (5.2) не производится.

При нагнетательно-всасывающем способе проветривания тупиковых выработок с использованием пылеулавливающих установок (см. рис. 5.8б) расход воздуха в нагнетательном трубопроводе перед воздуховыпускным клапаном $Q'_{з.п}$ должен быть больше или равен $1,2 Q_{з.п}$, где $Q_{з.п}$ — расход воздуха, определенный по формуле (5.1).

Расход воздуха через воздуховыпускной клапан $Q_{в.к}$ принимается (0,65-0,75) $Q'_{з.п}$, а подача пылеулавливающей установки $Q_{п.у} = 1,2 Q_{з.п}$. При этом должно выполняться условие

$Q'_{з.п} > Q_{п.у}$, а $Q_{в.к} > 15 S$.

Расчет расхода воздуха для проветривания тупиковой выработки, ствола по газам, образующимся при взрывных работах, осуществляются по формуле

3

$$Q_{з.п} = 2,25 / T * \sqrt{V_{ВВ} \dot{S} l^2_{п к обв} / k^2_{т.д}} \quad (5.3)$$

где $V_{ВВ}$ — объем вредных газов, образующихся после взрывания, л;

$$V_{ВВ} = 100 V_{уг} + 40 V_{пор} \quad (5.4)$$

$V_{уг}$, $V_{пор}$ — масса одновременно взрываемых ВВ по углю

и породе соответственно, кг; если взрывание по углю и породе

производится отдельно (в несколько приемов), то при расчете

$Q_{з.п}$ принимается максимальное значение $V_{ВВ}$;

T — время проветривания выработки после взрывания, мин; принимается согласно ПБ;

$\dot{S}$ — средняя площадь поперечного сечения выработки в свету при переменном сечении, м^2 ;

$$\dot{S} = (S_1 l_1 + S_2 l_2 + \dots + S_n l_n) / (l_1 + l_2 + \dots + l_n), \quad (5.5)$$

$S_1 S_2 \dots S_n$ — площади поперечных сечений отдельных

участков выработки (ствола), м^2 ;

$l_1 + l_2 \dots l_n$ — длина этих участков, м;

l_n — длина тупиковой части выработки (ствола), м; для горизонтальных и наклонных тупиковых выработок длиной 500 м и более вместо l_n подставляется критическая длина

$l_{n\text{ кр}}$, равная 500 м. Для стволов $l_{n\text{ кр}}$ определяется по формуле

$$l_{n\text{ кр}} = (12,5 V_{BV} k_{T.C} k_{C1}) / S \quad (5.6)$$

$k_{обв}$ — коэффициент, учитывающий обводненность тупиковой выработки (ствола); принимается по табл. 5.1;

$60 S \nu_{\min}$;

$k_{T.C}$ — коэффициент турбулентной диффузии полной свободной струи; определяется по табл. 5.2 в зависимости от величины $L_{3.mpr}/d_{mpr.n}$;

$d_{mpr.n}$ — приведенный диаметр трубопровода, м; при расположении трубопровода в углу тупиковой выработки равен

$2d_{mpr}$, а при расположении у стенки выработки или у стенки ствола посередине высоты или ширины выработки равен $1,5 d_{mpr}$

При использовании в стволах двух параллельных трубопроводов $d_{mpr.n} = 1,5 (d_{mpr.1} + d_{mpr.2})$;

k_{C1} — коэффициент, учитывающий совместное влияние обводненности и глубины ствола, а также температуры пород в стволе на процесс разбавления вредных газов; определяется по формуле

$$k_{C1} = [0,88 k_{C2} / ((\sqrt{H_C}) + t_n - t_0)] + 0,04; \quad (5.7)$$

$1 - \sqrt{H_C} + \Delta\%$

где H_C — глубина ствола от поверхности до расчетного пункта, м;

k_{C2} — коэффициент, учитывающий влияние обводненности ствола; зависит от притока воды и равен:

приток воды, м ³ /ч	2	4	6	8	10	12	14	16	18
k_{C2}	18,4	13,0	10,6	9,2	8,2	7,5	6,9	6,5	6,1

t_n — естественная температура пород на глубине H_C , °С;

принимается по данным геологоразведки, а при их отсутствии рассчитывается по Единой методике прогнозирования температурных условий в угольных шахтах;

t_0 — среднемесячная температура атмосферного воздуха для июля, °С; принимается по данным, приведенным в Единой методике прогнозирования температурных условий в угольных шахтах.

Таблица 5.1

Значения коэффициента обводненности $k_{обв}$

Характеристика выработок	$k_{обв}$
Стволы сухие (приток до $1 \text{ м}^3/\text{ч}$) любой глубины и обводненные глубиной не более 200 м. Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки проводятся по сухим породам	0,8
Стволы обводненные (приток до $6 \text{ м}^3/\text{ч}$) глубиной более 200 м. Капез. Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки частично проводятся по водоносным породам (влажные выработки)	0,6
Стволы обводненные (приток от 6 до $15 \text{ м}^3/\text{ч}$) глубиной более 200 м, капез в виде дождя. Горизонтальные и наклонные тупиковые выработки на всю длину проводятся по водоносным породам или с применением стационарных водяных завес (обводненные выработки)	0,3
Стволы обводненные (приток более $15 \text{ м}^3/\text{ч}$) глубиной более 200 м. Капом в виде ливня	0,15

Таблица 5.2

Значения коэффициента турбулентной диффузии свободной струи

$L_{з.мп}/d \text{ мр.н}$	$k_{т.с}$	$L_{з.мп}/d \text{ мр.н}$	$k_{м.с}$
3,22	0,247	7,72	0,460
3,57	0,262	9,60	0,529
3,93	0,276	12,10	0,600
4,28	0,287	15,80	0,672
4,80	0,300	21,85	0,744
5,40	0,335	30,80	0,810

6,35	0,395	48,10	0,873
------	-------	-------	-------

Расчет расхода воздуха по числу людей производится по формуле

$$Q_{з.н} = 6 n_{\text{чел.з.п}} \quad (5.8)$$

где $n_{\text{чел.з.п}}$ — наибольшее число людей, одновременно работающих в призабойном пространстве тупиковой выработки (ствола), чел.

Расход воздуха по минимальной скорости в выработке рассчитывается по формуле

$$Q_{з.н} = 60 v_{n \text{ min}} S \quad (5.9)$$

где $v_{n \text{ min}}$ — минимально допустимая согласно ПБ скорость воздуха в тупиковой выработке (стволе), м/с.

Расход воздуха по минимальной скорости в призабойном пространстве тупиковой выработки в зависимости от температуры определяется по формуле

$$Q_{з.н} = 20 v_{з \text{ min}} S \quad (5.10)$$

где $v_{з \text{ min}}$ — минимально допустимая согласно ПБ скорость воздуха в призабойном пространстве выработки в зависимости от температуры, м/с.

5.2.3. Расчет расхода воздуха для проветривания всей тупиковой выработки

Расход воздуха для проветривания всей тупиковой выработки по газовыделению Q_n (м³/мин) при любых способах ее проведения определяется по формуле

$$Q_n = (100 I_n k_{н.н}) / (C - C_0) \quad (5.11)$$

где I_n — метановыделение (выделение углекислого газа) в

тупиковой выработке, м³/мин; метановыделение определяется согласно пункту 3.1.4, а выделение углекислого газа — разделу 4;

$k_{н.н}$ — коэффициент неравномерности газовыделения в

тупиковой выработке; принимается равным 1,0, а в условиях Днепровского бурогоугольного бассейна — 2,4 для выработок, проводимых в угольном массиве, и 3,3 для выработок, проводимых вприсечку к выработанному пространству.

При расчете Q_n по углекислому газу значение C_0 принимается равным концентрации углекислого газа в атмосферном воздухе на поверхности шахты.

Расход воздуха для проветривания тупиковой выработки по числу людей определяется по формуле (5.8), в которую вместо $n_{\text{чел.з.п}}$ подставляется наибольшее число людей, одновременно работающих в выработке.

При проведении параллельных выработок, основная часть которых проветривается за счет общешахтной депрессии, а тупиковая — вентиляторами местного проветривания (ВМП), расчет расхода воздуха для тупиковой части выработок производится согласно пункту 5.2.1, а расход воздуха в месте

установки ВМП ($Q_{вс}$, м³/мин) должен удовлетворять условиям формул (5.36) или (5.37) и (5.12)

$$Q_{вс} \geq (100 I_{пар}) / (0,5 - C_0) \quad (5.12)$$

где $I_{пар}$ — выделение метана в параллельной выработке от ее

устья до места установки ВМП, м³/мин; определяется по формуле (3.2), в которой k_m рассчитывается как разность между его значениями для всей выработки (от устья до забоя) и участка выработки от места установки ВМП до забоя.

Расход воздуха, который необходимо подавать в устье параллельных выработок, рассчитывается по формуле (5.13) и должен удовлетворять условию формулы (5.14)

$$Q_{у.пар} = Q_{вс}(1 + 0,025 n_n) \quad (5.13)$$

$$Q_{у.пар} \geq (100 I_{п. пар}) / (C - C_0) \quad (5.14)$$

где $Q_{вс}$ — расход воздуха в месте установки ВМП, м³/мин;

n_n — число перемычек от устья параллельных выработок до места установки вентиляторов;

$I_{пар}$ — метановыделение в параллельные выработки,

м³/мин; определяется согласно пункту 3.1.4.

Расчет расхода воздуха для проветривания тупиковых выработок, проводимых широким ходом, определяется аналогично расчету его для выемочных участков. При этом, определяя относительное метановыделение из сближенных пластов, значение вынимаемой мощности пласта в формуле (3.50) принимается равным

$$T'_{в.пр} = T_{в.пр} [(0,02 I_{закл} - k_{н.з}) (1 - k_{ус}) + k_{ус}] \quad (5.15)$$

где $I_{закл}$ — расстояние от забоя до закладочного массива, м; принимается согласно паспорту крепления и управления кровлей;

$k_{н.з}$ — коэффициент, учитывающий неполноту закладки;

принимается для гидравлической закладки 0,05, а пневматической — 0,1;

$k_{ес}$ — коэффициент усадки; определяется по фактическим

данным, при отсутствии таких данных принимается для гидравлической закладки равным 0,2, а пневматической — 0,3.

В формуле (3.48) для условий надработки пологих и наклонных пластов $M_p = 30$ м.

При ведении сварочных работ в стволах расход воздуха по выделению вредных веществ рассчитывается по формуле

$$Q_{з.п} = (2,1 k_{н.с} M_{св.п} P_{э п пос}) / N_{св} C_{п} \quad (5.16)$$

где $k_{н.с}$ — коэффициент, учитывающий неравномерность выполнения сварочных работ; принимается равным 1,1-1,2;

$M_{св.п}$ — масса сварочной пыли и газов, образующихся

при расходе 1 кг электродов в пересчете на условную окись марганца, г/кг; принимается по табл. 5.3 в зависимости от типа и марки электрода;

$\Pi_{\text{пос}}$ — число сварочных постов, действующих в выработке одновременно;

$P_{\text{э}}$ — расход электродов на сварку 1 метра шва, кг/м;

$N_{\text{св}}$ — норма времени на 10 метров сварочного шва, ч/м;

принимается $N_{\text{св}} - 3,4$ ч/м;

C_{Π} — предельно допустимая концентрация пыли окислов

марганца, мг/м³; принимается $C_{\Pi} = 0,3$ мг/м³.

Таблица 5.3

Вредные вещества, образующиеся при ведении сварочных работ, в пересчете на условную окись марганца

Тип электрода	Марка электрода	Объем сварочной пыли и газов, образующихся при расходе 1 кг электродов в пересчете на условную окись марганца, г/кг
Э-42	ЦМ-7	7,5
	ОММ-5	2,9
	УОНИ-13/45	3,0
	УОНИ-13/55	3,0
ЭА-1	Аустенит	1,0
	АНО-1	1,43
	АНО-3	1,17
	АНО-4	1,05

Расход воздуха для проветривания зумпфа определяется по формуле (8.8), в которую вместо V_K подставляется объем

зумпфа (V_3 , м³).

5.3. Выбор средств проветривания тупиковых выработок

5.3.1. При проходке и углубке стволов для вентиляционного трубопровода должны применяться жесткие трубы. На участке от проходческого полка до забоя допускается применение гибких труб.

Основным типом вентиляционных труб, применяемых при проходке стволов, являются стальные диаметром 0,5-1,2 м и длиной звена от 3 до 4,2 м.

Выбирается диаметр трубопровода с учетом глубины и площади поперечного сечения ствола, расхода воздуха и расположения проходческого оборудования.

При глубине стволов до 800 м для уплотнения стыков допускается применение промасленного картона или пенькового каната. При глубине стволов больше 300 м и при скоростных темпах проходки независимо от глубины ствола для уплотнения стыков должны применяться резиновые прокладки.

При проходке стволов-скважин бурением следует применять для проветривания бурильные трубы. Они имеют внутренний диаметр 0,15 м, а длину 6 и 12 м. Резьбовое соединение обеспечивает максимальное уплотнение трубопровода, благодаря чему утечек воздуха почти нет.

5.3.2. При проведении горизонтальных и наклонных выработок для вентиляционных трубопроводов в зависимости от способа проветривания могут применяться как жесткие, так и гибкие вентиляционные трубы.

При нагнетательном способе проветривания, как правило, применяются гибкие вентиляционные трубы, а при всасывающем — жесткие. Диаметр трубопровода выбирается в зависимости от его длины и расхода воздуха на выходе из трубопровода $Q_{тр}$, если воздух подается в призабойное пространство по одному трубопроводу, расчетный расход воздуха для проветривания призабойного пространства, равен $Q_{тр} = Q_{з.п.}$

Ориентировочно диаметр гибких труб типов 1А и 1Б можно принимать согласно табл. 5.4 или табл. 5.10.

Для уменьшения коэффициента утечек воздуха и аэродинамического сопротивления гибких трубопроводов следует применять комбинированный вентиляционный трубопровод из гибких труб типов 1А и 1Б и введенного внутрь их полиэтиленового рукава и конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава. Комбинированный трубопровод рекомендуется применять при диаметре труб 0,6 м и более и длине трубопровода более 400 м. Длина конечного участка без полиэтиленового рукава составляет 150-200 м. Комбинированный трубопровод допускается применять только со специальным пускорегулирующим устройством.

5.3.3. Коэффициент утечек воздуха для гибких вентиляционных трубопроводов из труб типа 1А и 1Б диаметром 0,6-1,0 м принимается согласно табл. 5.4 в зависимости от длины трубопровода и расхода воздуха в конце его, а для трубопроводов диаметром 0,5 м и менее определяется по формуле

$$k_{ут.тр} = 1 + 1,78 \cdot 10^{-6} d_{тр}^2 l_{тр} Q_{з.п.} \quad (5,17)$$

где $d_{тр}$ — диаметр трубопровода, м;

$l_{тр}$ — длина трубопровода, м.

Для новых типов труб, а также при длине звена более 20 м значения коэффициента утечек воздуха принимаются по рекомендациям МакНИИ. Коэффициент утечек воздуха для жестких вентиляционных труб определяется по формуле

$$k_{ут.тр} = (1/3 k_{ут.тр д тр} (l_{тр/д зв}) (\sqrt{R_{тр.ж}} + 1))^2 \quad (5.18)$$

где $k_{ут.тр}$ — коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости при фланцевом соединении трубопровода; принимается по табл. 5.5;

$l_{зв}$ — длина звена трубопровода, м;

$R_{тр ж}$ — аэродинамическое сопротивление жесткого трубопровода без утечек воздуха, к/г; определяется по формуле

(5.23).

Таблица 5.4

Значения коэффициента утечек воздуха для гибких

вентиляционных трубопроводов из труб типа

1А и 1Б при длине звена 20 м

Расход воз-	Коэффициент утечек воздуха при длине трубопровода, м															
духа в конце трубопро- вода, м /с	50	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1200	1400	1600	2000	
	Для труб диаметром 0,6 м															
0,5	1,01	1,02	1,07	1,14	1,22	1,31	1,43	1,56	1,72	1,90	2,10	2,60	3,23	4,06	6,47	
1,0	1,01	1,03	1,08	1,45	1,24	1,36	1,56	1,72	1,37	2,41	2,40	3,42	4,14	5,57		
1,5	1,01	1,03	1,08	1,47	1,27	1,41	1,58	1,79	2,04	2,35	2,73	3,76	5,32			
2,0	1,01	1,03	1,09	1,48	1,30	1,46	1,66	1,91	2,23	2,62	3,12	4,54				
2,5	1,01	1,03	1,10	1,20	1,33	1,51	1,74	2,04	2,43	2,93	3,57					
3,0	1,01	1,03	1,10	1,21	1,36	1,57	1,83	2,49	2,65							

3,5	1,01	1,03	1,11	1,23	1,39	1,62	1,93	2,34							
4,0	1,01	1,03	1,12	1,24	1,43	1,68	2,03								
4,5	1,01	1,04	1,12	1,26	1,46	1,74									
5,0	1,01	1,04	1,13	1,28	1,49										
5,5	1,01	1,04	1,14	1,29	1,53										
6,0	1,01	1,04	1,14	1,31											
6,5	1,01	1,04	1,15	1,33											
7,0	1,01	1,04	1,16												
7,5	1,01	1,05	1,16												
8,0	1,01	1,05	1,17												

Для труб диаметром 0,8 м

0,5	1,0»	1,01	1,04	1,08	1,13	1,18	1,24	1,31	1,39	1,47	1,57	1,79	2,04	2,35	3,13
1,0	1,01	1,02	1,04	1,08	1,13	1,19	1,26	1,34	1,43	1,42	1,63	1,89	2,21	2,60	3,63
1,5	1,01	1,02	1,05	1,09	1,14	1,21	1,28	1,37	1,46	1,48	1,70	2,01	2,39	2,87	4,23
2,0	1,01	1,02	1,05	1,09	1,15	1,22	1,30	1,39	1,50	1,63	1,77	2,13	2,58	3,17	4,90
2,5	1,01	1,02	1,05	1,10	1,16	1,23	1,32	1,42	1,54	1,69	1,85	2,25	2,79	3,50	

3,0	1,01	1,02	1,05	1,10	1,17	1,24	1,34	1,45	149	1,74	1,93	2,39	3,02	3,88	
3,5	1,01	1,02	1,05	1,11	1,17	1,26	136	1,48	1,63	1,80	2,01	2,43	3,26	4,29	
4,0	1,01	1,02	1,06	1,11	148	1,27	138	1,52	1,67	1,87	2,09	2,68	3,53	4,75	
4,5	1,01	1,02	1,06	1,11	149	1,29	1,40	1,55	1,72	1,93	2,18	2,85	3,82		
5,0	1,01	1,02	1,06	1,12	1,20	1,30	1,43	1,58	1,77	2,00	2,27				
5,5	1,01	1,02	1,06	1,12	1,21	1,31	1,45	1,61	1,82	2,06	2,37				
6,0	1,01	1,02	1,06	1,13	1,22	1,33	1,47	1,65	1,86	2,13	2,47				
6,5	1,01	1,02	1,07	1,13	1,22	1,34	1,49	1,68	1,92	2,21	2,57				
7,0	1,01	1,02	1,07	1,14	1,23	1,36	1,52	1,72	1,97	2,28					
7,5	1,01	1,02	1,07	1,14	1,24	137	144	1,75	2,02	236					
8,0	1,01	1,02	1,07	1,15	1,25	139	1,56	1,79	2,08						
8,5	1,01	1,02	1,07	1,15	1,26	1,40	1,59	1,83	2,13						
расход воздуха в конце трубопро- вода, м ³ /с	Коэффициент утечек воздуха при длине трубопровода, м														
	50	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1200	1400	1600	2000
9,0	1,01	1,02	1,07	1,16	1,27	1,42	1,61								
9,5	1,01	1,02	1,08	1,16	1,28	1,43	1,64								
10,0	1,01	1,02	1,08	1,16	1,29	1,45	1,66								

Для труб диаметром 1,0 м															
0,5	1,00	1,01	1,03	1,06	1,09	1,12	1,46	1,21	1,26	1,32	1,38	1,51	1,67	1,84	2^7
1,0	1,00	1,01	1,03	1,06	1,09	1,13	1,47	1,22	1,27	1,33	1,40	1,55	1,72	1,92	2,42
14	1,00	1,01	1,03	1,06	1,09	1,13	1,48	1,23	1,29	1,35	1,42	1,59	1,78	2,00	2,58
2,0	1,00	1,01	1,03	1,06	1,10	1,14	1,49	1,24	1,30	1,37	1,45	1,62	1,84	2,09	2,75
2,5	1,00	1,01	1,03	1,06	1,10	1,14	1,49	1,25	1,32	1,39	1,47	1,66	1,90	2,48	2,93
3,0	1,00	1,01	1,03	1,06	1,10	1,15	1,20	1,26	1,33	1,41	1,50	1,71	1,96	2^7	343
3,5	1,00	1,01	1,03	1,07	1,11	1,15	1,21	1,27	1,35	1,43	1,53	1,75	2,03	237	334
4,0	1,00	1,01	1,04	1,07	1,11	1,16	1,22	1,29	1,36	1,45	1,45	1,79	2,09	2,48	346
4,5	1,00	1,01	1,04	1,07	1,11	1,16	1,23	1,30	1,38	1,47	1,48	1,34	246	248	330
5,0	1,00	1,01	1,04	1,07	1,12	1,17	1,23	1,31	1,39	1,49	1,61	1,88	2^4	2,69	
5,5	1,00	1,01	1,04	1,07	1,12	1,17	1,24	1,32	1,41	1,41	1,63	1,93	231	2,81	
6,0	1,00	1,01	1,04	1,08	1,12	1,18	1,25	1,33	1,43	1,54	1,66	1,98	239	2,93	
6,5	1,00	1,01	1,04	1,08	1,13	1,19	1,26	1,34	1,44	1,46	1,69	2,03	2,47		
7,0	1,00	1,01	1,04	1,08	1,13	1,19	1,27	1,35	1,46	1,48	1,72	2,08	245		
74	1,00	1,01	1,04	1,08	1,13	1,20	1,27	1,37	1,47	1,60	1,75	2,43			

8,0	1,00	1,01	1,04	1,08	1,14	1,20	1,28	1,38	1,49	1,63	1,78	2,48			
8,5	1,00	1,01	1,04	1,08	1,14	1,21	1,29	1,39	1,51	1,65	1,81	2,23			
9,0	1,00	1,01	1,04	1,09	1,14	1,21	1,30	1,40	1,43	1,67	1,84	2,29			
9,4	1,00	1,01	1,04	1,09	1,15	1,22	1,31	1,41	1,44	1,70	1,88	2,33			
10,0	1,00	1,01	1,04	1,09	1,15	1,22	1,31	1,43	1,56	1,72	1,91				

Таблица 5.5

Значения коэффициента удельной стыковой
воздухопроницаемости для жестких трубопроводов
при фланцевом соединении

Способ уплотнения стыков	Купит
Уплотнение стыков резиновыми прокладками с обмазкой синтетической мастикой	0,0006
Уплотнение стыков при помощи прокладок из пенькового каната и промасленного картона	0,003
Уплотнение стыков резиновыми прокладками с дополнительным уплотнением пеньковым жгутом, пропитанным кабельной мастикой	0,0004
Уплотнение при помощи резиновых прокладок	0,006

При использовании комбинированного гибкого трубопровода коэффициент утечек воздуха определяется по формуле

$$k_{\text{ум. тр}} = k_{\text{ум. тр 1}} * k_{\text{ум. тр 2}} \quad (5.19)$$

где $k_{\text{ум. тр 1}}$ — коэффициент утечек воздуха для конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава; определяется по табл. 5.4;

$k_{ум. тр 2}$ — коэффициент утечек воздуха для участка трубопровода с полиэтиленовым рукавом; определяется по табл. 5.6. При определении значения $k_{ум. тр 2}$ по табл. 5.6

значение $Q'_{з.п}$ следует определять по формуле

$$Q'_{з.п} = Q'_{з.п} \cdot k_{ум. тр 1} \tag{5.20}$$

Таблица 5.6

Значения коэффициентов утечек воздуха для трубопроводов с полиэтиленовым рукавом

Длина тру- бопровода, м	Диаметр тру- бопровода, м	Значения коэффициента утечек воздуха при $Q_{з.п}$ (м ³ /мин)			
		до 150	151-300	301-450	451-600
до 500	0,6-1,0	1,01-1,01	1,02-1,01	1,04-1,01	1,06-1,01
501-600	0,6-1,0	1,02-1,01	1,04-1,01	1,06-1,01	1,08-1,01
601-800	0,6-1,0	1,04-1,01	1,07-1,01	1,11-1,01	1,15-1,02
801-1000	0,6-1,0	1,04-1,01	1,10-1,02	1,15-1,02	1,19-1,03
1001-1500	0,6	1,11	1,23	1,25	—
	0,8-1,0	1,03-1,02	1,06-1,03	1,11-1,05	1,14-1,06
1501-2000	0,6	1,19	1,45	1,71	—
	0,8-1,0	1,06-1,03	1,14-1,06	1,19-1,09	1,28-1,12
2001-2500	0,6	1,38	1,56	—	—
	0,8-1,0	1,12-1,04	1,23-1,10	1,35-1,14	1,40-1,19

5.3.4. Аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха определяется по формуле

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} (l_{\text{тр}} + 20 d_{\text{тр}} n_1 + 10 d_{\text{тр}} n_2) \quad (5.21)$$

где $r_{\text{тр}}$ — удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, $\text{к}\mu/\text{м}$; для

труб типа 1А, 1В при длине звена 20 м значение это принимается для диаметров 0,2 (0,21); 0,3; 0,4; 0,5; 0,6; 0,8 и 1,0 м соответственно равным 7,86; 1,33; 0,304, 0,177, 0,071; 0,0161 и 0,0053 $\text{к}\mu/\text{м}$.

n_1 и n_2 — число поворотов трубопроводов на 90° и 45°

соответственно.

Аэродинамическое сопротивление гибкого комбинированного вентиляционного трубопровода определяется по формуле

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} (l_{\text{тр1}} + 20 d_{\text{тр1}} n_1 + 10 d_{\text{тр1}} n_2) + r_{\text{тр.к}} (l_{\text{тр2}} + 20 d_{\text{тр2}} n_1 + 10 d_{\text{тр2}} n_2) \quad (5.22)$$

где $l_{\text{тр1}}$ — длина конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава, м;

$d_{\text{тр1}}$ — диаметр конечного участка трубопровода без полиэтиленового рукава, м;

$r_{\text{тр.к}}$ — аэродинамическое сопротивление 1 м трубопровода с полиэтиленовым рукавом; принимается равным 0,0194; 0,0046 и 0,00153 $\text{к}\mu/\text{м}$ при диаметре труб 0,6; 0,8 и 1,0 м соответственно;

$l_{\text{тр2}}$ — длина участка трубопровода с полиэтиленовым

рукавом, м;

$d_{\text{тр2}}$ — диаметр участка трубопровода с полиэтиленовым

рукавом, м.

Аэродинамическое сопротивление жесткого трубопровода и фасонных частей без утечек воздуха определяется по формуле

$$R_{\text{тр.ж}} = 1,2 R_{\text{тр}} + \sum R_{\text{м}} \quad (5.23)$$

где 1,2 — коэффициент, учитывающий нелинейности трубопровода и несоответствие стыков;

$R_{\text{тр}}$ — аэродинамическое сопротивление жесткого трубопровода без утечек воздуха, $\text{к}/\text{г}$; определяется по табл. 5.7 или по формуле

6,5 αl

$$R_{\text{тр}} = (6,5 \alpha l_{\text{тр}}) / d_{\text{тр}}^5 \quad (5.24)$$

где α — коэффициент аэродинамического сопротивления жесткого трубопровода; принимается в зависимости от состояния труб по табл. 5.8;

$R_{\text{м}}$ — аэродинамическое сопротивление фасонных частей,

$\text{к}/\text{м}$; принимается по табл. 5.9.

Таблица 5.7

Аэродинамическое сопротивление жесткого трубопровода

из новых стальных труб на прямолинейных участках

без учета утечек

Длина трубопровода, м	Аэродинамическое сопротивление (кн) при диаметре трубопровода, м							
	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2
100	22,9	7,28	2,93	1,16	0,57	0,31	0,163	0,055
200	45,7	14,56	5,85	2,32	1,15	0,62	0,33	0,11
300	68,6	21,84	8,78	3,48	1,72	0,92	0,49	0,165
400	91,4	29Д	11,7	4,64	2,29	1,23	0,65	0,219
500	114,3	36,4	14,63	5,8	2,86	1,54	0,82	0,274
600	—	43,68	17,55	6,96	3,44	1,85	0,98	0,29
700	—	51,0	20,48	8,12	4,0	2,16	1,14	0,384
800	—	58,24	23,4	9,28	4,58	2,47	1,3	0,439
900	—	65,5	26,33	10,44	5,15	2,77	1,46	0,494
1000	—	72,8	29,26	11,6	5,72	3,08	1,63	0,549
1200	—	87,36	35Д	13,92	6,87	3,7	1,95	0,658
1400	—	101,9	41,0	16,24	8,02	4^2	2,28	0,768

1600	—	116,48	46,8	18,56	9,16	4,93	2,6	0,878
1800	—	131,0	52,66	20,88	10,3	5,55	2,93	0,987
2000	—	145,6	58,5	23,2	11,45	6Д6	3,25	1,097

Примечание. Для труб, бывших в употреблении, табличные значения аэродинамического сопротивления умножаются на коэффициент 1,25.

Таблица 5.8

Значения коэффициента α для стальных труб в зависимости от их состояния

Диаметр труб, м	Значение коэффициента $\alpha \cdot 10^4$ для	
	новых труб	труб, бывших в употреблении
0,3	3,7	4,6
0,4	3,6	4,5
0,5	3,5	4,4
0,6	3,3	4,1
0,7	3,1	3,9
0,8	2,9	3,6
0,9	2,7	3,4
1,0	2,5	3,1

1,2	23	2,9
-----	----	-----

Таблица 5.9

Аэродинамическое сопротивление фасонных частей стальных труб

Фасонная часть	Значение R_M (кμ) для труб диаметром, м						
	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2
Колено составное под углом							
30°	0,17	0,08	0,05	0,03	0,02	—	—
45°	0,27	0,13	0,07	0,04	0,02	0,02	0,01
60°	0,28	0,14	0,08	0,04	0,03	0,02	0,01
90°	1,16	0,58	0,30	0,17	0,11	0,07	0,03
Отвод при повороте струи под углом 45° с одной стороны	—	0,46	0,25	0,14	0,09	0,06	0,03
Тройник при разветвлении струи под углом 60° в обе стороны	—	0,54	0,29	0,17	0,11	0,07	0,03

5.3.5. Для проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок и вертикальных стволов при их проходке следует принимать вентиляторы, аэродинамические характеристики которых приведены в приложении 1.

Подача вентилятора, работающего на гибкий или жесткий трубопровод, определяется по формуле

$$Q_B = Q_{з.л} \cdot k_{ум. тр} \quad (5.25)$$

При проветривании выработок с использованием воздухо-заборных камер на строящихся шахтах (см. рис. 5.6 в, г, д) подача вентилятора, установленного на поверхности, определяется, по формуле

$$Q_B = Q_{в.с} \cdot k_{ум. тр} \quad (5.26)$$

Подача вентилятора, установленного на поверхности, на период проходки стволов при комбинированных схемах проветривания (см. рис. 5.1 б) определяется по формуле

$$Q_B = Q_{B.C} \cdot k_{\text{ум. вн}} \quad (5.27)$$

где $Q_{B.C}$ — расход воздуха, который необходимо подавать к всасу ВМП, установленного в стволе воздухозаборной камеры, м³/мин; определяется по формулам (5.36) или (5.37);

$k_{\text{ум. вн}}$ — коэффициент, учитывающий подсосы воздуха через вентиляционный канал и перекрытие ствола; принимается равным 1,35-1,40.

Давление вентилятора, работающего на гибкий вентиляционный трубопровод или гибкий комбинированный трубопровод (депрессия трубопровода), определяется по формуле

$$h_B = Q_B^2 R_{\text{тр.г}} ((0,59 / k_{\text{ум. тр}}) + 0,41)^2 \quad (5.28)$$

Давление вентилятора, работающего на жесткий вентиляционный трубопровод (депрессия трубопровода), определяется по формуле

$$h_B = Q_B^2 R_{\text{тр.ж}} / k_{\text{ум. тр}} \quad (5.29)$$

При проветривании стволов по схеме, приведенной на рис. 5.8 в, давление вентилятора, установленного на поверхности (депрессия сети), определяется по формуле

$$h_B = Q_B^2 R_C / k_{\text{ум. вн}} \quad (5.30)$$

где R_C — аэродинамическое сопротивление сети (вентиляционной установки, участка ствола со свежей струей, вентиляционной сбойки, участка ствола с исходящей струей воздуха, нулевой рамы), кПа.

Выбор вентилятора производится путем нанесения расчетного режима его работы Q_B и h_B (см. рис. 5.9, точка А), определяемого по формулам (5.25), (5.26) или (5.27) и формулам (5.28), (5.29) или (5.30) соответственно, на график аэродинамических характеристик вентиляторов. При этом для проветривания выработки следует принимать такой вентилятор (или несколько вентиляторов, установленных последовательно или параллельно), аэродинамическая характеристика которого проходит через точку с координатами расчетного режима Q_B и h_B или выше ее.

При использовании вентиляционных трубопроводов из гибких труб типов 1А и 1Б предварительно можно выбрать вентилятор по табл. 5.10 в зависимости от диаметра и максимальной длины трубопровода и значения Q_{3n} , а затем уточнить

тип вентилятора по аэродинамической характеристике трубопровода.

Если аэродинамическая характеристика вентилятора (или нескольких вентиляторов, установленных последовательно или параллельно) проходит выше точки с координатами расчетного режима Q_B и h_B , то для определения подачи $Q_{B.p}$ и $h_{B.p}$ выбранного вентилятора (вентиляторов) необходимо нанести аэродинамическую характеристику трубопровода (сети) на график аэродинамической характеристики вентилятора. Точка пересечения характеристик (см. рис. 5.9, точка Б) определяет значения $Q_{B.p}$ и $h_{B.p}$. В этом случае расход воздуха у забоя составит

$$Q_{3.n.p} = 1,69 (\sqrt{h_{B.p} / R_{\text{тр.г}}} - 0,69) Q_{B.p} \quad (5.31)$$

[illegible]

ВМ-5	два, пс	0,5	810	360	400	273	180								
		0,6	1000	750	565	436	320	220	150	90					
СВМ-6	один	0,6	820	600	440	320	260	200	140	110					
		0,3	1550	1200	970	МО	630	540	430	110	260	160			
СВМ-6	два, пс	0,6	1120	730	620	480	370	290	230	190	150	110			
		0,8	1770	1430	1160	980	820	630	580	470	МО	290	140		
СВМ-6	два, пр	0,6	830	620	450	340	270	210	170	140	110	90	—	—	150
		0,3	1650	1370	1130	930	800	670	580	490	420	360	270	210	
СВМ-6	четыре, по два пс, соединенных пр	0,6	1050	850	670	540	440	360	290	230	220	190	110	100	-
		0,3	1950	1600	1360	1180	1040	900	730	680	580	520	410	320	260
ВМ-6	один	0,6	920	680	580	400	320	250	200	160	140	100	-	-	—
		0,8	1700	1400	1160	960	800	680	370	470	380	300	200	100	-
ВМ-6	два, пс	0,6	1200	Ж90	710	690	490	400	320	270	220	180	100	-	-
		0,3	140	1370	420	1120	950	810	700	600	320	430	290	40	-
ВМ-6	два, пр*	0,6	930	700	520	410	330	260	210	170	150	130	90	—	—

		0,8	1770	1450	1220	1050	910	730	670	580	520	450	340	270	210
ВМ-6	четыре по два пс, соединенных пр**	0,6	1160	900	750	600	520	440	380	320	270	230	170	130	100
		0,8	2170	1760	1480	1270	1140	900	900	810	730	660	540	430	350
ВМЦ-6	один	0,6	1140	900	740	610	300	400	330	270	229	170	120		
		0,3	2000	1630	1380	1180	1030	890	770	670	390	320	380	265	160
ВМЦ-6	два, пр	0,6	1200	920	770	620	540	460	400	340	290	240	180	140	110
		0,8	2170	1700	1480	1270	1140	900	900	820	740	670	330	460	380
ВМЦ-8	один	0,8	2060	1710	1450	1240	1090	960	360	750	660	600	460	330	250
		1,0	2500	2500	2390	2140	1900	1700	1510	1350	1200	1090	880	690	320
ВМЦ-8	два, пр	0,8	2230	1850	1370	1400	1260	1130	1020	920	840	760	620	330	430
		1,0	2500	2500	2300	2500	2270	2070	1860	1720	1600	1490	1280	420	970
вмцг	7 один	0,3	2200	1830	440	1350	1190	1060	950	840	750	680	550	440	390
		1,0	2500	2300	2300	2460	2150	1880	1650	1490	1360	1230	1030	840	680

Примечание: пс — соединены последовательно, пр — параллельно.

Аналогичным образом наносится аэродинамическая характеристика гибкого вентиляционного трубопровода и гибкого комбинированного трубопровода. При этом задаются произвольные значения $Q_{з.п.}$ в $м^3/с$ и для каждого из них определяются: $k_{ут.,тр.}$. Расход воздуха в начале трубопровода (подача ВМП) Q_v и депрессия трубопровода (давление ВМП) по формуле (5.28). По парным значениям (Q_v и h_v) наносятся на графике точки, по которым проводится кривая.

Если нельзя обеспечить подачу требуемого расхода воздуха по одному трубопроводу, то проветривание выработки можно осуществлять по двум или трем трубопроводам.

После выбора ВМП и трубопровода производится проверка расхода воздуха в устье тупиковой выработки Q_{np} из условия

$$Q_{np} = (Q_{в.р.} / k'_{ут.тр} > Q_n) \quad (5.32)$$

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

Для жестких вентиляционных труб $k_{ут.тр}$ определяется по формуле (5.18), в которую вместо l_{mp} и R_{mp} подставляются длина и аэродинамическое сопротивление участка трубопровода от ВМП до устья тупиковой выработки.

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

$$k'_{ут.тр} = (k_{ут.тр} / k_{ут.тр.м}) \quad (3.33)$$

где $k_{ут.тр.м.}$ — коэффициент утечек воздуха в трубопроводе на участке от устья выработки до забоя; принимается по табл. 5.4.

Если условие формулы (5.31) не выполняется, то необходимо увеличить $Q_{зп}$ принимая по табл.5.4 значения $Q_{зп}$ и $k_{ут.тр}$ для l_n такими, чтобы $Q_{зп} \cdot k_{ут.тр} \geq Q_n$.

При проходке стволов бурением подача воздуха к забою осуществляется с помощью водокольцевых воздуходувок. Выбор типа водокольцевых воздуходувок производится графоаналитическим путем на основе рассчитанных значений расхода воздуха $Q_{зп}$, депрессии става бурильных труб $h_{с.м}$ и графика аэродинамических характеристик водокольцевых воздуходувок (см. рис. 5.10).

Порядок выбора следующий. Расчетные значения $Q_{зп}$ и $h_{с.м}$ наносятся на график. К установке принимается воздуходувка, в рабочую область которой попадает расчетный режим.

Депрессия става бурильных труб определяется по формуле

$$h_{c.m} = P_2 \left(\left[\sqrt{1 + 5 \cdot 10^{-9} (\lambda_c Q_{зп}^2 l_{mp}) / d_{mp}^5} \right] - 1 \right) \quad (5/34)$$

где P_2 — абсолютное давление воздуха в конце трубопровода, даПа;

$$P_2 = P_{ат} + 1,3 H_c; \quad (3.35)$$

λ_c — коэффициент сопротивления; принимается для труб с внутренним диаметром 0,15 м равным 0,025, а с внутренним диаметром 0,2 м — 0,020;

l_{mp} — длина става бурильных труб, м;

d_{mp} — внутренний диаметр бурильных труб, м;

$P_{ат}$ — абсолютное давление воздуха у устья ствола (скважины), даПа;

H_c — глубина ствола, м.

Схема вентиляционной установки для проветривания ствола (скважины) приведена на рис. 5.2.

В случае, если при помощи водокольцевых воздуходувок и обычных бурильных труб внутренним диаметром 0,15 м невозможно обеспечить расходы воздуха, подсчитанные по метановыделению или минимальной скорости, необходимо переходить на бурильные трубы следующих размеров — 0,2; 0,25; 0,30 м.

5.3.6. Расход воздуха в месте установки ВМП должен удовлетворять следующим условиям:

* для любого, отдельно установленного, ВМП

$$Q_{вс} > 1,43 Q_{в} k_p; \quad (3.36)$$

* для любой группы ВМП, работающих на разные трубопроводы и установленных в одном месте,

$$Q_{вс} > 1,43 k_p \sqrt{Q_{в}}; \quad (3.37)$$

где $Q_{в}$ — подача ВМП при длине тупиковой выработки на отдельные периоды, для которых выполняется расчет; определяется согласно п. 5.3.5;

k_p — коэффициент, принимаемый равным 1,0 для ВМП

с нерегулируемой подачей и 1,1 — с регулируемой. Примечание. 1. ВМП, работающие на один трубопровод, следует рассматривать как один вентилятор. 2. ВМП очищаются установленными в одном месте, если расстояние между ними не превышает 10 м; при расстоянии от ближайшего ВМП более 10 м вентилятор считается установленным отдельно.

6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

6.1. Схемы проветривания выемочных участков

6.1.1. Требования к схемам проветривания выемочных участков

При выборе схем проветривания выемочных участков первостепенное значение имеют условия безопасности, а также обеспечение нормальных санитарно-гигиенических условий труда.

Схема проветривания выемочного участка должна обеспечивать:

- * устойчивое проветривание как при нормальных, так и аварийных режимах, благоприятные условия для спасения людей и ликвидации аварии;
- * возможность ведения работ по эффективной дегазации на выемочных участках;
- * на газообильных и глубоких шахтах, на которых естественная температура пород достигает 30°С и выше, полное обособленное разбавление вредностей (газ, пыль, тепло), выделяющихся из всех источников;
- * максимальную нагрузку на очистной забой по газовому фактору; сокращение объема проведения тупиковых выработок за счет повторного использования откаточных выработок в качестве вентиляционных;
- * возможность исключения образования опасных скоплений метана на сопряжениях лавы с вентиляционной выработкой;
- * подачу к очистному забою свежего воздуха по двум выработкам при разработке выбросоопасных пластов.

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

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

6.1.2. Классификация, область применения и выбор схем проветривания

Классификация схем проветривания выемочных участков в зависимости от степени обособленности разбавления вредностей по источникам поступления в рудничную атмосферу, направления выдачи исходящей из лавы струи воздуха, взаимного влияния очистных выработок на их проветривание, направления движения воздуха по очистной выработке и взаимного направления свежей и исходящей струй приведена в табл. 6.1.

Таблица 6.1

Классификация схем проветривания выемочных участков

Основное классификационное деление	Классификационный признак	Варианты признака	Условные обозначения
Тип	Степень обособленности разбавления вредностей по источникам поступления	Последовательное	1
		Частичное	2
		Полное	3
Подтип	Направление выдачи исходящей из лавы струи воздуха	На выработанное пространство	В
		На массив угля	М
		Комбинированное	К
Класс	Зависимое или независимое проветривание очистных выработок	Независимое	Н
		Зависимое	З
Подкласс	Направление движения воздуха по очистному забою	Восходящее	в
		Нисходящее	н
		Горизонтальное	г
Вид	Взаимное направление свежей и исходящей струй	Возвратноточное	ВТ

Для удобства пользования каждая схема обозначается сокращенно. Например, 3-В-Н-н-пт, где 3 — тип, полное обособленное разбавление вредностей по источникам выделения; В — подтип, направление выдачи исходящей струи из лавы на выработанное пространство; Н — класс, независимое проветривание (одиночная лава); н — подкласс, нисходящее движение воздуха по лаве; пт — вид, прямоточное направление свежей и исходящей струй воздуха.

На рис. 6.1 и П.2.3 (приложение 2) приведены схемы проветривания выемочных участков. При подготовке выемочных участков увязка схем проветривания со схемами проветривания крыла, панели (вентиляционного участка) должна соответствовать схемам, приведенным на рис. П.2.4-П.2.14 или в Технологических схемах разработки пластов на угольных шахтах на период 1990-1995 гг.

Схемы проветривания выемочного участка 1-го типа в основном могут применяться при условии, когда нагрузка на лаву не ограничивается газовым фактором.

При разработке газоносных пластов, когда нагрузка на очистной забой при схемах 1-го типа ограничивается газовым фактором, а также негазоносных пластов на глубине, где естественная температура пород превышает 30°С, следует применять схемы 3-го типа с полным обособленным разбавлением вредностей (СПОРВ) по источникам выделения. В качестве типовых, пригодных для большинства шахтопластов, вынимаемых на полную мощность, включая пласты со сложными горно-геологическими условиями (газоносные, опасные по взрывам угольной пыли, выбросоопасные), следует принимать варианты СПОРВ 3-В-Н-н-пт (рис. 6.1 е, ж, з).

На рис. 6.1 представлены в основном варианты схем проветривания с нисходящим движением воздуха в очистных выработках, которые обеспечивают благоприятные санитарно-гигиенические условия. Однако это не исключает восходящего (подкласс б) и горизонтального (подкласс 2) движения воздуха в очистных выработках.

Чтобы исключить поступление метана из выработанного пространства в призабойное при управлении кровлей полным обрушением и обеспечить рассредоточенный вынос его в вентиляционную выработку, последняя поддерживается кострами, бутокострами, бутовыми полосами шириной до 5 м. В схеме 3-В-Н-н-пт (рис. 6.1ж) для выполнения данного требования необходимо поддерживать вентиляционную выработку с исходящей струей на расстоянии не менее 20-40 м в зависимости от величины метановыделения из выработанного пространства. При этих условиях обеспечивается также высокая эффективность дегазации сближенных пластов скважинами, пробуренными из вентиляционного штрека.

Рис. 6.1. Основные схемы проветривания выемочных участков

В сложных горно-геологических условиях на пластах с весьма неустойчивыми боковыми породами, когда требуется полевая подготовка или возможна отработка только сплошной системой, рекомендуются варианты СПОРВ 3-В-Н-н-пт и 3-В-Н-н-вт (рис. 6.1 м, л). Для получения максимальной нагрузки в последней схеме выработку для выдачи исходящей

струи при $q_{вн} \geq 0,7 q_{уч}$ ($I_{вн} \geq 0,7 I_{уч}$) следует располагать в нижней части лавы на расстоянии не более 20-30 м от выработки с подсвежающей струей, при $q_{вн} \leq 0,3 q_{уч}$, ($I_{вн} \leq 0,3 I_{уч}$) — посередине, а в остальных случаях — между этими положениями.

На газовых шахтах при отработке пластов спаренными лавами схема 3-В-3-г-пт (рис. 6.1/с) с выдачей исходящей струи по средней выработке, поддерживаемой в выработанном пространстве, является лучшей по сравнению со схемой, в которой исходящая струя выдается по двум выработкам. Ее можно использовать на пластах, не склонных к самовозгоранию, когда обеспечивается сохранность вентиляционной выработки в выработанном пространстве и если в данных условиях она обеспечивает более высокие технико-экономические показатели, чем другие схемы с одиночными лавами. СПОРВ с выдачей исходящих струй по бортовым ходам (вместо средней выработки) из-за трудности управления метановыделением и снижения безопасности работ допускается применять в аналогичных условиях только в исключительных случаях при метановыделении из выработанного пространства обеих лав до 4 м³/мин, а также при отработке первых лав в пределах крыла.

Схемы с частично обособленным разбавлением вредностей (типа 2-В, приложение 2) следует применять в тех случаях, когда по каким-либо причинам невозможно или затруднительно использовать схемы с полным обособленным разбавлением вредностей.

Схемы с частично обособленным разбавлением вредностей (тип 2-М, приложение 2) допускается применять только в не газовых шахтах.

При отработке незащищенных выбросоопасных пластов, а также при внезапных прорывах метана из почвы должны применяться схемы проветривания, обеспечивающие подачу воздуха к лаве по двум выработкам. В этих условиях наиболее эффективной является схема 3-В-Н-н-пт (рис. 6.1е). В разгрузочных лавах пологого падения и лавах крутого падения на действующих шахтах, работающих по схеме "лава-этаж", разрешается работать без подсвеживания исходящей струи воздуха с дополнительными мероприятиями, обеспечивающими безопасность работ.

При отработке пластов угля, склонного к самовозгоранию, необходимо применять схемы типа 1-М-Н-в-вт, 3-В-Н-н-пт (рис. 6.1 а, 2, ж, и), причем схемы 1-М-Н-в-вт (рис. 6.1 а, 2) могут применяться при газообильности выемочного участка до 3 м³/мин, а схемы 3-В-Н-н-пт (рис. 6.1 ж, и) — при газообильности более 3 м³/мин. Расстояние от сбойки до окна лавы в последних двух схемах принимается равным 20-40 м при условии исключения образования повышенных концентраций метана на сопряжении лавы с вентиляционной выработкой.

Прямоточные схемы проветривания 3-В-Н-н-пт (рис. 6.1 е, б) могут также применяться при отработке пластов угля, склонного к самовозгоранию, при надежной герметизации выработанного пространства со стороны выработки с исходящей струей на всем ее протяжении за исключением примыкающей к лаве участка длиной не более 40 м. При метановыделении из выработанного пространства в газовом балансе выемочного участка менее 40% длина участка не должна превышать 20 м. На участке длиной 20-40 м при ширине изолирующей полосы (бутовой полосы) более 5 м должны устраиваться специальные окна шириной 1,5-2,0 м с интервалом 10 м. Одновременно в работе должно быть не менее двух окон.

При метановыделении из выработанного пространства более 4 м³/мин в сыпучих, легкообрушаемых породах кровли расстояния между окнами для конкретных горно-геологических условий могут уточняться в процессе эксплуатации.

Герметизация выработанного пространства осуществляется путем торкретирования и тампонирующей бутовой полосы и должна быть выполнена до последнего незакрытого окна в бутовой полосе. Толщина слоя должна быть не менее 5-7 см.

Проведение горных выработок вприсечку к выработанному пространству или вкрест простирания следует осуществлять после полного слеживания пород в последнем. При этом у выработанного пространства должна создаваться изоляционная полоса.

Выбор схемы проветривания выемочного участка должен производиться в следующей последовательности.

На первом этапе по планируемой нагрузке в соответствии с подразделом 3.3 определяется ожидаемая метанообильность выемочного участка. Затем по данным метанообильности горных выработок с учетом изложенных выше требований к схемам проветривания при отработке выбросоопасных угольных пластов, пластов, опасных по прорывам метана, а также склонных к самовозгоранию, выбирается схема проветривания выемочного участка, обеспечивающая планируемую нагрузку на очистной забой.

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

На третьем этапе конструируется схема проветривания вентиляционного участка (крыла, блока, панели), после чего оценивается устойчивость проветривания выемочного участка и других объектов, и при необходимости принимаются меры по повышению устойчивости с учетом рекомендаций, приведенных в разделе 11.

Условия, облегчающие спасение людей при пожарах, взрывах, внезапных выбросах угля и газа, внезапных прорывов метана, наиболее полно обеспечиваются, если на вентиляционном участке (в крыле, блоке, панели) будет организовано Автономное проветривание выемочных участков. Применение таких схем позволяет не только создать условия, обеспечивающие спасение людей при авариях, но и существенно повысить устойчивость проветривания выемочных участков при нормальных технологических процессах.

6.1.3. Проверка схем проветривания по опасности местных скоплений метана

Схемы проветривания выемочных участков должны проверяться по опасности местных скоплений метана на сопряжении лавы с вентиляционной выработкой (схемы 1-М) и в очистной у выработанного пространства под вентиляционным штреком (схемы 1-В, 2-В, 3-В и 1-К).

При схемах проветривания выемочных участков к выдаче исходящей струи на массив угля и погашении вентиляционных выработок (схемы 1-М) возможность образования местных скоплений метана с концентрацией выше нормы на сопряжении (в тупике погашения) исключается, если

—

$$K_0 = (1434 I_{ВН} \sqrt{S}) / [Q_{УЧ}^{1,5} ((k_{УТ.В} - 1) / k_{УТ.В})^{1,5}] \leq 1 \quad (6.1)$$

где k_0 — коэффициент, учитывающий опасность местных скоплений метана на сопряжении лавы с вентиляционной выработкой;

$I_{ВН}$ — среднее фактическое (ожидаемое) метановыделение

из выработанного пространства на выемочном участке, $\text{м}^3/\text{мин}$; определяется при расчете ожидаемой метанообильности по природной метаноносности по формуле (3.82), а для действующих шахт — по результатам газовой съемки, проводимой в соответствии с

Руководством по производству депрессионных и газовых съемок в угольных шахтах, или по разности расхода метана в вентиляционной выработке (20-30 м от лавы) и в лаве (10-15 м от вентиляционной выработки);

S — проектная площадь поперечного сечения вентиляционной выработки в свету, m^2 ;

$Q_{уч}$ — расход воздуха на выемочном участке, $m^3/мин$;

$k_{ут.в}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство; определяется согласно указаниям пункта 6.2.2.

При изолированном отводе метана из выработанного пространства по жесткому трубопроводу с эффективностью 70% и неподдерживаемой выработке с эффективностью 50% с помощью газоотсасывающих установок проверку $\%p$ по формуле

(6.1) производить не следует.

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

—

$$K_0 = (113,2 I_{в.п.кв.п.}) / ((Q_{уч} - Q_{дон}) ((k_{ут.в} - 1) / k_{ут.в} + k_{ут.л})) \leq 1 \quad (6.2)$$

где $k_{в.п}$ — коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного участка в призабойное, доли ед.; определяется согласно указаниям подраздела 3.3;

$k_{ут.в}$ — коэффициент, учитывающий поступление (притечки) воздуха из выработанного пространства в призабойное, доли ед.; принимается согласно указаниям подраздела 3.3;

$Q_{дон}$ — расход воздуха, необходимый для подсвеживания исходящей из выемочного участка вентиляционной струи, $m^3/мин$; принимается в соответствии с указаниями пункта 6.2.2.

Если проверка покажет, что у сопряжения лавы с вентиляционной выработкой возможно образование опасных скоплений метана, следует пересмотреть схему дегазации сближенных пластов и вмещающих пород скважинами с целью обеспечения более высокой эффективности дегазации, после чего вновь произвести проверку схемы на опасность скоплений метана. Если при этом не устраняется опасность, то нужно изменить, если это возможно, схему проветривания участка (например, схему с выдачей исходящей струи на массив угля заменить на схему типа 1-В или 3-В). Если же за счет изменения схемы проветривания нельзя устранить опасные скопления метана, то рекомендуется использовать следующие способы управления метановыведением средствами вентиляции:

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

* отвод метана из выработанного пространства по коротким трубопроводам с помощью пневматических вентиляторов или эжекторов с выпуском метановоздушной смеси в исходящую струю участка;

* отвод метана из выработанного пространства с помощью специальных газоотсасывающих установок типа УСМ, УВГ с выпуском МВС в исходящую струю участка;

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

* подачу дополнительного расхода воздуха в погашаемый тупик с помощью вентилятора местного проветривания (ВМП),

установленного на свежей струе в соответствии с требованиями ПБ.

6.1.4. Способы и средства предупреждения образования местных скоплений метана

6.1.4.1. Изолированный отвод метана из выработанных пространств за пределы выемочных участков по трубопроводам и неподдерживаемым выработкам с помощью газоотсасывающих вентиляторов (эжекторов) рекомендуется применять при

метанообильности выработанного пространства 4,0 м³/мин и более, когда вентиляция и дегазация, как правило, не могут обеспечить норму содержания метана в горных выработках.

Метан, отводимый за пределы выемочных участков, выпускается в выработку с исходящей вентиляционной струей после предварительного разбавления его воздухом в смесительной камере до норм ПБ.

Изолированный отвод метана осуществляется по проекту, утвержденному техническим директором производственного объединения, согласованному с МакНИИ и территориальным управлением Госнадзорохрантруда Украины, а при отводе по неподдерживаемым выработкам на пластах, склонных к самовозгоранию, — дополнительно с НИИГД. Проект является неотъемлемой частью паспорта выемочного участка.

В качестве источника тяги могут быть использованы эжекторы и газоотсасывающие вентиляторы, в которых исключена возможность воспламенения метана при ударах и трении вращающихся частей о корпус вентилятора. Электрический привод вентилятора должен омываться свежим воздухом.

На рис. 6.2, 6.3, 6.4 показаны схемы проветривания выемочных участков с отводом метана из выработанного пространства за пределы участка по трубопроводам (рис. 6.2, 6.3) и неподдерживаемой выработке (рис. 6.4) с использованием газоотсасывающих установок, а на рис. 6.5 — схемы проветривания выемочных участков, при которых для изолированного отвода метана могут быть использованы неподдерживаемые горные выработки.

Изолированный отвод метана по трубопроводам или неподдерживаемым выработкам с использованием газоотсасывающих установок допускается предусматривать в проектах новых и реконструируемых шахт, а также в паспортах подготовки выемочных участков на действующих шахтах. Снижение метанообильности

Рис. 6.2. Схемы изолированного отвода метана из погашаемого тупика вентиляционной выработки: 1 — вентилятор; 2 — трубопровод; 3 — смесительная камера; 4 — всасывающий патрубок; 5 — перемычка; 6 — регулирующее окно

Рис. 6.3. Схема изолированного отвода метана при сплошной системе разработки: 7 — вентилятор; 2 — трубопровод; 3 — смесительная камера

Рис. 6.4. Схема изолированного отвода метана по неподдерживаемой вентиляционной выработке: 7 — вентилятор (или эжектор); 2 — трубопровод; 3 — смесительная камера; 4 — перемычка; 3 — ограждающая перемычка

выемочных участков, достигаемое при изолированном отводе метана по трубопроводам и неподдерживаемым выработкам с использованием газоотсасывающих установок, следует учитывать при расчете необходимого расхода воздуха и максимально допустимой нагрузки на очистной забой.

Отвод метана из выработанного пространства при столбовой системе разработки (рис. 6.2) с помощью газоотсасывающей установки производится по жесткому трубопроводу диаметром 0,5-0,9 м. Погашаемый тупик, длина которого не должна превышать 6 м, отделяется от выработки дощатой перемычкой, обитой материалом для вентиляционных труб. Перемычка переносится через каждые 2-3 м подвигания очистного забоя. К всасывающему концу жесткого трубопровода подсоединяется гибкая гофрированная труба или гибкая труба, армированная металлическими кольцами, длиной 7-10 м и диаметром, равным диаметру жесткого трубопровода. Труба заканчивается патрубком, имеющим приспособление для подвески его в выработке. Выходное отверстие патрубка закрывается металлической решеткой с размером ячеек 20x20 мм. Всасывающий патрубок размещается в верхней части погашаемого штрека у стенки, противоположной выходу из лавы. Если крепь сопряжения (или крепь выемочного комплекса) не позволяет завести в погашаемую часть выработки трубопровод принятого диаметра, то газосборная часть его может быть выполнена из нескольких гибких труб диаметром 0,2-0,3 м со всасывающими патрубками. Общая площадь сечения этих труб должна быть равна площади поперечного сечения газоотводящего трубопровода. Метан, отсасываемый из выработанного пространства, транспортируется по трубопроводу к смесительной камере, через которую выпускается в общую исходящую струю.

Трубопровод должен быть собран из жестких труб, изготовленных из материалов с поверхностным электрическим

Рис. 6.5. Схемы проветривания выемочных участков с отводом метана из выработанных пространств по неподдерживаемым выработкам: а — с использованием участковой выработки; б, в — с использованием выработок ранее отработанных лав; ск — смесительная камера

сопротивлением не более 3 -108 Ом. Стыки должны быть тщательно уплотнены. Повороты трубопровода выполняются плавно, радиусом не менее $1,5 d_{\text{тр}}$.

На жесткой части трубопровода против окна лавы должно

быть устроено окно площадью $0,2 \times 0,15 \text{ м}^2$, закрываемое задвижкой. Окно с задвижкой служит для регулирования концентрации метана в трубопроводе путем подачи в него дополнительного воздуха из выработки. Концентрация метана в трубопроводе не должна превышать 3,5%.

Перед окном на расстоянии 1,0-1,5 м в сторону тупика устанавливается заслонка, предназначенная для перекрытия трубопровода при остановках газоотсасывающего вентилятора. Проветривание трубопровода после его перекрытия обеспечивается за счет общешахтной депрессии.

Для контроля содержания метана в трубопроводе в 3-5 м от окна по ходу движения смеси и у вентилятора на нагнетательной части трубопровода устанавливаются штуцера.

Конец трубопровода, через который выпускается МВС, заводится в смесительную камеру и снабжается коленом, обеспечивающим выход метана из трубопровода под углом 45° к направлению основного вентиляционного потока. Смесительная камера представляет собой часть выработки, отшитую сплошной продольной перегородкой из негорючего материала. Длина смесительной камеры 5-6 м, ширина не менее 1,5 м. Вход в камеру и выход из нее ограждается металлическими решетками. Выработка в месте сооружения камеры и на расстоянии 5 м в обе стороны от нее должна быть закреплена негорючей крепью. Вентилятор газоотсасывающей установки должен размещаться в камере, проветриваемой свежей струей воздуха и удовлетворяющей требованиям ПБ, предъявляемым к электромашиным камерам.

При сплошной системе разработки (рис. 6.3) метан с помощью газоотсасывающей установки и отростков труб улавливается в просеке шириной 1,5 м, оставляемой в выработанном пространстве у бутовой полосы. Крепь должна предохранять просек от завала на протяжении 150 м от лавы. Для уменьшения подсосов воздуха в печах выкладываются две чураковые перемычки, пространство между ними заполняется глиной, вдоль бутовой полосы со стороны вентиляционной выработки выкладывается чураковая стенка или производится герметизация синтетическим материалом. Отростки трубопровода, закладываемые через каждые 50 м, включаются в работу на расстоянии

30-40 м от лавы и выключаются при отходе ее на 150 м. В работе постоянно находятся два-три отростка.

Отвод метана из выработанного пространства по неподдерживаемым выработкам с помощью газоотсасывающих установок производится по трубопроводу, проложенному через перемычку, изолирующую неподдерживаемую выработку от действующей (рис. 6.4).

Наибольший эффект достигается, когда неподдерживаемая выработка примыкает к угольному массиву или охраняется целиками, крепь из нее не извлекается, а усиливается стойками или кострами. Если неподдерживаемая выработка охранялась со стороны действующей лавы целиками или бутовой полосой, то в них устраиваются каналы шириной 1,5-2,0 м с интервалом 10 м, обеспечивающие свободный выход метана из выработанного пространства в выработку. Со стороны очистного забоя погашаемая выработка ограждается, чтобы в нее не могли войти люди.

Расчет параметров и выбор газоотсасывающих установок при отводе МВС по трубопроводу или неподдерживаемой выработке за пределы выемочных участков, а также меры безопасности при их эксплуатации приведены в подразделе 6.3.

6.1.4.2. Изолированный отвод метана по неподдерживаемым выработкам за счет общешахтной депрессии обеспечивает высокий эффект, если неподдерживаемые выработки не погашают, а крепь усиливают, как это указано выше.

Неподдерживаемые выработки должны ограждаться, чтобы в них не могли пройти люди. Выпуск МВС из них в действующие выработки осуществляется через смесительную камеру. Концентрация метана на выходе из смесительной камеры не должна превышать 2,0%.

Депрессия $h_{н.в.}$, обеспечивающая необходимый расход МВС

по неподдерживаемым выработкам, определяется по формуле (6.62). Величина $Q_{см}$, входящая в эту формулу, должна быть

не менее $0,3 Q_{уч} (1 - 1/k_{ут.в.})$. При выполнении этого условия

эффективность отвода метана будет не менее 50%, что обеспечивает ликвидацию опасных скоплений метана на сопряжении лавы с погашаемой вентиляционной выработкой. Расход отводимой МВС не должен превышать 30% расхода воздуха, поступающего на участок.

Величина депрессии $h_{н.в.}$ должна быть не менее фактической ($h_{н.в.ф}$), измеренной в выработках, параллельных газо-

отводящему пути. Она определяется как сумма депрессий действующих выработок, соединяющих выработанное пространство с местом установки смесителя. Если $h_{нв} > h_{нвф}$, то данный способ без дополнительного источника тяги не может быть применен.

Снижение метанообильности выемочных участков, достигнутое при изолированном отводе метана по неподдерживаемым выработкам за счет общешахтной депрессии, не должно учитываться при расчете максимально допустимой нагрузки, так как эффективность отвода метана изменяется во времени.

6.1.4.3. Отвод метана из выработанного пространства по коротким трубопроводам с помощью пневматических вентиляторов или эжекторов с выпуском МВС в исходящую струю участка применяется для борьбы с местными скоплениями метана на сопряжении очистной выработки с вентиляционной (в погашаемом тупике) при метановыделении из выработанного

пространства от 1,5 до 4,0 м³/мин. Опасные местные скопления метана в тупиках погашения ликвидируются, если обеспечивается эффективность отвода метана не ниже 70%.

На рис. 6.6 показана схема отвода метана из погашаемого тупика с помощью эжектора.

Пневматические вентиляторы, используемые для отвода МВС, изготавливаются из материалов, исключающих возможность воспламенения метана при ударах и трении вращающихся частей о корпус вентилятора.

Размещение газоотводящего трубопровода (установки) должно осуществляться по схеме, утвержденной главным инженером шахты. При разработке схемы необходимо предусматривать следующее.

Электрооборудование должно размещаться от смесителя установки (смесительной камеры) на расстоянии не менее 15 м по направлению движения вентиляционной струи.

Длина газоотводящего трубопровода должна быть не менее 40-50 м. В качестве смесителя может использоваться металлическая труба диаметром 0,8-1,0 м, длиной 1,5-2,0 м, закрепленная у выходного отверстия трубопровода с помощью металлических распорок.

Выбор диаметра трубопровода, источника тяги (эжектора, пневматического вентилятора), а также мер, обеспечивающих безопасность отвода метана, производится в соответствии с пунктом 6.3.2.

Рис. 6.6. Схема отвода метана из погашаемого тупика вентиляционной выработки в исходящую струю выемочного участка с помощью эжектора: 7 — эжектор; 2 — газоотводящий трубопровод; 3 — регулировочное окно; 4 — клапан-заслонка; 5 — перемычка; 6 — смесительная камера

Расчет параметров изолированного отвода и мероприятия по безопасности долины быть включены в паспорт выемочного участка.

6.1.4.4. Отвод метана из выработанного пространства в исходящую струю выемочных участков по трубопроводам с помощью специальных установок (типа УСМ-02, УВГ-1) рекомендуется применять для борьбы с местными скоплениями метана на сопряжении очистной выработки с вентиляционной (в погашаемом тупике) при метановыделении из выработанного пространства до $3,0 \text{ м}^3/\text{мин}$. Установку УСМ-02 рекомендуется применять при метанообильности выработанного пространства до $1,5 \text{ м}^3/\text{мин}$, а УВГ-1 — до $3,0 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Схема установки УСМ-02 приведена на рис. 6.7, а установки УВГ-1 — на рис. 6.8. Размещение установок в выработках должно осуществляться по схеме, утвержденной глав-

Рис. 6.7. Схема отвода метана из погашаемого тупика вентиляционной выработки в исходящую струю выемочного участка в помощью установки УСМ-02: 1 — центробежный вентилятор; 2 — газоотводящий трубопровод; 3 — гибкая гофрированная труба; 4 — смесительное устройство; 5 — регулировочное окно; 6 — клапан-заслонка; 7 — перемычка

ным инженером шахты. При разработке схем необходимо учитывать следующее.

Электрооборудование должно размещаться от смесителя установки на расстоянии не менее 15 м по направлению движения вентиляционной струи.

Установка должна подключаться к подстанции, питающей вспомогательные токоприемники, кроме токоприемников очистного забоя (комбайн, конвейер).

Схема электроснабжения участка должна обеспечивать:

- отключение потребителей лавы и вентиляционного штрека при не работающей установке;
- отключение электроснабжения установки и потребителей лавы и вентиляционного штрека при концентрации метана в исходящей струе лавы или выемочного участка и в 2—3 м от смесителя установки 1,3 % и более;

Рис. 6.8. Схема отвода метана из погашаемого тупика вентиляционной выработки с помощью установки УВГ-1: 1 — перемычка; 2 — патрубок; 3 — заслонка; 4 — регулировочное окно; 5 — гибкое соединительное звено; 6 — газоотводящий трубопровод; 7 — вентилятор; 8 — смеситель

- отключение электроснабжения потребителей лавы и вентиляционного штрека, кроме установок, при концентрации метана в погашаемом тупике у перемычки 2% и более.

При эксплуатации установок необходимо осуществлять контроль концентрации метана в газоотводящем трубопроводе установки (за регулировочным окном по ходу вентиляционной струи) и на выходе из смесителя в 0,5 м от него переносными приборами эпизодического действия. Замеры длины осуществляться не реже одного раза в смену сменными инженерно-техническими работниками участка и не менее одного раза в сутки работниками участка ВТБ. Если концентрация метана в газоотводящем трубопроводе за регулировочным окном будет превышать 3,5%, то необходимо увеличить расход воздуха в трубопроводе за счет открывания задвижки окна.

Концентрация метана на выходе из смесителя не должна достигать 2% и более.

Концентрация метана на выходе из смесителя должна также контролироваться стационарным автоматическим прибором. Датчик устанавливается против смесителя в 2-3 м от него по направлению вентиляционной струи, при этом уставка датчика должна быть 1,3%.

6.1.4.5. Выпуск МВС из выработанного пространства через каналы в бутовой полосе, выкладываемой у вентиляционной выработки, может применяться для устранения скоплений метана у сопряжения лавы с вентиляционной выработкой при поддержании такой выработки в выработанном пространстве.

На рис. 6.9 показана рекомендуемая схема расположения каналов в бутовой полосе для отвода метана, при которой отпадает необходимость устройства в вентиляционной выработке смесительной камеры в местах выпуска газа, а на рис. 6.10 — с устройством, при необходимости, смесительных камер.

Согласно схеме, представленной на рис. 6.9, в бутовой полосе наряду с поперечными каналами 3 устраивается продольный канал 7, в котором происходит перемешивание метана с воздухом, поступающим из рабочего пространства лавы. Продольный канал играет роль камеры смешения. Из него МВС под действием общешахтной депрессии поступает в вентиляционную выработку через стенку 2, устраиваемую в выработанном пространстве у крепи выработки. За счет этой стенки МВС рассредоточивается по длине выработки вблизи лавы, что создает условия для хорошего перемешивания метана с воздухом. Устройство поперечных и продольных каналов не снижает несущей способности бутовой полосы.

Необходимая ширина канала b_0 принимается в зависимости

от величины коэффициента $k_{ут.в.}$. При $k_{ут.в.} \leq 1,4$ $b_0 = 1,0$ м, при $k_{ут.в.} = 1,4-1,6$ $b_0 = 1,5$ м, при $k_{ут.в.} > 1,6$ $b_0 = 2,0$ м.

Расстояние между каналами принимается равным 10 м. В действии должны находиться два канала. После устройства нового канала старый закладывается чураковой перемычкой. Действующие каналы во избежание доступа в них людей должны перекрываться

металлическими решетками со стороны штрека (рис. 6.10). Каналы не следует устраивать под устьями дегазационных скважин.

При ширине канала 2 м расстояние между ними уменьшается до 5 ц. Ширина камеры смешения (продольного канала, см. рис. 6.9) и ширина стенки приведены в табл. 6.2.

Стенка устраивается из породы, бутокостров, чураков.

Рис. 6.9. Схема устройства каналов в бутовой полосе: V — продольный канал; 2 — стенка; 3 — вентиляционная выработка; 4 — лава; 3 — поперечный канал; б — просек

Для более свободного прохода к каналам МВС у бутовой полосы со стороны выработанного пространства устраивается канал (просек) шириной до 1,5 м.

Таблица 6.2 Параметры камеры смешения и стенки

Газовыделение из выработанного пространства, м /мин	Ширина, м	
	камеры смешения (продольного канала)	стенки
до 3	0,7	до 3
3-5	0,7-1,0	1,3-2,0
3-8	1,0-1,5	1,5-2,0
8-15	1,5-2,0	1,0-1,5

Рис. 6.10. Схема отвода МВС по каналам в бутовой полосе под вентиляционным штреком

Каналы по описанной схеме рекомендуется устраивать при ширине бутовых полос более 5 м при ручной и механизированной и более 2 м при пневматической закладках породы.

Если концентрация метана в МВС, отводимой через каналы, превышает 2% (для каналов, приведенных на рис.6.10), то для разбавления метана необходимо применять один из

способов, рекомендуемых в Инструкции по разгазированию горных выработок, расследованию, учету и предупреждению загазирования к ПБ.

Способы предупреждения и ликвидации слоевых и местных скоплений метана в выработках выемочного участка приведены в приложении 3.

6.1.4.6. Подачу дополнительного расхода воздуха в погашаемый тупик для борьбы со скоплениями метана с помощью ВМП целесообразно применять при метановыделении из выработанного пространства до $2,0 \text{ м}^3/\text{мин}$ и длине столба до 800 м. Способ допускается применять только при отработке пластов угля, не склонного к самовозгоранию, по паспортам подготовки выемочных участков на действующих шахтах.

Подача ВМП определяется из условия разбавления метана, выделяющегося из выработанного пространства, до 1,0 %. ВМП устанавливается в выработке со свежей струей воздуха (рис. 6.11) в соответствии с требованиями ПБ.

Рис. 6.11. Схема подачи расхода воздуха в погашаемый тупик вентиляционной выработки вентилятором местного проветривания: 7 — ВМП; 2 — вентиляционный трубопровод; 3 — дощатая перемычка

Расход воздуха, подаваемого ВМП в погашаемый тупик, должен составлять не более 20% от расхода воздуха, необходимого для проветривания выемочного участка.

6.1.5. Схемы с автономным проветриванием выемочных участков

На рисунках П.2.9-П.2.11 приложения 2 показаны типовые варианты схем с автономным проветриванием выемочных участков. Эти схемы необходимо предусматривать в проектах строительства новых шахт и на действующих шахтах при подготовке новых горизонтов, панелей, блоков в случае отработки пологих пластов тонких и средней мощности, особо опасных по выбросам и взрывам угольной пыли.

Схему, приведенную на рис. П.2.9, рекомендуется применять при отработке бремсберговых панелей столбами по простиранию, на рис. П.2.10 — при отработке уклонных панелей столбами по простиранию, а на рис. П.2.11 — столбами по восстанию.

В схемах с автономным проветриванием обеспечивается более высокая степень обособленности проветривания каждого очистного и тупикового забоев. При этом свежие струи, по-

ступающие в каждый такой забой, не имеют аэродинамической связи между собой внутри вентиляционного участка (блока, панели). Например, в схеме, представленной на рис. П.2.9, свежая струя поступает в каждую лаву по своему вспомогательному бремсбергу, которые изолированы друг от друга и от конвейерного бремсберга взрывоустойчивыми вентиляционными сооружениями. В каждый тупиковый конвейерный штрек свежая струя также поступает по своим фланговым выработкам. Принцип более высокой степени обособленности проветривания соблюдается и в отношении исходящих струй выемочных участков.

При конструировании и применении таких схем необходимо руководствоваться следующими положениями:

- * все основные подготовительные выработки в крыле, панели, блоке (бремсберги, уклоны, фланговые выработки) проводить на всю их длину до начала эксплуатационных работ;
- * применять схемы проветривания выемочных участков с полным обособленным разбавлением вредностей (СПОРВ) с выдачей исходящей струи на фланговые выработки;
- * осуществлять территориальное разделение работ по подготовке выемочных участков и очистных работ;
- * предусматривать разрыв конвейерных линий с устройством в местах разрывов гезенков с постоянно поддерживаемым слоем угля;
- * применять взрывоустойчивые переемы с лазом в местах разрыва конвейерных линий для разделения вентиляционных струй;
- * в глубоких шахтах со сложными горно-геологическими условиями осуществлять по возможности погашение основных выработок по мере отработки ярусов и принимать меры по снижению проявления горного давления (проведение выработок в разгруженных от горного давления зонах, чередование прямого и обратного хода при отработке ярусов и др.).

Конструкция взрывоустойчивых переемычек, гезенков и других узлов схем, обеспечивающих устойчивость проветривания, приведена в Технологических схемах разработки пластов на угольных шахтах на период 1990-1995 гг.

6.2. Расчет расхода воздуха для проветривания выемочных участков

6.2.1. Расчет расхода воздуха для проветривания очистных выработок

6.2.1.1. Общие положения

Расход воздуха, необходимый для проветривания очистных выработок, рассчитывается по выделению метана, углекислого газа, газов, образующихся при взрывных работах, по числу людей и проверяется по допустимой скорости воздуха, а при последовательном проветривании тупиковых выработок, примыкающих к очистным — также по подаче ВМП. Окончательно принимается наибольший результат. Кроме того, на шахтах III категории по газу и выше расход воздуха, принятый для проветривания очистной выработки, должен быть проверен по метановыделению при внезапном прорыве метана из почвы выработки.

При выемке каменных углей с прослойками в пласте породы суммарной мощностью 0,05 м и более, или с присечкой боковых пород, а также антрацитовых пластов и температуре воздуха 16°С и выше расход воздуха должен быть дополнительно рассчитан из условия оптимальной по пылевому фактору скорости, если для разбавления вредных газов или по температурным условиям не требуется большая скорость воздуха.

Для схем проветривания с примыканием исходящей струи к целику и погашением вентиляционной выработки (схемы типа I-М, рис. П.2.3) расчет расхода воздуха по выделению метана (углекислого газа) следует вести сразу для выемочного участка по формуле (6.24).

В тех случаях, когда ожидаемое метановыделение для расчета расхода воздуха определялось по природной газоносности, по мере накопления данных о фактической метанообильности должен производиться повторный расчет расхода воздуха.

6.2.1.2. Расчет расхода воздуха по выделению метана (углекислого газа)

Расход воздуха для проветривания очистной выработки (лавы) по выделению метана (углекислого газа) определяется по формуле

$$Q_{Oч} = (100 I_{Oч} k_H) / (C - C_0) \quad (6.3)$$

где $Q_{Oч}$ — расход воздуха для проветривания очистной выработки, м³/мин;

$I_{Oч}$ — среднее ожидаемое (фактическое) газовыделение в очистной выработке, м³/мин; определяется при прогнозе метановыделения по природной метаносности пласта по формуле (3.82), а углекислотообильности — в соответствии с подразделом 4.2; при расчете ожидаемого газовыделения по фактическому — в соответствии с указаниями, приведенными в пунктах 3.3.2 и 4.2.2;

C — допустимая согласно ПБ концентрация метана (углекислого газа) в исходящей из очистной выработки вентиляционной струе, %;

C_0 — концентрация газа в поступающей на выемочный

участок вентиляционной струе, %; определяется для выработок действующих шахт по результатам измерений, а для проектируемых принимается равной 0,05%;

k_H — коэффициент неравномерности метановыделения (выделения углекислого газа), доли ед.; значение коэффициента неравномерности метановыделения определяется по формуле (6.4) или берется из табл. 6.3, а выделения углекислого газа — принимается равным 1,6 при выемке каменных углей и антрацитов, при выемке бурых углей для механизированных лав — 2,3, а для лав с буровзрывным способом выемки угля — 2,6;

—

$$k_H = 1,94 I^{-0,14} \quad (6.4)$$

Таблица 6.3.

Значения коэффициента неравномерности метановыделения

Среднее метано-выделение из очистной выработки, выемочного участка, м ³ /мин	0,2-0,5	0,5-1,0	1,0-1,5	1,3-2,0	2,0-3,0	3,0-4,0	4,0-6,0	6,0-10,0	10,0-13,0	15,0-20,0	более 20,0
Значения k_H	2,43-2,14	2,14-1,94	1,94-1,83	1,83-1,76	1,76-1,66	1,66-1,60	1,60-1,31	1,31-1,40	1,40-1,33	1,33-1,28	1,28

Примечание. При выемке угля в лавах буровзрывным способом значение k_H , полученное по формуле (6.4) или взятое из табл. 6.3, необходимо умножить на коэффициент равный 1,2.

При обработке тонких крутых пластов щитовыми агрегатами полосами по падению в расход $Q_{оч}$, определенный по формуле (6.3), входит воздух для проветривания полосы и монтажной ниши.

Расход воздуха для проветривания лав при максимально допустимой нагрузке на лаву по газовому фактору (метановыделению) определяется по формуле

$$Q_{оч} = Q_{оч,мах} k_{0,3} = 60 S_{оч,min} \cdot v_{мах} k_{0,3} \quad (6,5)$$

где $Q_{оч,мах}$ — максимальный расход воздуха, который можно подать в очистную выработку, $м^3/мин$;

$k_{0,3}$ — коэффициент, учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному; принимается по табл. 6.4;

$S_{оч,min}$ — минимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в свету, $м^2$; при механизированных крепях принимается согласно табл. 6.5, а при индивидуальной крепи рассчитывается по формуле

$$S_{оч,min} = k_3 m_{в.пр} \cdot b_{min} \quad (6.6)$$

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

$m_{в.пр}$ — вынимаемая мощность пласта с учетом породных прослоек, м;

b_{min} — минимальная ширина призабойного пространства, м; принимается согласно паспорту крепления и управления кровлей.

Таблица 6.4

Значения коэффициента $k_{0,3}$

Способ управления кровлей	Породы непосредственной кровли	$k_{0,3}$
Полное обрушение	Песчаники	1,30
То же	Песчаные сланцы	1,25
То же	Глинистые сланцы	1,20

То же	Сыпучие	1,05
Плавное опускание	Независимо от пород	1,15
Частичная закладка	То же	1,10
Полная закладка	То же	1,10

Примечание. При обработке тонких крутых пластов щитовыми агрегатами значение $k_{0,3}$ принимается равным 1,15.

Таблица 6.5

Площадь поперечного сечения призабойных пространств в свету и удельное аэродинамическое сопротивление очистных выработок с механизированными крепями

Тип крепи (комплекса, агрегата)	Вынима- емая мощ- ность пласта, м	Сече- ние в свету, м ²	r ₁₀₀ , км	Тип крепи (комп- лекса), агрегата	Вынимае- мая мощ- ность пла- ста, м	Сече- ние в свету, м ²	r ₁₀₀ , км
«Донбасс»-М	0,8	1,56	0,270	ОКП 70	1,9	3,1	0,045
	1,2	2,5	0,080		3,5	6,5	0,007
1 КМ 103	1,7	1,4	0,357	2ОКП-70	2,3	4,8	0,030
	0,95	1,9	0,166		3,3	6,4	0,007
КМ 87УМН	1,15	2,3	0,13	КМ130	2,33	4,7	0,045

КМ 87УМП	1,95	4,6	0,03		3,2	8,2	0,009
КМ 87УМА	1,15	2,3	0,15	КД80	0,83	1,7	0,300
КМ 87УМВ	1,95	4,6	0,03		1,2	2,4	0,070
iKM88	1,0	2,3	0,113	1КМТ	1,1	2,4	0,120
	1,3	2,7	0,074		1-5	3,3	0,040
КМ 81	2,0	3,5	0,045	1УКП	1,3	2,0	0,120
	3,2	6,3	0,008		2,5	4,5	0,030
КМ 137	0,8	1,58	0,30	КМ138	1,4	2,93	0,06
	1,1	3,44	0,039		2,2	5,15	0,14
КСМ (АМС))	2,2	4,5		2УКП	2,4	4,0	0,017
	3,0	6,7			4,0	8,0	0,003
1МКМ	1,4	2,8	0,18	МК75	1,6	2,8	0,067
	1,75	3,8	0,03		2,2	3,9	0,023
КМ87 УМС	1,15	2,3	(Ц5	АНЩ	0,7	1,05	ОД2
	1,95	4,6	0,03		1,3	2,35	0,045
2 МКЭ	1,6	2,7	0,08	1АЩМ	1-2	1,8	0,07

	2,2	4,4	0,02		2,2	3,2	0,02
1КМ97Д	0,7	1,3	0,080	2АНЩ	1,05	1,6	0,06
	1,3	3,4	0,025		2,2	3,3	0,012
ЮКП, 20КП	1,85	2,7	0,07	КГУ	0,7	1,2	0,68
	3,0	5,4	0,029		1,2	3,2	0,036
30 КП	2,5	3,1	0,052	АКЗ	1,6	3,6	0,060
	3,3	5,8	0,01		2,5	5,6	0,022

Примечание. При мощности пласта и площади поперечного сечения, не указанных в таблице, сечение в свету и η_{100} , определяются интерполяцией.

При последовательном проветривании очистных выработок расчет воздуха по выделению метана для второй лавы определяется по формуле (6.7) или (6.8), а для первой лавы — по формуле (6.3)

—

$$Q_{оч2} = (100 I_{оч1} k_H) / (C_1 - C_0) \quad \text{при} \quad I_{оч1} > I_{оч2} \quad (6,7)$$

$$Q_{оч2} = (100 (I_{оч1} + I_{оч2}) k_H) / (C_1 - C_0) \quad \text{при} \quad I_{оч1} \leq I_{оч2} \quad (6,8)$$

$Q_{оч2}$ — расход воздуха, который необходимо подавать во вторую лаву, $\text{м}^3/\text{мин}$;

C_1 — допустимая концентрация метана в воздухе, поступающем по вторую лаву, %; принимается согласно ПБ;

$I_{оч1}, I_{оч2}$ — среднее фактическое (ожидаемое) выделение метана в первую и вторую лавы, считая от выработки с поступающей струей воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$.

Значения коэффициента неравномерности метановыделения в формуле (6.8) принимаются по суммарному метановыделению в последовательно проветриваемых лавах.

Расчет расхода воздуха по выделению углекислого газа при последовательном проветривании лав производится по формуле

$$Q_{Oч2} = (100 k_H / (C - C_0)) (I_{Oч1} - I_{Oч2}) \quad (6.9)$$

где $I_{Oч1}$, $I_{Oч2}$) — ожидаемое среднее выделение углекислого газа

в первой и второй лавах, считая от выработки с поступающей струей воздуха, м³/мин.

Для схем проветривания выемочных участков с примыканием исходящих струй к целику угля и погашением вентиляционных выработок вслед за лавами (схемы типа 1-М), когда расход воздуха для проветривания выемочного участка определяется по формуле (6.24), расход воздуха для проветривания очистной выработки по газовыделению рассчитывается по формуле

$$Q_{Oч2} = Q_{уч} k_{0,3} / k_{ут.в}$$

Значения $Q_{уч}$ и $k_{ут.в}$ определяются в соответствии с указаниями, приведенными в подразделе 6.2.2.

6.2.1.3. Расчет по газам, образующимся при взрывных работах, для очистки забоев типа лав выполняется по формуле

$$Q_{Oч} = 34 / T * \sqrt{(B_{ут} V_{Oч} k_{0,3})} \quad (6.11)$$

где T — время проветривания выработки, мин; принимается согласно ПБ;

$B_{ут}$ — масса одновременно взрываемых ВВ по углю, кг;

$V_{Oч}$ — проветриваемый объем очистной выработки, м³;

$$V_{Oч} = m_{в.пр.} b_{max} l_{оч} \quad (6.12)$$

b_{max} — максимальная ширина призабойного пространства, м; принимается согласно паспорту крепления и управления кровлей, а для лавинообразных выработок с большим шагом обрушения (закладки) — равной ширине трех рабочих лент (дорожек).

6.2.1.4. Расчет расхода воздуха по числу людей производится по формуле

$$Q_{Oч} = 6 n_{чел} k_{0,3} \quad (6.13)$$

где $n_{чел}$ — наибольшее число людей, одновременно работающих в очистной выработке.

При последовательном проветривании лав

j

$$Q_{оч} = 6 k_{0,3} \sum_{i=1}^j n \text{ чел}, \quad (6.14)$$

$i=1$

6.2.1.5. Расчет расхода воздуха из условия оптимальной скорости по пылевому фактору производится по формуле

$$Q_{оч} = 60 S_{оч} \min v_{опт} k_{0,3}, \quad (6.15)$$

где $v_{опт}$ — оптимальная скорость воздуха в призабойном пространстве лавы, м/с; принимается 1,6 м/с.

6.2.1.6. Проверка расхода воздуха по скорости производится по следующим формулам:

- по минимальной скорости воздуха в очистной выработке

$$Q_{оч} \geq Q_{оч} \min k_{0,3} = 60 S_{оч} \max v_{\min} k_{0,3} \quad (6.16)$$

где $S_{оч} \max$ — максимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в свету, м²;

при механизированных крепях принимается согласно табл. 6.5, а при индивидуальной крепи рассчитывается по формуле

$$S_{оч\max} = k_3 m_{в.нр} b_{\max} \quad (6.17)$$

$b_{\max}$ — максимальная ширина призабойного пространства, м; принимается согласно паспорту крепления и управления кровлей, а для лав с большим шагом обрушения (закладки) — равной ширине трех рабочих лент (дорожек);

$v_{\min}$ — минимально допустимая скорость воздуха в очистной выработке, м/с; принимается согласно ПБ;

- по максимальной скорости воздуха в очистной выработке

$$Q_{оч} \leq Q_{оч} \max k_{0,3} = 60 S_{оч} \min v_{\max} k_{0,3} \quad (6.18)$$

- по минимальной скорости воздуха в промежуточных штреках с подсвежающей струей при последовательном проветривании лав

$$Q_{оч.п} \geq 60 S_{оч} \max v \min k_{0,3} + 60 S_{нр ш} v \min, \quad (6.19)$$

где $S_{np\ ш}$ — площадь поперечного сечения промежуточного

штрека, по которому подается подсвежающая струя, m^2 ;

v_{min} — минимальная скорость воздуха в промежуточном штреке, m/c ; принимается согласно ПБ.

6.2.1.7. Проверка по подаче ВМП при последовательном проветривании тупиковых и очистных выработок производится по соблюдению условия

$$Q_{оч} \geq Q_{вс} \quad (6.20)$$

где $Q_{вс}$ — расход воздуха, который необходимо подать к всасу ВМП, $m^3/мин$; определяется согласно подразделу 5.2.

6.2.1.8. Проверка по метановыделению при внезапном разрушении надрабатываемого массива

—

$$Q_{оч} \geq 4(I_M + I_{оч} k_H) \quad (6-21)$$

где I_M — ожидаемый максимальный расход метана из надрабатываемого массива при внезапном его разрушении, $m^3/мин$; определяется в соответствии с требованиями раздела 2 Инструкции по прогнозу и предупреждению внезапных прорывов метана из почвы горных выработок (Макеевка — Донбасс, 1987).

Если условие формулы (6.21) не выполняется, то разрабатываются мероприятия в соответствии с требованиями указанной Инструкции.

6.2.1.9. Расход воздуха для проветривания резервных лав определяется по тем же факторам и формулам, что и для действующих.

6.2.2. Расчет расхода воздуха для проветривания выемочных участков

Под выемочным участком понимается обособленно проветриваемый очистной забой и прилегающие к нему подготовительные выработки (при последовательном проветривании - все проветриваемые последовательно очистные забои с прилегающими к ним подготовительными выработками).

Примеры схем проветривания выемочных участков показаны на рис. 6.1, П.2.2, П.2.3. Две спаренные лавы с общей исходящей струей воздуха (рис. 6.1к, схема 3-В-3-г-пт) представляют собой один выемочный участок. Две спаренные лавы в случае отвода исходящих струй из каждой лавы отдельно (рис. П.2.2, схема III) следует рассматривать как два выемочных участка. При щитовой системе разработки выемочный участок включает действующий щитовой забой с прилегающими к нему выработками (рис. 6.13).

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

При разработке крутонаклонных и крутых пластов механизированными лавами по простиранью и восходящем проветривании (рис. 6.1 г) расчет производится с учетом влияния падающего угля.

При применении на выемочных участках пневмозакладочных комплексов, выемочных машин фронтального действия (ВМФ), а также управления метановыделением средствами вентиляции (отвод МВС по неподдерживаемым выработкам, трубопроводу с помощью газоотсасывающих установок) расход воздуха рассчитывается с учетом их влияния.

6.2.2.1. По постоянно выделяющимся газам

При схемах проветривания с последовательным разбавлением метана по источникам выделения (схемы типа 1-В) при условии формулы (6.22) расход воздуха определяется по формуле (6.23), а если условие не выполняется, а также для других схем проветривания (схемы типа 1-М, 2-М, 2-В, 3-В, рис. П.2.3) — по формуле (6.24)

— —

$$I_{yч} / I_{yч} \leq k_{ут.в} / k_{0.3} \quad (6.22)$$

$$Q_{yч} = Q_{оч} (k_{ут.в} / k_{0.3}) \quad (6.23)$$

—

$$Q_{yч} = 100 I_{yч} k_H) / (C - C_0) \quad (6.24)$$

где $I_{yч}$ — среднее фактическое (ожидаемое) метановыделение (выделение углекислого газа) в пределах выемочного участка; м³/мин;

$k_{ут.в}$ — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство в пределах выемочного участка.

—

Значения $I_{yч}$ для действующих и проектируемых шахт определяются в соответствии с указаниями, приведенными в подразделах 3.3 и 4.2, а k_H — в соответствии с пунктом 6.2.1.2.

Для шахт Днепровского бурогоугольного бассейна k_H принимается равным: для механизированных лав — 2,3; для лав с буровзрывным способом выемки угля — 2,6; а в формулу (6.24) вместо C_0 подставляется концентрация углекислого газа

в атмосфере воздуха на поверхности шахты. При этом расход воздуха, необходимый для проветривания выемочного участка, должен составлять не менее 200 м³/мин, если выемочные штреки пройдены в угольном массиве, и не менее 250 м³/мин, если выемочные штреки пройдены вприсечку к выработанному пространству или участок отрабатывает целики угля у штреков главных направлений.

Расход воздуха на подсвежение при схемах проветривания выемочных участков типа 2-М, 2-В и 3-В определяется по формуле

$$Q_{доп} = Q_{yч} - Q_{оч} k_{ут.в} / k_{0.3} \quad (6.25)$$

где $Q_{доп}$ — расход, воздуха, необходимый для подсвежения исходящей из выемочного участка вентиляционной струи, м³/мин.

Расход воздуха, подсчитанный по формуле (6.24) для схем проветривания типа 1-М и 1-В, 1-К, должен удовлетворять условию формулы (6.26), а по формуле (6.25) — условию (6.27)

$$Q_{оч} \leq Q_{оч \max} k_{умв} = 60 S_{оч \max} v_{\max} k_{умв} \quad (6.26)$$

$$Q_{дон} \geq 60 S v_{\min} \quad (6.27)$$

где S — площадь поперечного сечения выработки с подсвечивающей струей воздуха в свету, m^2 .

Значения $k_{умв}$ при отработке пологих и наклонных пластов и управлении кровлей полным обрушением и плавным опусканием для схем проветривания типа 1-В, 2-В, 2-М и 3-В (рис. П.2.3) определяются по номограмме (рис. 6.12) или формуле (6.28), для схем типа 1-М (рис. П.2.3) — по номограмме (рис. 6.13) или формуле (6.29), а при отработке тонких крутых пластов — по табл. 6.6.

$$k_{умв} = 1 + 0,5 m_{впр} \exp(0,24 f - 0,35 S_{оч \min}); \quad (6.28)$$

$$k_{умв} = 1 + 0,13 m_{впр} \exp(0,35 f - 0,25 S_{оч \min}) \quad (6.29)$$

где f — средневзвешенный коэффициент крепости пород кровли на расстоянии от кровли вынимаемого пласта равном $8 m_{впр}$;

$$f = (f_{ни} \Sigma m_{пи} + f_{нс} \Sigma m_{пс} + f_{гс} \Sigma m_{гс}) / (\Sigma m_{пи} + \Sigma m_{пс} + \Sigma m_{гс}) \quad (6.30)$$

$f_{ни}$, $f_{нс}$, $f_{гс}$ — коэффициент крепости соответственно песчаников и известняков, песчаных сланцев, глинистых сланцев по шкале проф. Протодяконова; берется из геологических отчетов;

$\Sigma m_{пи}$, $\Sigma m_{пс}$, $\Sigma m_{гс}$ — суммарная мощность соответственно песчаников и известняков, песчаных сланцев, глинистых сланцев, м. —

Примечание. Если по расчетам $f > 8$, то при определении $k_{умв}$ значение f принимается равным 8.

При отработке пологих и наклонных пластов и управлении кровлей частичной закладкой $k_{умв3}$ расход воздуха рассчитывается из выражения $k_{ен\&d\&p} = 0,5 (1 + k_{умв})$, а $k_{умв}$ определяется по номограммам (рис. 6.12, 6.13) или формулам (6.28) и (6.29), как для управления кровлей полным обрушением.

где $Q_{yч\ max}$ — наибольший из результатов расчета расход воздуха, полученный по формулам (6.23), (6.24), (6.31), (6.32) и (6.33);

k_{ny} — коэффициент, учитывающий уменьшение расхода воздуха под действием падающего угля; определяется по табл. 6.7 в зависимости от депрессии h_m , создаваемой потоком падающего угля, и депрессии выемочного участка $h_{yч}$;

$$h_m = 30,5 k_{дв} \beta_o l_{оч} (v_{m\ y} + v)^2; \quad (6-35)$$

$k_{дв}$ — коэффициент, учитывающий влияние сопротивления

потока движущегося угля на уменьшение расхода воздуха; определяется в зависимости от β_o ;

$v_{m\ y}$ — скорость движения угля в лаве, м/с; определяется

в зависимости от угла падения пласта по табл. 6.8;

v — скорость воздуха в призабойном пространстве, м/с;

$$v = Q_{yч\ max} / 60 S_{оч\ min} k_{yч\ в} \quad (6.36)$$

β_o — объемная концентрация угля;

$$\beta_o = j / (60 v_{m\ y} m_{в\ пр} b_{min} k_3) \quad (6-37)$$

j — производительность комбайна, т/мин; принимается по паспорту или по фактическим данным.

Таблица 6.7

Значения коэффициента, учитывающего влияние падающего угля на уменьшение расхода воздуха

даПа	Значение k_{ny} при $h_{yч}$ даПа									
	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60
5	1,10	1,08	1,07	1,06	1,05	1,04	1,04	1,03	1,03	1,03
10	1,31	1,23	1,18	1,15	1,13	1,11	1,10	1,09	1,08	1,08

15	1,50	1,37	1,30	1,25	1,11	1,19	1,17	1,15	1,14	1,12
20	1,69	1,53	1,42	1,35	1,30	U6	1,23	1,20	1,19	1,17
25	1,89	1,67	1,33	1,44	1,38	1,36	1,30	1,27	1,24	1,22
30	2,08	1,81	1,65	1,54	1,45	1,39	1,33	1,30	1,17	1,25

Примечание. При депрессии h_m менее 5 даПа $h_{ny} = 1,0$.

Таблица 6.8

Значения скорости движения угля в лаве

Угол падения пласта, град.	45	50	55	60	65	70
Скорость движения угля, м/с	3,4	4,1	4,8	5,6	6,4	7,2

Коэффициент $k_{дв}$ зависит от объемной концентрации угля, и равен:

$\beta_o \cdot 10^3$	0,1-0,5	0,51-1,0	1,0-1,50	1,51-3,0	3,01-5,0
$k_{дв}$	0,065	0,06	0,055	0,050	0,045

При определении $S_{очmin}$ ширина рабочего пространства b_{min} принимается согласно паспорту управления кровлей и крепления, но не более 10 м, а значение k_3 для лав с индивидуальной крепью при удержании кровли на кострах принимается равным 0,95, при обрушении на посадочную крепь — 0,8; а для лав, оборудованных механизированными крепями — 0,7.

Если при определении депрессии выемочного участка по результатам депрессионной съемки фактический расход воздуха $Q_{уч ф}$, отличается от $Q_{уч max}$ то $h_{уч}$ рассчитывается по формуле

$$h_{yч} = h_{yч ф} ((Q_{yч max}) / (Q_{yч ф}))^2 \quad (6.38)$$

При невозможности определения $h_{yч}$ допускается приближенный расчет $Q_{yч}$ по формуле

$$Q_{yч} = Q_{yч max} + \Delta Q_{yч} \quad (6.39)$$

где $\Delta Q_{yч}$ — поправка, учитывающая уменьшение расхода воздуха под действием падающего угля, м³/мин;

$$\Delta Q_{yч} = k'_{ny} / Q_{yч max} \quad (6.40)$$

Значение k'_{ny} , учитывающего влияние сопротивления падающего угля на уменьшение расхода воздуха, принимается согласно табл. 6.9.

Таблица 6.91

Значения k'_{ny} в зависимости от h_m

Депрессия, создаваемая потоком падающего угля, даПа	k'_{ny}	Депрессия, создаваемая потоком падающего угля, даПа	k'_{ny}
5	13000	20	82000
10	35600	25	97000
15	58000	30	120000

Если на выемочном участке имеется регулятор расхода воздуха, то результат расчета по формуле (6.42) следует уменьшить вдвое. При депрессии h_m менее 5 даПа $\Delta Q_{yч} = 0$.

Рис. 6.14. Номограмма для определения h_T при выемке пологих и наклонных пластов выемочными машинами фронтального действия

Расход воздуха, рассчитанный по формулам (6.34), (6.39), должен удовлетворять условию (6.26).

6.2.2.5. Расчет расхода воздуха при выемке пологих и наклонных пластов выемочными машинами фронтального действия производится по формуле (6.34), а значение $h'm$ определяется по номограмме рис. 6.14.

6.3. Расход воздуха для проветривания выемочного участка при изолированном отводе МВС за его пределы, выбор средств отвода и меры безопасности

6.3.1. Расчет расхода воздуха при изолированном отводе МВС из выработанного пространства по трубопроводу с помощью газоотсасывающей установки осуществляется по формуле

$$Q_{\text{уч}} = Q_{\text{в.ш}} + Q_{\text{тр}} \quad (6.41)$$

где $Q_{\text{уч}}$ — расход воздуха в воздухоподающей выработке, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$Q_{\text{в.ш}}$ — расход воздуха в вентиляционной выработке, $\text{м}^3/\text{мин}$;

—

$$Q_{\text{в.ш}} = (100 / (C - C_0)) (I_{\text{уч}} k_{\text{н}} (1 - k_{\text{в.п.у}}) + k_{\text{в.п.у}} (1 - k'_{\text{д.в.п}}) (1 - k_{\text{д.в.о}})) \quad (6.42)$$

$Q_{\text{тр}}$ — расход воздуха на всасе газоотводящего трубопровода, $\text{м}^3/\text{мин}$;

—

$$Q_{\text{т.р.}} = (100 / (C - C_0)) (I_{\text{уч}} k_{\text{в.п.у}} k'_{\text{д.в.п}} k_{\text{н}} (1 - k_{\text{д.в.о}})) \quad (6.43)$$

$I_{\text{уч}}$ — среднее ожидаемое (фактическое) метановыделение на выемочном участке, $\text{м}^3/\text{мин}$; значение $I_{\text{уч}}$ для действующих шахт определяется по формуле (3.70) или (3.77), а при расчете ожидаемой метанообильности по природной метаноопасности пласта — по формуле (3.82);

$k_{\text{в.п.у}}$ — коэффициент, учитывающий долю метановыделения из выработанного пространства в газовом балансе выемочного участка, доли ед.; определяется для действующих шахт по результатам газовых съемок, проводимых в соответствии с Руководством по производству депрессионных и газовых съемок в угольных шахтах, а при расчете метанообильности по метаноносности пласта по формуле

$$k_{\text{в.п.у}} = q_{\text{в.п.}} / q_{\text{уч}} = I_{\text{в.п.}} / I_{\text{уч}} \quad (6.44)$$

$k'_{\text{д.в.п}}$ — коэффициент, учитывающий эффективность изолированного отвода метана, доли ед.; принимается равным 0,7 и 0,34),4 соответственно для схем 1-М (рис. 6.2) и 1-В (рис. 6.3);

$C_{\text{м}}$ — допустимая концентрация метана в трубопроводе, %; принимается равной 3,5%;

$k_{\text{д.в.о}}$ — коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и выработанного пространства, доли ед.; принимается в соответствии с Руководством по дегазации угольных шахт.

Значения $q_{\text{в.п.}}$, $q_{\text{уч}}$, $I_{\text{в.п.}}$, $I_{\text{уч}}$ определяются в соответствии с указаниями подраздела 3.3.

Расход воздуха, полученный по формуле (6.41), должен удовлетворять условиям формул (6.26), (6.33) и (6.45)

–

$$Q_{\text{уч}} \geq Q_{\text{уч min}} = (100 I_{\text{уч}} K_{\text{н}}) / (2 - C_{\text{о}}) \quad (6.45)$$

где $Q_{\text{уч min}}$ — минимально допустимый расход воздуха на участке при изолированном отводе метана, м³/мин.

Расход воздуха в вентиляционной выработке ($Q'_{\text{в ш}}$, м³/мин) на выходе из участка должен составлять

$$Q'_{\text{в ш}} = Q_{\text{в ш}} Q_{\text{мп}} (k_{\text{под}} - 1) \quad (6.46)$$

где $k_{\text{под}}$ — коэффициент подсоса воздуха в трубопровод; определяется по формуле (5.18), в которой $l_{\text{мп}}$ — длина всасывающего трубопровода, м.

Если в результате расчетов окажется, что $Q_{\text{оч max кум.в}} < Q_{\text{уч}}$ то необходимо в качестве $Q_{\text{уч}}$ принять значение $Q_{\text{оч max кум.в}}$; если $Q_{\text{уч}} < Q_{\text{уч min}}$, то принимают $Q_{\text{уч}} = Q_{\text{уч min}}$. По принятому расходу воздуха корректируется согласно разделу 7 соответствующее ему значение нагрузки.

6.3.2. Расчет параметров и выбор средств изолированного отвода МВС

Изолированный отвод МВС из выработанного пространства за пределы участка осуществляется по проекту, который состоит из пояснительной записки, графической части и является приложением к паспорту выемочного участка.

Пояснительная записка содержит:

исходные данные (фактическую или ожидаемую метанообильность выемочного участка; коэффициент, учитывающий долю метановыделения из выработанного пространства в газовом балансе выемочного участка; коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и выработанного пространства) и обоснование необходимости изолированного отвода метана из выработанного пространства;

- расчет режима работы газоотсасывающей установки и выбор источника тяги;
- расчет расхода воздуха, необходимого для разбавления метана в камере смешения;
- расчет расхода воздуха, необходимого для проветривания камеры;
- результаты расчета расхода воздуха, необходимого для проветривания выемочного участка при работающей и неработающей газоотсасывающей установке;
- меры безопасности при эксплуатации газоотсасывающей установки. В графической части проекта должны содержаться:
 - выкопировка из плана горных выработок с расположением вентиляционных устройств и направлением движения воздуха и отводимой МВС от входа в выработки выемочного участка до места установки смесительной камеры;

- схема проветривания участка и камеры, в которой установлена газоотсасывающая установка;
- схема электроснабжения участка и газоотсасывающей установки;
- схема камеры смешения и ее размеры;
- аэродинамические характеристики источника тяги и путей отвода.

Расчет параметров средств изолированного отвода метана из тупика погашаемой выработки и из выработанного пространства (рис. 6.2 и 6.3) производится в следующем порядке.

Рассчитывается по формуле (6.43) необходимый расход МВС на всасе трубопровода (Q_{mp} м³/мин).

Принимается ориентировочно диаметр газоотводящего трубопровода в диапазоне 0,5-0,9 м, учитывая при этом возможность размещения его в выработке. Для принятого диаметра трубопровода рассчитывается аэродинамическое сопротивление всасывающего ($R_{mp.v}$, кПа) и нагнетательного ($R_{mp.n}$, кПа) участков трубопровода по формулам

$$n_{ф.в}$$

$$R_{mp.v} = 12 (6,5a l_{mp.v}) / d_{mp}^5 + \sum_{i=1}^{n_{ф.в}} R_{м.в.i} \quad (6.47)$$

$$i=1$$

$$n_{ф.в}$$

$$R_{mp.n} = 12 (6,5a l_{mp.n}) / d_{mp}^5 + \sum_{i=1}^{n_{ф.н}} R_{м.н.i} \quad (6.48)$$

$$i=1$$

где a — коэффициент аэродинамического сопротивления жесткого трубопровода; принимается в зависимости от состояния и диаметра труб по табл. 5.8;

$l_{mp.v}$, $l_{mp.n}$ — длина линейной части соответственно всасывающего и нагнетательного участков трубопровода, м;

d_{mp} — диаметр трубопровода, м;

$R_{м.в.i}$, $R_{м.н.i}$ — аэродинамическое сопротивление фасонных частей соответственно на всасывающем и нагнетательном участках трубопровода, кПа; определяется по табл. 5.9;

$n_{ф.в}$, $n_{ф.н}$ — число фасонных частей соответственно на всасывающем и нагнетательном участках трубопровода.

Необходимая производительность газоотсасывающей установки ($Q_{г.у}$, м³/мин) определяется по формуле

$$Q_{г.у} = Q_{mp} \cdot k_{ум.тp.в} \quad (6.49)$$

где $k_{ум.тp.в}$ — коэффициент подсосов на всасывающем участке трубопровода; определяется по формуле (5.18).

Выбираем источник тяги, обеспечивающий заданную эффективность при работе на данную сеть. Для этого определяется депрессия ($h_{г.у}$, даПа), которую он должен развивать:

При $k_{ум.мр.в} \leq 2,5$

$$h_{г.у} = 2,78 \cdot 10^{-4} Q_{г.у}^2 ((R_{мр.в} / k_{ум.мр.в}) + (R_{мр.н} / k_{ум.мр.н})); \quad (6.50)$$

При $k_{ум.мр.в} > 2,5$

$$h_{г.у} = 2,78 \cdot 10^{-4} Q_{г.у}^2 ((R_{мр.в} (0,121 + 0,745 / k_{ум.мр.в})) + (R_{мр.н} (0,121 + 0,745 / k_{ум.мр.н}))); \quad (6.51)$$

Источник тяги выбирается аналогично выбору ВМП (см. раздел 5). Принимается тот вентилятор (эжектор), который обеспечивает при производительности $Q_{г.у}$ депрессию, равную

или превосходящую значение, рассчитанное по формуле (6.50) или (6.51).

Если газоотводящий трубопровод состоит из труб разного диаметра, то расчет газоотсасывающей установки выполняется в следующем порядке.

Определяется по формуле (6.47) аэродинамическое сопротивление первого участка всасывающего трубопровода, в которую подставляются соответственно $l_{трв1}$, $d_{мр1}$, α и $R_{м.в1}$, а затем аналогично по формуле (6.49) рассчитывается $R_{мрв2}$ при значениях $l_{тр2}$, $d_{мр2}$, α_2 и т.д.

Коэффициент подсосов воздуха на первом участке всасывающего трубопровода рассчитывается по формуле (5.18), в которую подставляются значения $l_{трв1}$, $d_{мр1}$, $l_{зв1}$ и $R_{мр1}$.

По значениям $Q_{мр}$ и $k_{ум.мр.в}$ определяется расход воздуха в конце первого участка всасывающего трубопровода ($Q_{мр1}$, м³/мин) по формуле (6.52), а по формуле (6.50) или (6.51) в зависимости от величины $k_{ум.мр.в1}$ — депрессия первого участка трубопровода (h_1 , даПа)

$$Q_{мр1} = Q_{мр} k_{ум.мр.в1} \quad (6.52)$$

После этого подсчитывается коэффициент подсосов для второго участка всасывающего трубопровода ($k'_{ум.мр.в2}$) без учета влияния первого участка. Расчеты выполняются по формуле (5.18) при $l_{трв2}$, $d_{мр2}$, $l_{зв2}$ и $R_{мр2}$.

Затем по формуле (6.53) определяется коэффициент подсосов на втором участке всасывающего трубопровода с учетом влияния первого участка

$$k_{ум.мр.в2} = (0,9 + k'_{ум.мр.в2}) \cdot \sqrt{((k_{ум.мр.в2} - 1)^2 + ((60 k_{ум.см2} l_{мр2} d_{мр2}) / (Q_{мр1} l_{зв2}))^2 h_1 + 1)}, \quad (6.53)$$

где $k_{ум.см2}$ — коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости для участка $l_{мп2}$; определяется по формуле (5.18).

По значениям $Q_{мп}$, $k_{ум.мп.в1}$, $k_{ум.мп.в2}$ по формуле (6.54) определяется подача газоотсасывающей установки $Q_{гy}$, $м^3/мин$), депрессия второго участка трубопровода (h_2 , даПа) при $k_{ум.мп.в2} \leq 2,5$ по Формуле (6.55), а при $k_{ум.мп.в2} > 2,5$ — по формуле (6.56)

$$Q_{гy} = Q_{мп} k_{ум.мп.в1} k_{ум.мп.в2} \quad (6.54)$$

$$h_2 = (2.78 \cdot 10^{-4} Q_{гy}^2 R_{мп.в2}) / k_{ум.мп.в2} \quad (6.55)$$

$$h_2 = (2.78 \cdot 10^{-4} Q_{гy}^2 R_{мп.в2}) (0,121 + 0,745 / k_{ум.мп.в2}) \quad (6.56)$$

Депрессия газоотсасывающего вентилятора при разных диаметрах трубопровода определяется по формуле

$$h_{гy} = h_1 + h_2 + h_n \quad (6.57)$$

где h_1 — депрессия всасывающего участка трубопровода длиной $l_{мп.в1}$ даПа;

h_2 — депрессия всасывающего участка трубопровода длиной $l_{мп.в2}$ даПа;

h_n — депрессия нагнетательного участка трубопровода, даПа.

Значение h_n определяется по формуле (6.50) или (6.52) в зависимости от значения $k_{ум.мп.н}$ при $R_{мп.в} = 0$.

Выбор источника тяги аналогичен выбору ВМП.

Расчет режима работы газоотсасывающей установки при изолированном отводе метана по неподдерживаемой выработке (см. рис. 6.4) производится следующим образом.

С учетом заданной эффективности определяется расход МВС, который необходимо отвести по неподдерживаемой выработке за пределы выемочного участка.

Для ликвидации опасных скоплений метана на сопряжении лавы с вентиляционной выработкой коэффициент эффективности отвода метана должен быть не менее 0,5. Для обеспечения такой эффективности расход МВС должен составлять $0,3 Q_{умт}$, где $Q_{умт}$ — утечки воздуха через выработанное пространство, $м^3/мин$.

Величина $Q_{умт}$ определяется по формуле

$$Q_{умт} = Q_{уч} (1 - 1 / k_{ум.в}) \quad (6.58)$$

Значения $Q_{уч}$ и $k_{умв}$ рассчитываются в соответствии с подразделом 6.2.

Аэродинамическое сопротивление сети, по которой будет отводиться МВС, складывается из сопротивлений неподдерживаемой выработки ($R_{НВ}$, кПа) и всасывающего ($R_{мрв}$, кПа) и нагнетательного ($R_{мрн}$) участков трубопровода.

Аэродинамическое сопротивление $R_{мрв}$ и $R_{трн}$ определяется соответственно по формулам (6.47) и (6.48), а неподдерживаемой выработки — по формуле

$$R_{НВ} = k_{НВ} \cdot 10^{-5} T_{сл.в}^3 l_{НВ} \quad (6.59)$$

где $k_{НВ}$ — коэффициент, зависящий от способа поддержания выработки, по которой отводится МВС; принимается равным 40 при отводе МВС по выработке с извлеченной крепью и 8,4 — при отводе МВС по выработке с предварительным усилением крепи стойками или кострами;

$T_{слв}$ — время отработки лавы, мес;

$l_{НВ}$ — максимальная длина неподдерживаемой части выработки, используемой для отвода МВЧ, м.

В случае использования для отвода метана просека (рис. 6.3), закрепленного деревянными кострами, $R_{НВ} = 0,3 l_{НВ}$.

Потери давления при движении МВС по неподдерживаемой выработке ($h_{НВ}$, даПа) определяется по формуле

$$h_{НВ} = 2,78 \cdot 10^{-4} R_{НВ} Q_{см}^2 \quad (6.60)$$

где $Q_{см}$ — расход МВС, отсасываемой по неподдерживаемой выработке, м³/мин; принимается равным $0,3 Q_{уч} (1 - 1/k_{умв})$

Расход МВС ($Q_{мр}$, м³/мин) на всасе трубопровода определяется по формуле

$$Q_{мр} = (50 I_{в.п} \cdot k_H) / (C_m - C_o) \quad (6.61)$$

где $I_{в.п}$ — среднее фактическое (ожидаемое) метановыделение из выработанного пространства выемочного участка, м³/мин; определяется для действующих выемочных участков по результатам газовой съемки в соответствии с Руководством по производству депрессионных и газовых съемок в угольных шахтах или по разности расходов метана в вентиляционной выработке (20-30 м от лавы) и в лаве (10-15 м от вентиляционной выработки). Ожидаемое метановыделение определяется по фактическому в соответствии с подразделом 3.2;

k_H — коэффициент неравномерности метановыделения; принимается по табл. 6.3;

C_m — допустимая концентрация метана на всасе трубопровода, %; принимается равной 3,5%.

Расход МВС, определенный по формуле (6.61), должен удовлетворять условию

$$Q_{mp} \geq k_{um\text{ пер}} Q_{cm} = 0,3 k_{um.\text{пер}} Q_{um} \quad (6.62)$$

где $k_{um\text{ пер}}$ — коэффициент утечек воздуха через перемычку; принимается равным 1,3.

Если условие формулы (6.62) не выполняется, то Q_{mp} принимается равным $0,39 Q_{um}$. При $Q_{mp} > 0,39 Q_{um}$ необходимо увеличить утечки воздуха через перемычку.

Депрессия газоотсасывающей установки (вентилятора, эжектора) с учетом подсосов через перемычку $h_{гy}$ определяется по формуле

$$h_{гy} = 2,52 \cdot 10^{-5} ((R_{mp\text{ в}} / k_{um\text{ mp в}} + R_{mp\text{ н}} / k_{um\text{ mp н}}) (k_{um\text{ пер}} Q_{um})^2 + h_{н.в}) \quad (6.63)$$

Выбор источника тяги осуществляется аналогично выбору ВМП (см. раздел 5). Принимают тот вентилятор (эжектор), депрессия которого превосходит значение, рассчитанное по формуле (6.63), или равна расчетной величине. Если требуемые значения расхода и депрессии не могут быть обеспечены, то принимают трубопровод большего диаметра и расчет повторяют.

Определение расхода воздуха в выработке, в которую выпускается отсасываемый метан.

Если по выработке проходит только газ с выемочного участка, из которого отводится метан, то расход воздуха в месте сооружения смесительной камеры должен быть не менее

—

$$Q_{в.ск} > (100 I_{yч} k_H) / (C - C_0) \quad (6-64)$$

где $I_{yч}$ — средняя фактическая (ожидаемая метанообильность выемочного участка, $\text{м}^3/\text{мин}$; определяется в соответствии с указаниями пунктов 3.3.1 и 3.3.2;

C — допустимая ПБ концентрация метана в выработке, в которой установлена смесительная камера, %;

C_0 — концентрация метана в вентиляционной струе, поступающей на выемочный участок, %; определяется по результатам измерений.

Если отсасываемая МВС отводится в выработку, по которой не проходит исходящая струя выемочного участка, из которого осуществляется отвод, то расход воздуха в месте сооружения, смесительной камеры должен быть не менее

—

$$Q_{с к} > (100 (I_{выр} + k'_{д.в.п} (1 - k_{д.в.о}) I_{в.п} k_H)) / (C - C_0) \quad (6. 65)$$

где $k'_{д.в.п}$ — коэффициент эффективности изолированного отвода метана;

l_{выр} — расход метана в выработке перед смесительной камерой, м³/мин.

6.3.3. Меры безопасности при эксплуатации газоотсасывающих установок

Газоотсасывающая установка должна работать непрерывно. Выключение ее допускается только на время профилактических осмотров и ремонтов.

Профилактические осмотры и ремонты газоотсасывающей установки должны производиться по графикам не реже двух раз в месяц в выходные дни или нерабочие смены под руководством механика участка. График плановых осмотров и ремонтов утверждается главным инженером шахты.

Электроснабжение газоотсасывающей установки должно быть независимым от электроснабжения обслуживаемого участка.

При любой остановке газоотсасывающего вентилятора электроэнергия на обслуживаемом установкой участке (с потребителей лавы и вентиляционного штрека) должна быть автоматически отключена. Газоотводящий трубопровод должен быть перекрыт заслонкой, и открыто окно в трубопроводе для его проветривания.

Камера газоотсасывающего вентилятора должна проветриваться свежей струей воздуха, концентрация метана в камере должна контролироваться стационарным автоматическим при-

бором, снимающим напряжение с электрооборудования в камере при концентрации метана 1%.

Газоотсасывающая установка должна обслуживаться дежурным машинистом, прошедшим инструктаж и отвечающим за работу установки в Данной смене.

В камере газоотсасывающего вентилятора и в вентиляционной выработке вблизи лавы должны быть установлены телефоны. В камере должна находиться Книга учета работы газоотсасывающей установки, контроль за ведением которой возлагается на механика участка.

Машинист газоотсасывающей установки обязан:

- осуществлять ежесменный контроль вентилятора (без его остановки), трубопровода и смесительной камеры и обо всех замеченных недостатках (нарушениях целостности трубопровода, всасывающего патрубка или смесительной камеры, заземления и т.д.) сообщать начальнику выемочного участка;
- измерять не реже одного раза в час содержание метана в трубопроводе у вентилятора и не реже трех раз в смену в трубопроводе у лавы. Измерения содержания метана осуществляются переносными приборами эпизодического действия;
- обеспечивать подачу воздуха из штрека в трубопровод при помощи регулирующего окна вблизи лавы так, чтобы концентрация метана в трубопроводе у вентилятора не превышала 3%, а в трубопроводе у лавы — 3,5%;
- выключать газоотсасывающий вентилятор при остановке главного вентилятора или при пожаре на участках; перекрыть трубопровод у лавы при неработающем вентиляторе и открывать регулирующее окно для его проветривания. Повторное включение вентилятора допускается только после снижения концентрации метана в камере ниже 1% и в трубопроводе у вентилятора до 3%.

Работа газоотсасывающих вентиляторов без машиниста допускается при условии оснащения их автоматическими средствами управления и контроля температуры подшипников и

концентрации метана в трубопроводе, обеспечивающими отключение газоотсасывающего вентилятора при превышении норм контролируемых параметров. Остальные функции машиниста, осуществляемые не чаще одного раза в смену, по распоряжению главного инженера должны быть переданы другим лицам.

В случаях применения в качестве источника тяги эжектора допускается работа газоотсасывающих установок без машиниста; контроль за состоянием и работой установки осуществляется лицами надзора (горным мастером участка, горным мастером участка ВТБ либо дежурным электрослесарем).

Сменные инженерно-технические работники участка обязаны не реже одного раза в смену, а вентиляционный надзор — не реже одного раза в сутки осуществлять контроль концентрации метана на выходе из смесительной камеры, в трубопроводе у вентилятора и у лавы.

Если концентрация метана на выходе из смесительной камеры достигает 2% и более, а в трубопроводе у лавы превышает 3,5 и у вентилятора — 3,0%, то должны быть приняты меры для увеличения расхода воздуха в камере и в трубопроводе.

В выработке, где устроена смесительная камера, в 15-20 м от нее по ходу вентиляционной струи должен осуществляться контроль содержания метана стационарными автоматическими приборами. Датчик метана устанавливается у стенки на стороне расположения смесительной камеры и должен обеспечивать телеизмерение с регистрацией на самопишущем приборе.

7. МАКСИМАЛЬНО ДОПУСТИМАЯ

НАГРУЗКА НА ОЧИСТНОЙ ЗАБОЙ

ПО ГАЗОВОМУ ФАКТОРУ

7.1. Для очистных выработок типа лав по природной метаноносности угольных пластов

Исходными данными для расчета максимально допустимой нагрузки на очистной забой являются: средняя ожидаемая

метанообильность очистной выработки ($I_{Oч}$, м³/мин), выемочного участка ($I_{Yч}$, м³/мин) и расчетная нагрузка на очистной забой (A , т/сут), при которой определены $I_{Oч}$ и $I_{Yч}$ максимальный расход воздуха, который можно подать в очистную выработку ($Q_{Oчmax}$, м³/мин) и на выемочный участок ($Q_{Yчmax}$, м³/мин). Значения $I_{Oч}$, $I_{Yч}$ и A определяются в соответствии с указаниями, приведенными в подразделе 3.3, а $Q_{Oчmax}$ и $Q_{Yчmax}$ в соответствии с указаниями, приведенными в подразделе 6.2.

Максимально допустимая нагрузка на очистной забой по газовому фактору (A_{max} , т/сут) рассчитывается по формуле

$$A_{max} = A_p I_p^{-1,67} (Q_p (C - C_0) / 194)^{1,93} \quad (7.1)$$

где I_p — средняя абсолютная метанообильность очистной выработки ($I_{Oч}$) или выемочного участка ($I_{Yч}$), м³/мин; принимается в зависимости от схемы проветривания выемочного участка по табл. 7.1;

Q_p — максимальный расход воздуха в очистной выработке

($Q_{оч}$) или на выемочном участке ($Q_{уч}$), который может быть использован для разбавления метана до допустимых ПБ норм, $м^3/мин$; принимается по табл.7 Л.

Таблица 7.1.

Значения Q_p и I_p

Схема проветривания выемочного участка	Направление движения исходящей струи из лавы	Значения	
		Q_p	$I_{оч}$
С последовательным разбавлением метана по источникам выделения (схемы типа 1-В, 1-М, 1-К)	На массив	$Q_{очmax}$	$I_{уч}$
	На выработанное пространство:	$k_{ум,в}$	
	при $I_{уч} / I_{оч} \leq k_{ум,в} / k_{о,3}$	$Q_{оч max}$ $k_{о,3}$	$I_{оч}$
	при $I_{уч} / I_{оч} > k_{ум,в} / k_{о,3}$	$Q_{оч max}$ $k_{ум,в}$	$I_{оч}$
С обособленным разбавлением метана по источникам выделения (схемы типа 2-В, 3-В)	На выработанное пространство	$Q_{оч max}$ $k_{о,3}$	$I_{оч}$

Примечание. 1. При выемке угольных пластов с присечкой боковых пород или содержащих породные прослойки в формулу (7.1) вводится коэффициент, равный отношению $m_{в.пр} \cdot \gamma_{г.м} / m_{в} \cdot \gamma$, где $\gamma_{г.м}$ — плотность горной массы, $т/м^3$.

2. Формулами (7.1) и (7.2) можно пользоваться при определении A_{max} при скорости подвигания очистного

забоя до 6 м/сут.

Значения $Q_{оч max}$, $k_{ум,в}$, $k_{о,3}$, C , C_o определяются в соответствии с указаниями, приведенными в подразделе 6.2.

При отработке крутонаклонных и крутых пластов щитовыми агрегатами при расчетах $I_{уч}$ в формулу (7.1) вместо $I_{оч}$ подставляется среднее абсолютное метановыделение вынимаемой полосы ($I_{пол}$). Значение $I_{пол}$ определяется в соответствии с подразделом 3.3.

Если при расчетах по формуле (7.1) A_{max} получается нагрузка меньше, принятой при определении ожидаемой метанообильности очистной выработки, выемочного участка, то необходимо заново рассчитать ожидаемую метанообильность, приняв при этом скорость подвигания очистного забоя $v_{оч}$, исходя из A_{max} , а затем расчет A_{max} повторить.

7.2. Для очистных выработок типа лав по фактической метанообильности

Исходными данными для расчета D_{max} являются: максимальный расход воздуха, который можно подать в очистную выработку ($Q_{очmax}$ м³/мин) и на выемочный участок ($Q_{очmax}$ м³/мин); среднее метановыделение в очистной выработке ($Q_{очmax}$ м³/мин) и на выемочном участке ($l_{уч}$, м³/мин); добыча (A , т/сут), при которой определены $l_{оч}$ и $l_{уч}$ длина очистного забоя ($l_{оч}$, м), для которого известны $l_{оч}$, $l_{уч}$ и A ; длина очистного забоя $l_{очp}$, для которого рассчитывается максимально допустимая нагрузка.

Значения $l'_{оч}$, $l'_{уч}$ определяются согласно указаниям, приведенным в подразделе 3.3. Если расчет выполняется по фактическому метановыделению в очистной выработке $l_{очф}$ и на участке $l_{чф}$, то $l_{оч} = l_{очф}$, а $l_{уч} = l_{чф}$, при этом $l_{оч}$ и A — фактические длины очистного забоя и нагрузка.

Для вновь вводимых очистных выработок в тех случаях, когда ожидаемое метановыделение определяется по природной метаноносности, следует задаться нагрузкой на очистной забой и при принятых параметрах очистной выработки рассчитать по формулам раздела 3 ожидаемую метанообильность и по формуле (3.83) — нагрузку.

Максимально допустимая по газовому фактору нагрузка на очистной забой рассчитывается по формуле

—

$$A_{max} = A_p \cdot l_p^{-1,67} \cdot (Q_p (C - C_0) / 194) \cdot (l_{оч.p} / l_{оч})^{-0,67} \quad (7.1)$$

где $l_{оч.p}$ — длина очистной выработки, для которой определяется A_{max} , м;

$l_{оч}$ — длина очистной выработки, для которой известны $l_{оч}$, $l_{уч}$ и A , м.

Значения l_p , Q_p определяются по табл. 7.2.

Таблица 7.2

Средняя абсолютная метанообильность (l_p) и

максимальный расход воздуха (Q) в очистной выработке или на выемочном участке

Схема проветривания выемочного участка	Направление движения исходящей струи из лавы	Значения	
		Q_p	—

			l_p
С 'последовательным разбавлением метана по источникам выделения (схемы типа 1-В, 1-М, 1-К)	На массив На выработанное пространство:	$Q_{очmax}$ $k_{ут,в}$	– $l_{уч}$
	– – при $l_{уч} / l_{оч} \leq k_{ут,в} / k_{о,3}$ – – при $l_{уч} / l_{оч} > k_{ут,в} / k_{о,3}$	$Q_{очmax}$ $k_{о,3}$ $k_{ут,в}$	– $l_{оч}$ – $l_{уч}$
С обособленным разбавлением метана по источникам выделения (схемы типа 2-В, 3-В)	На выработанное пространство	$Q_{очmax}$ $k_{о,3}$	– $l_{оч}$

Примечание. При расчетах A_{max} по $l_{оч}$ и $l_{уч}$, определенным в соответствии с требованиями подраздела 3.3, в формуле (7.2) - $l_{оч.р} / l_{оч}$ –

принимается равным единице, т.к. при определении $l_{оч}$, $l_{уч}$ уже учтено влияние длины лавы на изменение метановыделения. Соотношение — $l_{оч.р} / l_{оч}$ — справедливо, когда расчеты выполняются

по фактическому метановыделению действующего выемочного участка, но изменяется длина лавы.

Если на шахтах невозможно обеспечить подачу воздуха исходя из $Q_{очшах}$, а на подсвежение — из условия

$(Q_{уч} - Q_{очmax} k_{ут,в}) / k_{о,3}$, то расчет возможной по условиям вентиляции нагрузки на очистной забой производится по $Q_p = Q_{уч}$, $Q_p = Q_{оч}$. При этом для схем проветривания, предусматривающих подсвежение исходящей из выемочного участка вентиляционной струи, A_{max}

должна дополнительно рассчитываться по $Q_p = Q_{уч}$, и $l_p = l_{уч.ф}$ - из полученных результатов принимается меньшее значение A_{max} .

Если на выемочном участке осуществляется изолированный отвод метана из тупика, погашаемого вслед за лавой (схема типа 1-М), то максимальная по газовому фактору нагрузка на очистной забой рассчитывается по формуле

$$A_{\max} = ((Q_{\text{оч max}} k_{\text{ум,в}} (C - C_0)) /$$

$$(1,94 \{ (C - C_0) / (C_m - C_0) [k_{\text{в.п.у}} \cdot k'_{\text{д.в.п}} (1 - k_{\text{д.в.о}})] + (1 - k_{\text{в.п.у}}) + (k_{\text{в.п.у}} (1 - k'_{\text{д.в.п}}) (1 - k_{\text{д.в.о}})) \}) * I_{\text{уч}}^{-1}, \\ 67 (I_{\text{оч.р}} / I_{\text{оч}})^{-0,67} A \quad (7.3)$$

Значения параметров, входящих в формулу (7.3), определяются в соответствии с указаниями, приведенными в подразделах 6.2 и 6.3.

Дополнительно расчет $A_{j,\text{ах}}$ должен быть выполнен при неработающей газоотсасывающей установке при $C_2 = 2\%$ по формуле

$$A_{\max} = ((Q_{\text{оч max}} k_{\text{ум,в}} (C_2 - C_0)) / (1,94 (1 - k_{\text{д.в.о}} k_{\text{в.п.у}})) (I_{\text{оч.р}} / I_{\text{оч}})^{-0,67} I_{\text{уч}}^{-1,67} A \quad (7.4)$$

Окончательно принимается наименьшее значение $A_{\max}$ из полученных.

Техническая возможность шахты (максимально возможный годовой, суточный объем добычи угля) по вентиляции определяется по методике, приведенной в приложении 4.

8. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТЫ

8.1. Способы и схемы проветривания шахты

Выбор способа проветривания шахты должен производиться на основе технико-экономического сравнения.

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

Нагнетательный способ проветривания можно применять на негазовых шахтах и на газовых — при метанообильности

шахты не более $10 \text{ м}^3/\text{т}$, при отработке первого горизонта и на шахтах, имеющих аэродинамическую связь горных выработок и выработанных пространств с поверхностью при фланговых схемах проветривания.

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

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

При проектировании схемы проветривания шахты необходимо обеспечить:

- устойчивый режим проветривания на весь период эксплуатации шахты;
- минимальное число вентиляционных сооружений в целях снижения утечек воздуха и повышения надежности вентиляции;

• обособленное проветривание главных транспортных выработок, оборудованных ленточными конвейерами, или использование их для отвода исходящих вентиляционных струй.

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

Схема проветривания шахты может быть единой или секционной. При секционной схеме проветривания все шахтное

поле разделяется на отдельные обособленно проветриваемые части-секции (блоки). Эта схема рекомендуется для глубоких газообильных шахт с большой производственной мощностью и значительными размерами шахтного поля. Экономическая целесообразность ее применения в каждом конкретном случае определяется технико-экономическим анализом.

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

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

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

Комбинированная схема рекомендуется при проектировании вентиляции реконструируемых шахт.

В каждом конкретном случае выбор способа и схемы проветривания шахты следует производить на основе технико-экономических расчетов одновременно с выбором схемы вскрытия, способа подготовки, системы разработки и порядка отборки пластов в свите.

8.2. Расчет расхода воздуха для проветривания шахты в целом

Расход воздуха для шахты в целом определяется по формуле

$$Q_{\text{ш}} = 1,1(\Sigma Q_{\text{уч}} + \Sigma Q_{\text{м.в}} + \Sigma Q_{\text{пог.в}} + \Sigma Q_{\text{под.в}} + \Sigma Q_{\text{к}} + \Sigma Q_{\text{ум}}), \quad (8.1)$$

где 1,1 — коэффициент, учитывающий неравномерность распределения воздуха по сети горных выработок;

$\Sigma Q_{\text{уч}}$ — расход воздуха для проветривания выемочных участков, м³/мин; определяется в соответствии с разделом 6;

$\Sigma Q_{\text{м.в}}$ - расход воздуха, подаваемый к всасам ВМП для

обособленного проветривания тупиковых выработок, м³/мин; определяется в соответствии с разделом 5. На газовых шахтах расход воздуха для проветривания тупиковых выработок, про-

водимых за пределами выемочных участков, кроме выработок, проводимых по негазоносным породам, принимается с учетом обособленного их проветривания;

$\Sigma Q_{\text{пог.в}}$ — расход воздуха для обособленного проветривания погашаемых выработок, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$\Sigma Q_{\text{под.в}}$ — расход воздуха для обособленного проветривания поддерживаемых выработок, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$\Sigma Q_{\text{к}}$ — расход воздуха для обособленного проветривания

камер, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$\Sigma Q_{\text{ум}}$ — утечки воздуха через вентиляционные сооружения, расположенные за пределами выемочных участков, $\text{м}^3/\text{мин}$;

При нескольких вентиляционных установках по формуле (8.1) определяется в соответствии со схемой проветривания расход воздуха по группам выработок (крылу, шахтопласту), проветриваемым отдельными вентиляторами, а общий расход воздуха для шахты рассчитывается как сумма полученных результатов.

Расход воздуха для проветривания шахты, определенный по формуле (8.1), должен удовлетворять при проектировании условию формулы (8.2), а для действующих шахт — (8.3).

$$Q_{\text{ш}} = 133,3(\Sigma I_{\text{уч}} + \Sigma I_{\text{м в}} + \Sigma I_{\text{ст}} + \Sigma I_{\text{о в}}) \quad (8.2)$$

где $(\Sigma I_{\text{уч}})$ — абсолютное среднее газовыделение на выемочных участках, $\text{м}^3/\text{мин}$; определяется в соответствии с разделами 3,4;

$\Sigma I_{\text{м в}}$ — абсолютное среднее газовыделение из обособленно проветриваемых тупиковых выработок, $\text{м}^3/\text{мин}$; определяется в соответствии с разделами 3,4;

$\Sigma I_{\text{ст}}$ — абсолютное среднее газовыделение из старых выработанных пространств ранее отработанных этажей и горизонтов, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$\Sigma I_{\text{о в}}$ — абсолютное среднее газовыделение из погашаемых и поддерживаемых выработок, $\text{м}^3/\text{мин}$; определяется в соответствии с разделами 3,4.

$$Q_{\text{ш}} \geq (100 k_{\text{н.ш}}) / (C - C_0) \Sigma I_{\text{исх}} \quad (8.3)$$

где $k_{\text{н.ш}}$ — коэффициент неравномерности газовыделения в

шахте; для условий шахт Днепровского бурогоугольного бассейна принимается равным 2,3, а для прочих условий — 1,1;

C — допустимая концентрация газа в исходящих из шахты вентиляционных струях, %; принимается согласно ПБ;

C_0 — концентрация газа в атмосферном воздухе на поверхности шахты, %; при расчете по метановыделению принимается равной 0, а при расчете по углекислому газу определяется по данным анализов;

$\Sigma I_{\text{ист}}^-$ — абсолютное среднее газовыделение в исходящих из шахты вентиляционных струях, м³/мин; определяется в соответствии с пунктами 3.2.5 или 4.2.3.

Если условия формул (8.2) и (8.3) не выполняются, то $Q_{\text{ш}}$ определяется по формуле (8.2) или (8.3).

Расход воздуха для проветривания шахты на период строительства определяется по формуле (8.1).

8.2.1. Расход воздуха для проветривания погашаемых и поддерживаемых выработок

Расход воздуха, необходимый для проветривания погашаемых выемочных участков ($Q_{\text{пог.в}}$, м³/мин), определяется по формуле

$$n_{\text{уч}}$$

$$Q_{\text{пог.в}} = \sum_{i=1} Q_{\text{уч } i} p_i, \quad (8.4)$$

$$i=1$$

где $Q_{\text{уч } i}$ — расход воздуха для проветривания i -ого погашаемого участка, м³/мин; определяется по фактическому (ожидаемому) газовыделению по формуле (6.24) и должен удовлетворять при погашении очистной выработки условию (8.5), а при погашении выработок выемочных участков — (8.6);

* Далее по тексту газовыделение (метановыделение, выделение углекислого газа)

$$Q_{\text{уч } i} p_i > 60 S_{\text{оч min}} V_{\text{min}} k_{\text{ум в}} \quad (8.5)$$

$$Q_{\text{уч } i} p_i > 60 S V_{\text{min}} \quad (8.6)$$

где $n_{\text{уч}}$ — число одновременно пошаемых выемочных участков;

при проектировании принимается согласно календарному плану. При отсутствии данных о фактической газообильности $Q_{\text{уч } i} p_i$ принимается равным 0,5 $Q_{\text{уч}}$ в период эксплуатации.

Примечание. Расход воздуха для проветривания погашаемого участка в условиях Днепровского бурогоугольного бассейна принимается равным расходу в период эксплуатации.

Расход воздуха для поддерживаемых выработок рассчитывается по фактической их газообильности, по минимальной скорости воздуха по формуле (8.7); окончательно принимается максимальное значение.

$$Q_{\text{под.в}} > 60 S V_{\text{min}} \quad (8.7)$$

где $Q_{\text{под.в}}$ — расход воздуха, подаваемого в поддерживаемую выработку, $\text{м}^3/\text{мин}$;

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

v_{min} — минимальная скорость воздуха в поддерживаемых выработках, м/с ; принимается равной 0,7-1,3 м/с для главных транспортных поддерживаемых выработок, оборудованных ленточными конвейерами, для остальных выработок — согласно требованиям ПБ. Для поддерживаемых выработок вновь проектируемых горизонтов шахт III категории по газу и выше, кроме главных транспортных конвейерных выработок, v_{min}

принимается равной 0,25 м/с .

Для поддерживаемых выработок длиной не более 30 м, в которых установлены переключки с дверями, вместо расчета по минимальной скорости расход воздуха должен определяться по нормам утечек.

Примечание. К поддерживаемым выработкам относятся выработки, которые не используются для подачи свежего воздуха на выемочные участки, к забоям очистных и тупиковых выработок, в камеры и для отвода из исходящей вентиляционной струи.

8.2.2. Расход воздуха для проветривания камер

Расход воздуха для проветривания склада ВМ определяется по формуле

$$Q_K = 0,07 V_K \quad (8.8)$$

где V_K — суммарный объем выработок склада ВМ, м^3 .

Расход воздуха для проветривания зарядных камер: а) если в зарядной камере размещаются батареи аккумуляторов и преобразовательная подстанция, или они проветриваются последовательно,

n_6

$$Q_K = (31 \cdot 10^{-4} \sum_{i=1}^n E_i n_{ai}) / (26 - t_{\text{вх}}) \quad (8.9)$$

где E_i — емкость аккумулятора, А-ч;

n_{ai} — число аккумуляторов в батарее;

n_6 — число одновременно заряжаемых аккумуляторных батарей.

При этом должно соблюдаться условие

n_6

$$Q_K > \sum_{i=1}^n n_{6i} k_{эi} \quad (8.10)$$

где $k_{эj}$ — коэффициент, учитывающий тип заряжаемой батареи; принимается по табл. 8.1.

Емкость аккумуляторов, их число в батарее для применяемых в настоящее время типов электровозов приведены в табл. 8.1.

Таблица 8.1

Значения емкости аккумуляторов и их число в батарее

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

126	ТНЖ-550	126	550	2,1
-----	---------	-----	-----	-----

б) если в зарядной камере размещаются только батареи аккумуляторов, то расчет Q_K производится по формуле 8.10.

Расход воздуха для проветривания камер для машин и электрооборудования определяется по формуле

$$Q_K = \frac{n_{\Sigma} \sum_{i=1} N_{yi} (1 - \eta_i) k_{zi} + 0,8 \sum_{i=1} N_{mi}}{(26 - t_{BX})} \quad (8.11)$$

где N_{yi} — мощность электроустановки в камере, кВт; учитываются одновременно работающие установки;

η_i — коэффициент полезного действия (КПД) электроустановки; для насосных установок принимается равным КПД двигателя, для подъемных установок — произведению КПД двигателя и редуктора, для подземных вакуум-насосных станций, газоотсасывающих установок — произведению КПД двигателя и вакуум-насоса (вентилятора), а для других электроустановок — согласно техническим условиям;

k_{zi} — коэффициент, учитывающий продолжительность работы электроустановки в течение суток; для установки с продолжительностью непрерывной работы 1 ч и более $k_{zi} = 1$, для

периодически работающей установки с продолжительностью непрерывной работы менее 1 ч k_{zi} рассчитывается по формуле

$$k_{zi} = T_{\Sigma} / 24 \quad (8.2)$$

T_{Σ} — суммарная продолжительность работы установки в течение суток, ч;

N_{mi} — мощность трансформатора, установленного в камере, кВА;

n_{Σ} — число одновременно работающих электроустановок;

n_m — число одновременно работающих трансформаторов;

t_{BX} — температура воздуха в выработке перед камерой в наиболее теплый месяц года, °С; для действующих шахт определяется как средняя по результатам трех измерений в течение месяца; при проектировании новых (реконструкции действующих) принимается равной минимально допустимой температуре воздуха на входе в камеру t_{min} согласно Санитарным правилам по устройству и содержанию предприятий угольной промышленности.

Если температура воздуха на входе в камеру превышает санитарные нормы, то должны приниматься меры по охлаждению воздуха на входе в камеру.

При разработке проектов глубоких шахт ($t_n > 30\text{ }^{\circ}\text{C}$) расход воздуха для проветривания камеры уточняется на основании тепловых расчетов в соответствии с Единой методикой прогнозирования температурных условий в угольных шахтах.

8.2.3. Утечки воздуха через вентиляционные сооружения

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

$$Q_{\text{ум.ш}} = \Sigma Q_{\text{ум.г}} + \Sigma Q_{\text{ум.шл}} + \Sigma Q_{\text{ум.кр}} - \Sigma Q_{\text{ум.заг}} \quad (8.13)$$

где $\Sigma Q_{\text{ум.г}}$ — утечки воздуха в пределах шахты через глухие вентиляционные перемычки, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$\Sigma Q_{\text{ум.шл}}$ — утечки воздуха через шлюзы, $\text{м}^3/\text{мин}$;

$\Sigma Q_{\text{ум.кр}}$ — утечки воздуха через кроссинги, $\text{м}^3/\text{мин}$;

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

$+\Sigma Q_{\text{ум.заг}}$ - утечки воздуха через загрузочные устройства, $\text{м}^3/\text{мин}$.

Нормы утечек воздуха через глухие перемычки приведены в табл. 8.2, через перемычки с дверями — в табл. 8.3, а через загрузочные устройства — в табл. 8.4.

Таблица 8.2

Нормы утечек воздуха через глухие перемычки и их аэродинамические сопротивления при $h_n = 50\text{ даПа}$

Площадь перемычки, м	Норма утечек воздуха		Аэродинамическое сопротивление глухих перемычек, $\text{к}\Omega$
	$\text{м}^3/\text{с}$	м /мин	
2	0,17/ 0,26	10 /15	1730 /740
4	0,23/0,35	14 /21	945 /408
7	0,30 /0,47	18 /28	556/ 226

10	0,37/ 0,55	22/ 33	305 /165
15	0,45/ 0,70	27/ 42	247/ 102

Примечание. 1. В числителе даны утечки для перемычек, изготовленных из бетона, бетонита, шлакоблоков и др., а в знаменателе — из чураков.

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

Таблица 8.3

Нормы утечек воздуха через перемычки с дверями и их аэродинамическое сопротивление при $h_n = 50$ даПа

Тип перемычек и дверей	Нормы утечек воздуха ($\text{м}^3/\text{с}$) / ($\text{м}^3/\text{мин}$) при площади дверей м^2							Аэродинамическое сопротивление перемычек (κ μ) с дверями при площади дверей м^2						
	До 2	2-3	3-4	4-5	5-6	6-7	7-8	до 2	2-3	3-4	4-5	5-6	6-7	7-8
1. Автоматические вентиляционные двери в бетонных, каменных, кирпичных и бетонитовых перемычках:										-				
— двухстворчатые	-	-	-	2,5/ 150	3,2/ 192	4,6/ 276	-	-	-	-	8,0	4,9	2,4	-
— раздвижные	-	-	-	1,5 / 90	1,9/ 114	2,0/ 120	2,2/ 132	-	-	-	22,2	13,8	12,5	10,3
— поднимающиеся вверх, типа ляды	-	1,1/ 66	1,4/ 84	1,8/ 108	2,0/ 120	-	-	-	41,3	25,5	15,4	12,5	-	-

[illegible]

5. Ляды в скатах и печах	4,6/ 276	6,5/ 390	-	-	-	-	-	-	2,4	1,2	-	-	-	-	-
--------------------------	-------------	-------------	---	---	---	---	---	---	-----	-----	---	---	---	---	---

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

Таблица 8.4

Нормы утечек воздуха через загрузочные устройства и их аэродинамические сопротивления при $h_y = 50$ даПа

Тип сооружения	Норма утечек воздуха		Аэродинамическое сопротивление загрузочных устройств, к μ
	м ² /с	м ³ /мин	
Загрузочные устройства в околоствольном дворе:			
— без бункера (течка) или бункер без слоя угля	6,0	360	1,4
— с бункером	2,5	150	8,0
Участковый бункер	2,0	120	12,5
Гезенк-лаз	0,75	45	88,9
Перекрытый (погашенный) гезенк	0,15	9	2222,2

Примечание. В нормы утечек воздуха через загрузочные устройства в околоствольном дворе включены утечки через ходок к дозатору.

Указанные в табл. 8.2-8.4 утечки воздуха соответствуют перепаду давления 50 даПа. При других перепадах давления нормы утечек пересчитываются по формуле

$$Q_{ym} = Q_{ymн} \cdot \sqrt{(h_f / 50)} \quad (8.14)$$

где Q_{ym} — норма утечек через сооружение при фактическом перепаде давления, м³/мин;

$Q_{ymн}$ — норма утечек через сооружение при перепаде давления 50 даПа, м³/мин;

h_f — фактический перепад давления, даПа; определяется на основании замеров или по данным расчета депрессии шахты.

Норма утечек воздуха через шлюз рассчитывается по формуле

$$Q_{ут.шл} = k_{пер} Q_{ym}, \quad (8.15)$$

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

Q_{ym} — норма утечек воздуха через одну перемычку при общем перепаде давления на шлюзе, м³/мин.

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

Если перепады давления на вентиляционных сооружениях неизвестны, то нормы утечек для сооружений в магистральных выработках шахты увеличиваются в 1,33 раза, а в околоствольных дворах — в 1,45 раза по сравнению со значениями, приведенными в табл.8.2-8.4, а аэродинамические сопротивления уменьшаются соответственно в 1,7 и 2 раза.

При расчетах воздухораспределения на ЭВМ утечки воздуха через вентиляционные сооружения определяются в процессе счета в зависимости от сопротивления сооружений и разности давлений.

8.3. Подача вентиляционных установок

Подача вентиляционной установки (Q_B , м³/мин), если утечки воздуха определяются по нормам, рассчитывается по формуле

$$Q_B = Q_{шi} + \sum Q_{ym.вн}, \quad (8.16)$$

где $Q_{шi}$ — расход воздуха, поступающий из шахты к данному вентилятору (подаваемый в шахту данным вентилятором), м³/мин;

$\sum Q_{ymвн}$ — утечки воздуха через надшахтное здание и вентиляционный канал, лг/мин.

Если утечки учитываются коэффициентом внешних утечек; то

$Q_{в} = Q_{шi} \cdot k_{умвн}$, (8.17)

Подача вентиляционной установки с учетом резерва определяется по формуле

$Q_{в.р} = 1,14 Q_{ву}$, (8.18)

Утечки воздуха через надшахтные здания вертикальных стволов, оборудованных подъемами, и через вентиляционные каналы приведены в табл. 8,5 и 8.6, а значения $k_{ум вн}$ — в табл. 8.7.

Таблица 8.5

Нормы утечек воздуха через надшахтные здания и их аэродинамические сопротивления при $h = 200$ даПа

Тип здания	Нормы утечек воздуха здания (м ³ /мин) и аэродинамическое сопротивление (к μ) при площади наружных стен и перекрытий надшахтного здания, включая копер, м ²											
	до 100	100-300	300-500	500-1000	1000-1500	1500-2000	2000-3000	3000-4000	4000-5000	5000-6000	6000-7000	7000 и более
Скипового ствола	—	—	670/ 1,6	780/ 1,2	950/ 0,8	1080/ 0,6	1200/ 0,5	1400/ 0,37	1550/ 0,30	1700/ 0,25	1850/ 0,21	2000/ 0,18
Клетевого ствола	90/ 88,9	190/ 19,9	380/ 5,0	690/ 1,5	850/ 1,0	980/ 0,8	1100/ 0,6	1200/ 0,5				

Примечание. В числителе даны утечки воздуха, а в знаменателе — аэродинамическое сопротивление.

Таблица 8.6

Нормы утечек воздуха через вентиляционные каналы и их аэродинамические сопротивления при $h = 200$ даПа

Площадь поперечного сечения	Нормы утечек воз-	Аэродинамическое сопротивление, к μ
-----------------------------	-------------------	-------------------------------------

вентиляционного канала, м	духа, м ³ /мин	
до 5	200	18,0
5-10	300	8,0
10-15	500	2,9
15-20	600	2,0
20-25	750	1,3
более 25	820	1,1

Утечки воздуха (табл. 8.5 и 8.6) соответствуют перепаду давления 200 даПа, а для других перепадов они должны быть пересчитаны по формуле

$$Q_{\text{ут.вн}} = Q_{\text{ут.н}} \sqrt{(h / 200)} \quad (8.19)$$

При нагнетательном проветривании утечки следует увеличить на 13%.

Таблица 8.7

Значения коэффициента внешних утечек воздуха

Место установки вентилятора	Значение коэффициента внешних утечек $K_{\text{ут.вн}}$ при расходе воздуха, проходящего по стволу (шурфу), м ³ /мин			
	до 1500	1500-4000	4000-6000	более 6000
Вентиляционные стволы (шурфы), не используемые для подъема	1,2	1,10	1,10	1,10
Шурфы,	1,25	1,20	1,15	—

используемые для спуска людей или материалов				
Шурфы с передвижными вентиляционными установками	1,30	1,20	—	—

Аэродинамическое сопротивление надшахтного здания (сооружения) для случаев, приведенных в табл.8.7, рассчитывается по формуле

$$R_{н.з.} = 200 / Q_{ум.вн}^2 \quad (8.20)$$

где $Q_{ум.вн}$ — утечки воздуха через надшахтное здание (сооружение), $м^3/с$;

$$Q_{ум.вн} = (Q_{ш} (k_{ум.вн} - 1)) / 60 \quad (8.21)$$

Утечки воздуха через устья наклонных стволов при наличии надшахтных зданий принимаются равными утечкам через надшахтные здания клетевых стволов, а при отсутствии надшахтных зданий рассчитываются, как для шлюзов. Общие внешние утечки равны сумме утечек через надшахтные здания и вентиляционный канал.

При установке вентиляторов на вентиляционных стволах, не используемых для подъема, и на шурфах все внешние утечки воздуха учитываются коэффициентом внешних утечек $k_{умвн}$, значения которого приведены в табл. 8.7.

При работе вентиляторов на нагнетание значения этого коэффициента должны быть увеличены на 0,15, а при наличии резервных вентиляторов на 0,17.

Для ориентировочного определения подачи вентиляционных установок коэффициент, учитывающий утечки воздуха через надшахтные сооружения и каналы вентиляторов, следует принимать равным: для случаев установки вентиляторов на скиповом стволе 1,25; на клетевом — 1,2; на стволах и шурфах, не используемых для подъема, — 1,1; на шурфах, используемых для подъема и спуска материалов, — 1,3.

Подача вентиляционных установок при строительстве шахт после сбойки стволов рассчитывается для отдельных периодов в зависимости от изменений схемы проветривания и расхода подаваемого в шахту воздуха.

Если отношение диаметров рабочих колес вентиляторов для проветривания в начальный и последующий периоды меньше 1,3 и продолжительность начального периода меньше четырех лет, следует принимать постоянный вентилятор на весь срок строительства. При невыполнении этого условия целесообразно предусматривать периодическую замену вентиляторов или только их двигателей.

8.4. Допустимые отклонения результатов измерений расхода воздуха от расчетных значений

Для тупиковых выработок сопоставляется расчетный расход воздуха и результаты отдельных измерений.

Отклонения измеренных расходов воздуха от расчетных должны удовлетворять следующим условиям (в процентах):

$$-20 \leq (100 (Q_{з.п.ф} - Q_{з.п})) / Q_{з.п} \quad (8.22)$$

$$-15 \leq (100 (Q_{п.ф} - Q_{п})) / Q_{п} \quad (8.23)$$

где $Q_{з.п.ф}$ — измеренный расход воздуха, поступающий в призабойное пространство тупиковой выработки, м³/мин;

$Q_{з.п}$ — расход воздуха, который необходимо подавать в призабойное пространство тупиковой выработки согласно расчету, м³/мин;

$Q_{п.ф}$ — измеренный расход воздуха, поступающий в тупиковую выработку, м³/мин;

$Q_{п}$ — расход воздуха, который необходимо подавать в тупиковую выработку согласно расчету, м³/мин.

Для очистных выработок и выемочных участков расчетный расход воздуха сопоставляется с результатами отдельных измерений и средними величинами, вычисленными по ряду измерений.

Отклонения измеренных расходов воздуха от расчетных должны удовлетворять следующим условиям (в процентах);

$$-18 / \sqrt{n_{из}} \leq (100 (Q_{ф} - Q_{р})) / Q_{р} \leq (18 / \sqrt{n_{из}} + 10) \quad (8.24)$$

где $Q'_{ф}$ — средний расход воздуха, поступающий в очистную выработку или на выемочный участок, м³/мин;

$$- \quad n_{из}$$

$$Q_{ф} = \sum Q_{fi} / n_{из} \quad (8.25)$$

$$i = 1$$

$Q_{ф}$ — измеренный расход воздуха, поступающий в очистную выработку или на выемочный участок, м³/мин;

Q — расход воздуха, который необходимо подавать в очистную выработку или на выемочный участок согласно расчету, м³/мин;

$n_{из}$ — число измерений.

Разница между расчетным и измеренным расходами воздуха не должна превышать $\pm 10\%$.

Отклонение результатов измерений общего расхода воздуха, поступающего в шахту, от расчетной величины в меньшую сторону не должно выходить за пределы 10%. В этом случае считается, что на момент измерений шахта обеспечена воздухом.

Пример расчета расхода воздуха, необходимого для проветривания горных выработок действующих шахт, приведен в приложении 5

9. РАСЧЕТ ДЕПРЕССИИ ШАХТ

9.1. Общешахтная депрессия

Максимальная статическая депрессия сети, на которую работает вентилятор (депрессия шахты), как правило, ограничивается величиной 300 даПа; для шахт сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам, а также шахт производственной мощностью 4000 т в сутки и более, допускается депрессия до 450 даПа.

На действующих шахтах при доработке запасов последних горизонтов сроком 15-20 лет и глубине более 700 м, для шахт, разрабатывающих пласты угля, не склонные к самовозгоранию, допускается максимальная статическая депрессия до 800 даПа.

За депрессию шахты (статическое давление вентиляционной установки h_B) принимается максимальное значение из депрессий всех направлений $h_{H \max}$, проходящих через очистные выработки, то есть $h_B = h_{H \max}$.

Депрессия направления определяется по формуле

$$h_H = h_{K.B} + h_{П.В.} + h_K + h_{K.K.} \quad (9.1)$$

где $h_{K.B}$ — депрессия канала вентиляционной установки, даПа; принимается равной 0,11 $h_{ПВ}$ или определяется в соответствии с приложением 6;

$h_{П.В.}$ — депрессия подземных выработок направления, даПа; находится как сумма депрессий отдельных последовательно соединенных ветвей, входящих в направления, от устья воздухоподающего ствола до входа в канал вентиляционной установки;

$$h_{П.В.} = 1,1 (h_1 + h_2 + \dots + h_n), \quad (9.2)$$

1,1 — коэффициент, учитывающий влияние местных сопротивлений;

h_K — депрессия воздухонагревателей, даПа; определяется по формуле (12.23);

$h_{K.K.}$ — депрессия канала воздухонагревательной установки, даПа; определяется по формулам, приведенным в приложении 6.

Депрессия воздухонагревателей и канала воздухонагревательной установки учитывается при безвентиляторных воздухонагревательных установках.

Депрессия лавы подсчитывается по формуле

$$h_{оч} = R_{оч} Q_{оч}^2 \quad (9.3)$$

где $R_{оч}$ — общее аэродинамическое сопротивление лавы, кр. Для лав с индивидуальной крепью общее аэродинамическое сопротивление определяется по формуле

$$R_{оч} = (0,0142 l_{оч} + 0,0612 (\xi_{вх} + \xi_{вых}) / S_{оч}^2 \quad , \quad (9.4)$$

где $\xi_{вх}$, $\xi_{вых}$ — коэффициенты местного сопротивления входа и выхода лавы; определяются по табл. 9.1.

Таблица 9.1

Коэффициенты местного сопротивления входа и выхода лавы

Характеристика местного сопротивления	$S_{оч} / S_{ш \cdot в}$	ξ
Вход в лаву		
Откаточный штрек проводится вслед за лавой, над штреком — бутовая полоса шириной 8-10 м	0,3-0,8	27
Откаточный штрек опережает лаву на 100-200 м, над		
штреком — бутовая полоса 8-10 м, управление кровлей производится полным обрушением	0,2-0,7	2
То же при управлении кровлей частичной закладкой	0,4-0,6	1
Обратный порядок отработки, штрек погашается вслед за лавой, управление кровлей полным обрушением	0,6-1,1	10

Откаточный штрек опережает лаву,, над штреком целик угля, воздух поступает по двум печам	—	3
Откаточный штрек опережает лаву Над штреком костры	—	2
Выход из лавы		
Вентиляционный штрек проводится вслед за лавой, под штреком бутовая полоса шириной 8-10 м	0,1-0,3 0,4-0,5	5,5 3,0
Управление кровлей полным обрушением или частичной закладкой	0,9-1,0	1,5
Вентиляционный штрек опережает лаву, под штреком бутовая полоса	—	3,0
Обратный порядок отработки, штрек погашается вслед за лавой	0,5-1,5	14,0
Вентиляционный штрек опережает лаву, над штреком — целик угля, воздух выходит через одну печь шириной 1,5 м	—	20,0

Примечание. Здесь $S_{\text{щ,в}}$ — сечение штрека у входа в лаву или на выходе из лавы.

Если в лаве установлен один ряд стоек, в формулу (9.4) вместо коэффициента 0,0142 подставляется 0,009.

Для лав, оборудованных механизированными крепями,

$$R_{\text{оч}} = (0,01 \gamma_{100} l_{\text{оч}} + 0,0612 (\xi_{\text{вх}} + \xi_{\text{вых}})) / S_{\text{оч}}^2, \quad (9.5)$$

где γ_{100} — удельное аэродинамическое сопротивление (при длине 100 м) лав с механизированными крепями, тс/г; принимается по табл. 6.5.

Для механизированных крепей, не приведенных в таблице, значения удельных сопротивлений принимаются по аналогии с наиболее близкими по конструкции сечений.

При расчете депрессии механизированных лав на крутых пластах (выемка угля комбайном) учитывается депрессия, создаваемая потоком падающего угля. Его влияние можно учитывать двумя способами.

В первом случае в формулу (9.3) вместо $Q_{оч}$ подставляется $Q'_{оч}$, определенное по формуле

$$Q'_{оч} = Q_{уч} / (60 k_{ум.в}) \quad (9.6)$$

где $Q_{уч}$ — расход воздуха для выемочного участка с учетом

влияния падающего угля при работе комбайна, м³/мин; значение $Q_{уч}$ определяется по формуле (6.44).

Во втором случае $Q_{уч}$ в формуле (9.3) принимается без учета влияния падающего угля, а аэродинамическое сопротивление лавы увеличивается на величину

$$\Delta R_{оч} = \Delta Q R_{оч} (2 Q_{уч} + \Delta Q) / Q_{уч}^2 \quad (9.7)$$

.

где ΔQ — поправка, учитывающая уменьшение расхода воздуха в лаве под действием падающего угля

$$\Delta Q = Q'_{оч} - (Q_{уч\max} / k_{ум.в}) \quad (9.8)$$

Депрессия капитальных и подготовительных выработок рассчитывается по формуле

$$h = (k_{н.р.в.} \cdot a \cdot P_b \cdot l_b \cdot Q_p^2) / S^3 = R \cdot Q_p^2 \cdot k_{н.р.в.} \quad (9.9)$$

или

$$h = (k_{н.р.в.} \cdot a \cdot l_b \cdot Q_p^2 \cdot k_{ф} \cdot \sqrt{S}) / S^3 \quad (9.10)$$

где $k_{н.р.в.}$ — коэффициент, учитывающий неравномерность распределения воздуха по сети горных выработок, резерв вентиляционной сети и резерв вентиляционных установок; для общешахтных выработок $k_{н.р.в.} = 1,563$, для других выработок

$$k_{н.р.в.} = 1.$$

a — коэффициент аэродинамического сопротивления, $\text{даПа} \cdot \text{с}^2/\text{м}^2$; принимается по таблицам, приведенным в приложении 7;

P_B — периметр выработки, м;

k_f — коэффициент формы поперечного сечения выработки; принимается для выработок круглого сечения равным 3,54, сводчатого — 3,8, трапециевидного — 4,16;

Q_p — расчетный расход воздуха по выработкам рассматриваемого направления, $\text{м}^3/\text{с}$.

Расчетный расход воздуха по выработкам рассматриваемого направления принимается:

в лавах

$$Q_p = Q_{\text{оч}} \quad (9.11)$$

в выработках выемочного участка при схемах проветривания с последовательным разбавлением метана

$$Q_p = k_{\text{ум} \cdot \text{в}} Q_{\text{оч}} \quad (9.12)$$

в выработках выемочного участка при схемах проветривания с обособленным разбавлением метана:

в выработке с поступающей струей, направляемой в лаву,

$$Q_p = k_{\text{ум} \cdot \text{в}} Q_{\text{оч}} \quad (9.13)$$

• в выработке с подсвежающей струей

$$Q_p = Q_{\text{доп}} \quad (9.14)$$

• в выработке с исходящей из участка струей

$$Q_p = k_{\text{ум} \cdot \text{е}} Q_{\text{оч}} + Q_{\text{доп}} \quad (9.15)$$

• во всех общешахтных выработках равным общему расходу воздуха, необходимому для проветривания объектов, для которых данная выработка является воздухоподающей или отводящей.

При рассредоточенных утечках воздуха за Q_p принимается среднее геометрическое из начального $Q_{\text{нач}}$ и конечного $Q_{\text{кон}}$ расходов (в начале и конце выработки):

$$Q = \sqrt{(Q_{\text{нач}} - Q_{\text{кон}})}. \quad (9.16)$$

При сосредоточенных утечках воздуха расчет производится по участкам выработки.

При определении сечений выработок околоствольных дворов по максимальной скорости воздуха необходимо учитывать загромождение их подвижным составом. Для этого сечение выработок на участках возможного скопления транспортных средств должно увеличиваться на величину площади поперечного сечения этих средств.

Депрессия рассчитывается по годам или наиболее характерным периодам развития горных работ на весь срок службы шахты. Расчет производится для каждого пласта. Минимальная и максимальная величины депрессии рассчитываются на срок службы вентиляционной установки.

При выборе струи с максимальной депрессией следует учитывать, что последняя почти всегда соответствует отработке предпоследних ярусов, столбов и т.д. в панели, выемочном поле. В этот период расход воздуха для проветривания яруса, столба, панели наибольший.

Величина h_e по струе с максимальной депрессией не должна превышать указанные выше пределы депрессии шахты. Допустимая расчетная депрессия подземных выработок определяется по формуле

$$h'_{\text{п.в.}} = h_{\text{в.}} - h_{\text{к.в.}} - h_{\text{к.}} - h_{\text{к.к.}} \quad (9.17)$$

Если расчетная депрессия подземных выработок превышает допустимую величину, то для ее снижения в первую очередь следует идти по пути уменьшения потерь на трение воздуха о стенки выработки и лобовых сопротивлений (применение специальных затяжек, обтекателей, рациональной армировки стволов и т.д.) или увеличения сечения выработок. При недостаточной эффективности этих мероприятий необходимо изменить схему проветривания.

Депрессия реконструируемых шахт и новых горизонтов действующих рассчитывается на базе материалов депрессионных съемок. Для тех выработок, которые отвечают требованиям ПБ и которые не требуется расширять, при расчете депрессии используются фактические аэродинамические сопротивления.

В обосновании величины депрессии более 450 даПа должны быть приведены расчеты экономической целесообразности работы шахты при выбираемой величине общешахтной депрессии с учетом дополнительных затрат на герметизацию вентиляционных сооружений и снижение утечек воздуха. Требования к герметизации элементов конструкций надшахтных зданий и вентиляционных устройств поверхностных комплексов изложены в Руководстве по проектированию и строительству герметических надшахтных зданий и сооружений, находящихся под высоким давлением (Донецк, 1981).

Кроме того, при принятии величины общешахтной депрессии более 450 даПа должны быть предусмотрены подача воздуха на выемочные участки по двум выработкам (схемы проветривания выемочных участков с обособленным разбавлением вредностей) и применение в выработках, соединяющих свежую и исходящую струи, автоматизированных шлюзовых устройств.

9.2. Размещение и расчет регуляторов расхода воздуха в горных выработках

При размещении отрицательных регуляторов расхода воздуха (перемычек с окнами) в горных выработках следует учитывать устойчивость воздушных струй по направлению в диагоналях и экономичность регулирования, определяемую величиной утечек воздуха.

В схемах проветривания с диагоналями не следует удалять регулятор от объекта проветривания. В случае возможности опрокидывания струй в диагоналях регулятор необходимо устанавливать как можно ближе к объекту проветривания до слияния струй.

В схемах проветривания с параллельным соединением выработок регуляторы необходимо устанавливать на максимально

возможном удалении от объектов проветривания, что позволяет уменьшить утечки воздуха и за счет этого повысить экономичность регулирования.

Расчет отрицательных регуляторов (производится только на момент сдачи шахты в эксплуатацию) сводится к определению площадей вентиляционных окон. Исходными данными для расчета являются аэродинамические сопротивления ветвей и необходимое распределение воздуха по ним.

Порядок расчета:

1. Определяется депрессия каждой ветви $h_i = R_i Q_i^2$, даПа.
2. Через каждый обособленно проветриваемый объект, исключая тупиковые выработки, прокладываются направления таким образом, чтобы они имели общие начало (узел) и конец.
3. Определяется депрессия каждого направления $h_{n.ni} = \sum h_i$
4. Направление с максимальной депрессией $h_{n.n\text{шах}}$ принимается за основное (не требующее регулирования).
5. Определяются депрессии, которые должны быть компенсированы регуляторами, по остальным направлениям, как разность депрессии основного и данного направления, то есть

$$h_{pi} = h_{n.n.\text{max}} - h_{n.ni} \quad (9.18)$$

6. Определяются депрессии регуляторов.

В связи с тем, что направления могут иметь общие ветви, где необходима установка регуляторов (окон), расчеты необходимо вести последовательно, начиная с направления с минимальным значением h_{pi} , т.е. с депрессии регулятора

$$h_p = h_{pi \text{ min}}$$

При определении депрессии следующих регуляторов (окон) необходимо учитывать депрессию предыдущих регуляторов, если они установлены в ветвях данного направления. При правильном расположении регуляторов алгебраическая сумма депрессий в любом контуре будет равна нулю.

7. Определяется аэродинамическое сопротивление регуляторов по формуле

$$R_p = h_p / Q_i^2$$

8. Рассчитывается площадь вентиляционного окна по следующим формулам:

• при отношении

$$S_{ок} / S < 0,5$$

$$S_{ок} = S / (0,65 + 2,63 S \sqrt{R_p}) \quad (9-20)$$

• при отношении $S_{ок} / S > 0,5$

$$S_{ок} = S / (1 + 2,38 S \sqrt{R_p}) \quad (9-21)$$

где $S_{ок}$ — площадь вентиляционного окна, m^2 ;

S — площадь поперечного сечения выработки в свету, m^2 .

Отношение $S_{ок} / S$ приближенно можно определить с учетом данных, приведенных в табл. 8.3.

10. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ГЛАВНЫХ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ УСТАНОВОК

10.1. Вентиляторы для одиночной работы

Исходными данными для выбора вентилятора и проектирования главной вентиляционной установки (ГВУ) являются требуемые аэродинамические рабочие режимы вентилятора, представляющие совокупность значений (Q_B, h_B) — подачи и статического давления вентилятора для различных периодов эксплуатации.

Продолжительность и количество периодов эксплуатации вентиляционной установки определяются изменением режима проветривания шахты по подаче и (или) давлению, обусловленным развитием горных работ (в том числе и в период строительства шахты), технологией угледобычи и расчетным сроком службы установки.

При выборе вентилятора предпочтение отдают тому, рабочая область режимов которого включает все расчетные режимы Q_{bj}, h_{bj} . Сводные графики рабочих областей вентиляторов приведены на рис. 10.1 и 10.2.

Пример. Выбрать вентилятор для главной вентиляционной установки, расчетный срок службы которой 14 лет. Определены следующие аэродинамические режимы: с 1 до 3 лет эксплуатации $Q_{B1} = 50 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{B1} = 110 \text{ даПа}$; с 4 до 8 лет эксплуатации $Q_{B2} = 50 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{B2} = 200 \text{ даПа}$; с 9 до 14 лет эксплуатации $Q_{B3} = 70 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{B3} = 270 \text{ даПа}$.

Все три режима (точки 1, 2 и 3 на рис. 10.1) включает в себя рабочая область осевого вентилятора ВОД-21М при $n = 750$ об/мин. По регулировочным характеристикам (см. Руководящий технический материал по выбору вентиляторов главного проветривания РТМ 07.03.003-87) уточняем правильность выбора вентилятора и определяем углы установки лопаток рабочих колес. В первый период вентилятор будет работать с углом $\theta_{к1} = 17^\circ$, во второй — $\theta_{к2} = 21^\circ$, в третий — $\theta_{к3} = 35^\circ$. Потребляемая мощность в течение всего срока службы не более 300 кВт. Статический КПД установки обеспечивается в интервале значений 0,7-0,81.

Рис. 10.1. Сводный график рабочих областей вентиляторов с постоянной частотой вращения

Если не удастся подобрать рабочую область, в которую вписываются все расчетные режимы, то рассматривают возможность изменения частоты вращения заменой приводного электродвигателя и проведения мероприятий, расширяющих область рабочих режимов вентиляторов. Технология проведения таких мероприятий приведена в РТМ 07.03.003-87 (Руководящий технический материал по выбору вентиляторов главного проветривания) и РТМ 07.03.006-86 (Руководящий технический материал по технологии ввода осевых вентиляторов главного проветривания в оптимальный режим работы на шахтную сеть).

Пример. Выбрать вентилятор для работы в следующих режимах: $Q_{в1} = 50 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{в1} = 110$ даПа (точка 1 на рис. 10.1); $Q_{в2} = 50 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{в2} = 200$ даПа (точка 2); $Q_{в3} = 50 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{в3} = 450$ даПа (точка 4). Ни одна из областей не включает в себя все три режима.

Чтобы исключить замену вентиляторов в течение срока службы установки, выбирают вентилятор ВОД-18, который во второй период будет работать с углом установки $\theta_{к2} = 23^\circ$ и

Рис. 10.2. Сводный график рабочих областей вентиляторов, регулируемых по частоте вращения

КПД $\eta_{с2} = 0,74$. В первый период $\eta_{с1} < 0,6$. В этом случае применяют один из вариантов работы вентилятора с неполным комплектом лопаток колес. Вентилятор ВОД-18 с числом лопаток первой ступени $z_{к1} = 6$ с и второй $z_{к2} = 6$ в режиме 1 работает с $\eta_{с1} = 0,61$ на углах $\theta_{к1} = 21^\circ$ (см. рис. П.3.1 РТМ

07.03.003-87). Для обеспечения режима третьего периода (точка 4) устанавливают противосрывные устройства. Вентилятор ВОД-18 с противосрывным устройством работает в этом режиме при $\theta_{к3} = 35^\circ$ с $\eta_{с3} = 0,75$ (см. РТМ 07.03.003-87).

Пример. Выбрать вентилятор, обеспечивающий последовательно режимы $Q_{в1} = 50 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{в1} = 200$ даПа (точка 2);

$Q_{B2} - 70 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{B2} - 270 \text{ даПа}$ (точка 3); $Q_{B3} - 70 \text{ м}^3/\text{с}$, $h_{B2} = 500 \text{ даПа}$ (точка 5). Ни одна из рабочих областей не включает в себя все три режима проветривания. Более того, режим третьего периода (точка 5) вообще не обеспечивается в пределах приведенных рабочих областей. Выбираем вентилятор ВЦ-25 м, который в первый период эксплуатации будет работать с частотой вращения $n = 600 \text{ об/мин}$ ($\theta_{\text{на}} = 41^\circ$), затем во второй период после смены двигателя — с частотой $n = 750 \text{ об/мин}$. Для обеспечения расчетного режима третьего периода рассматривают техническую возможность проведения мероприятий по расширению рабочей области или уменьшают аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети.

Если расчетные параметры проветривания обеспечивают несколько различных вентиляторов, выбирают наиболее экономичный вариант установки.

Расчет экономических параметров осуществляют для вентиляционной установки, состоящей из рабочего и резервного вентиляторов, комплекта средств для реверсирования воздушной струи и перехода с работающего вентилятора на резервный (КСРП), электропривода с пускорегулирующей аппаратурой, аппаратурой контроля, дистанционного и автоматизированного управления, защиты и сигнализации, а также зданий, фундаментов, каналов и сооружений, грузоподъемного и вентиляционного оборудования, высоковольтных ячеек, кабельной продукции и др. в соответствии с РТМ 07.03.003-87.

По результатам расчетов определяют вентиляторы, обеспечивающие последовательно все заданные режимы, вычисляют для отобранных вариантов экономические показатели на каждый период эксплуатации установки и выбирают вентиляторы, обеспечивающие минимальные затраты на весь срок службы. Окончательный выбор типа вентилятора осуществляют с учетом технических и социальных факторов.

К техническим и социальным факторам, определяющим окончательный выбор типа установки, относятся размеры установки, условия привязки к стройплощадке, наличие комплектующего оборудования, возможность поставки оборудования к началу монтажа, выполнение санитарных норм по шуму, а также типы вентиляторов других установок на шахте, технический уровень и традиции эксплуатации на данном предприятии.

Требуемое снижение уровней звуковой мощности определяют по ОСТ 12.44.293-86 «Установки шахтные главного проветривания. Общие технические требования к монтажу и приемке».

10.2. Вентиляторы для совместной работы

Предварительный выбор вентиляторов для совместной работы производится по той же методике, что и для одиночной работы. Однако после выбора вентиляторов, если их напорные характеристики имеют седлообразную форму (осевые вентиляторы), необходима проверка устойчивости их совместной работы.

Работа параллельно включенных в сеть вентиляторов будет устойчивой в том случае, если напорная характеристика каждого вентилятора и аэродинамическая характеристика сети в месте его включения пересекаются только в одной точке. Эта точка должна находиться на нисходящей ветви характеристики вентилятора.

Методика проверки устойчивости совместной работы вентиляторов сводится к расчету воздухораспределения в вентиляционной сети при заданных расходах воздуха на объектах проветривания и построению аэродинамических характеристик сети в местах включения вентиляторов. Если напорные характеристики вентиляторов пересекаются характеристиками сети в одной точке, лежащей в рабочей области, то режимы будут устойчивыми (однозначными). При пересечении характеристик в нескольких точках режимы работы вентиляторов будут неустойчивыми (многозначными).

Если выбор вентиляторов производится с помощью ЭВМ, определение режимов их совместной работы осуществляется с учетом устойчивости.

11. УСТОЙЧИВОСТЬ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ

11.1. Основные понятия и определения

Под устойчивостью проветривания шахт понимается способность вентиляционной сети сохранять заданные расход и направления движения воздуха в горных выработках при изменении аэродинамических сопротивлений элементов сети.

Неустойчивость по расходу воздуха характерна для всех ветвей сети, но опасность представляют только выработки, в которых имеются источники газовыделения (очистные и тупиковые выработки, выработки, примыкающие к выработанному пространству). Неустойчивость по направлению характерна для диагональных ветвей.

Под диагональю понимается такая ветвь, направление движения воздуха в которой может изменяться на противоположное при изменении аэродинамического сопротивления других ветвей. На рис. 11.1 в качестве примера приведены простые диагональные соединения (рис. 11.1 а), сложные — (рис. 11.1б) и весьма сложные — (рис. 11.1 в).

Выявление диагоналей производится по следующему правилу: если при движении из начала сети в ее конец можно пройти по какой-то ветви в направлении, противоположном движению воздуха, не заходя дважды в один и тот же узел, то такая ветвь будет диагональю.

Для ускорения отыскания диагоналей можно пользоваться еще маршрутным методом, заключающимся в том, что на схеме вентиляционных соединений выбираются два маршрута по внешним (крайним) ветвям сети. Все группы ветвей, соединяющие эти маршруты, будут диагоналями. По приведенному выше правилу останется проверить только ветви, принадлежащие этим маршрутам.

В зависимости от того, какие струи соединяют диагонали, их разделяют на диагонали между свежей и исходящей струями, между двумя свежими, а также между двумя исходящими струями. Наиболее важными и опасными следует считать диагонали между свежими и исходящими струями. Они подразделяются на диагонали на основных струях (очистные выработки, камеры, проветриваемые обособленно) и диагонали на второстепенных струях (пути утечек воздуха).

Рис. 11.1. Схема диагональных соединений выработок: а — простая с одной диагональю; б, в, г — сложные, две параллельные выработки, соединенные несколькими диагоналями

Все ветви вентиляционных сетей по их влиянию на расход и направление движения воздуха в конкретной выработке (диагонали) разделяются на опасные при увеличении их сопротивления и опасные при уменьшении сопротивления.

К первой группе относятся ветви, по которым воздух подводится к началу выработки (диагонали), и ветви, по которым он отводится от конца этой выработки (диагонали).

Например, 1-2, 6-7, 7-8, 8-5 для выработки (диагонали) 2-6, рис. 11.16. Все остальные ветви, по которым воздух подводится к концу выработки (диагонали) или отводится от начала, являются опасными при уменьшении их сопротивления (например, 1-6, 2-3, 3-4, 4-5 для выработки (диагонали) 2-6, рис. 11.16).

Ветви, изменение сопротивления которых в пределах, имеющих место на практике, может привести к резкому уменьшению расхода воздуха или опрокидыванию струи в выработке (диагонали), называются определяющими. Определить точно, какая ветвь является определяющей, можно только расчетом, поэтому на практике в качестве определяющих выбирают ветви, имеющие наибольшее влияние на расход воздуха в данной выработке (диагонали).

Определяющими, как правило, являются последовательно примыкающие к концам выработки (диагонали) две-три ветви, опасные при увеличении сопротивления (например, 1-6, 6-7, 3-4, 4-5 для диагонали 3-7, рис. 11.16), и ветви с вентиляционными сооружениями, опасные при уменьшении сопротивления. Чем дальше от выработки (диагонали) расположена ветвь, тем меньше ее влияние на устойчивость струи в диагонали при прочих равных условиях.

Определяющей не может быть ветвь, опасная при увеличении сопротивления, если расход воздуха в ней меньше, чем в выработке (диагонали), или опасная при уменьшении сопротивления, если ее депрессия меньше депрессии выработки (диагонали).

Количественной оценкой устойчивости является величина снижения расхода воздуха и показатель устойчивости направления движения воздуха в диагонали, который определяется по формулам:

для ветвей, опасных при увеличении сопротивления

$$K_R = R_{и.ув} / R_H \quad (1.11)$$

для ветвей, опасных при уменьшении сопротивления

$$K_R = R_H / R_{и.ум} \quad (1.11)$$

где $R_{и.ув}$ — измененное аэродинамическое сопротивление определяющей ветви, опасной при увеличении сопротивления, при котором прекращается движение воздуха в диагонали, кц;

R_H — первоначальное значение аэродинамического сопротивления определяющей ветви, кц;

$R_{и.ум}$ — измененное аэродинамическое сопротивление определяющей ветви, опасной при уменьшении сопротивления, при котором прекращается движение воздуха в диагонали, кц.

Определение устойчивости по расходу воздуха производится для очистных и тупиковых выработок и выработок с подсвежающими струями на выемочных участках. При определении устойчивости по направлению, кроме перечисленных выше выработок, анализу подлежат утечки воздуха через вентиляционные сооружения между выемочными участками.

Струя в очистной выработке или на выемочном участке считается неустойчивой по расходу воздуха, если при изменении сопротивления определяющих ветвей (открывание дверей шлюза) расход воздуха составляет менее 50% от расчетного.

Проветривание тупиковой выработки считается неустойчивым, если расход воздуха у всаса ВМП снижается по сравнению с расчетным на 30% и более.

Возможность опрокидывания струи в диагонали определяется сравнением величины K_D с возможным на практике изменением сопротивления определяющей ветви.

Определение устойчивости проветривания шахт производится:

- на заключительной стадии проектирования проектными организациями после принятия конкретной схемы проветривания, расчета ее параметров, установки регуляторов и расчета воздухораспределения;
- на основании детального расчета воздухораспределения подразделениями ВГСЧ по производству депрессионных и газовых съемок совместно с участками ВТБ при разработке мероприятий по обеспечению, нормального проветривания шахт на все характерные периоды развития, включая ввод каждой новой лавы, до следующей съемки;
- опытным путем участками ВТБ при вводе новых лав в работу и после внесения существенных изменений в схемы вентиляции по сравнению с положением, принятым при расчетах ВГСЧ. При этом производится оценка устойчивости в основном только той части схемы, в которой произошло изменение, а также ветвей, устойчивость которых из-за указанных изменений снижается (соседние лавы).

По степени устойчивости схемы проветривания угольных шахт делятся на три категории.

Первая. Схемы с высокой степенью устойчивости. Сюда относятся сети, в которых изменения расхода воздуха в очистных забоях, на выемочных участках не превышают 20%, а у всаса ВМП — 10% от расчетного, вентиляционные сети без диагоналей, а также сети с диагоналями, опрокидывание вентиляционных струй в которых практически маловероятно даже в аварийных режимах.

Вторая. Схемы со средней степенью устойчивости. К данной категории относятся вентиляционные сети, изменения расхода воздуха в которых находятся в пределах: для лав и выемочных участков 20-50%, у всаса ВМП — 10-30% от расчетного, сети с диагоналями, изменение направления движения воздуха в которых возможно в аварийных режимах.

Третья. Схемы с низкой степенью устойчивости. Имеют место изменения расхода воздуха в лавах и выемочных участках более 50%, у всаса ВМП — более 30% от расчетного. Опрокидывание вентиляционных струй возможно при нормальной работе шахты.

Примечание. К аварийным режимам относятся режимы проветривания при взрывах газа, пожарах, внезапных выбросах, завалах выработок, разрушении вентиляционных сооружений и блокировке, исключающей одновременное открывание дверей в шлюзах.

Схемы проветривания шахт должны иметь степень устойчивости не ниже 2-й категории. В противном случае должны быть разработаны мероприятия по повышению степени устойчивости вентиляционных струй, обеспечивающие перевод схемы проветривания по крайней мере во 2-ю категорию.

Исходными данными для расчета устойчивости являются схема вентиляционных соединений, аэродинамические сопротивления, расходы воздуха и их направления в ветвях, параметры источников тяги.

Базой для получения исходных данных, как правило, должна служить депрессионная съемка. В тех случаях, когда отсутствуют данные по отдельным выработкам, они могут быть получены расчетным путем по известным зависимостям в соответствии с настоящим Руководством.

Анализ устойчивости производится в следующем порядке: для выработок, подлежащих проверке на устойчивость, находятся определяющие ветви, производится оценка изменения расхода воздуха и направления движения его при имеющем место на практике максимальном изменении сопротивления этих определяющих ветвей; устанавливаются категории устойчивости схем проветривания и при необходимости разрабатываются мероприятия по ее повышению.

11.2. Определение устойчивости проветривания

11.2.1. Детальный расчет устойчивости

Анализ устойчивости достаточно, как правило, производить для одной определяющей ветви, оказывающей наибольшее влияние на устойчивость струи в выработке-диагонали и

имеющей большой диапазон изменения аэродинамического сопротивления. Такими определяющими ветвями являются, как правило, утечки воздуха через шлюзы, а при отсутствии последних — ветвь, опасная при увеличении аэродинамического сопротивления и непосредственно примыкающая к выработке-диагонали на исходящей струе (за разветвлением).

Детальный расчет устойчивости осуществляется на ЭВМ по специальной (для расчета устойчивости струй в диагоналях) или любой обычной программе расчета распределения воздуха.

Специальная программа расчета устойчивости на ЭВМ предусматривает определение показателя устойчивости K_p путем расчета распределения воздуха в сети при нулевом расходе в рассматриваемой диагонали, достигаемом за счет автоматического изменения сопротивления определяющей ветви. Рассчитанное по этому сопротивлению значение K_p сравнивается

со значением максимально возможного изменения аэродинамического сопротивления этой ветви (n_p).

Если значение показателя устойчивости (K_p) больше максимально возможного изменения сопротивления определяющей ветви (n_p), то опрокидывание струи в диагонали считается практически невозможным и наоборот.

Значения максимально возможных изменений сопротивлений определяющих ветвей получены опытным путем и для основных горных выработок приведены в табл. 11.1.

Таблица 11.1

Фактические значения максимально возможного изменения аэродинамического сопротивления горных выработок и вентиляционных сооружений

Выработки и сооружения	Максимально возможные изменения сопротивлений ветви пр, число раз
Основные горные выработки, закрепленные бетонной и железобетонной крепью	3
Основные горные выработки, закрепленные другими видами крепи	5
Участковые откаточные выработки	7
Участковые вентиляционные выработки	15
Очистные выработки	15
Загрузочные устройства	100
Вентиляционные сооружения, шлюзы	100

Аэродинамическое сопротивление шлюзов при открытых дверях измеряется или рассчитывается как сопротивление выработки, в которой они установлены, плюс сопротивление дверных проемов.

Расчет устойчивости по программе распределения воздуха заключается в следующем. Для конкретной выработки (диагонали) задаются максимально возможным изменением сопротивления определяющей ветви (открыты двери шлюза) или, используя табл. 11.1, рассчитывают распределение воздуха и определяют расход и направление струи исследуемой выработки (диагонали).

Если расход воздуха уменьшился ниже нормы или произошло опрокидывание струи, то выработка (диагональ) относится к неустойчивой и наоборот.

Для более полного анализа устойчивости может быть использована программа, комбинирующая предыдущие две и производящая расчет распределения воздуха при измененных сопротивлениях определяющих ветвей и дополнительно расчет показателей устойчивости для диагоналей, в которых происходит опрокидывание струи.

По результатам расчета устойчивости для всех подлежащих анализу выработок определяют категорию устойчивости схемы проветривания шахты.

11.2.2. Определение устойчивости опытным путем

При оценке устойчивости проветривания опытным путем фактический расход воздуха на выемочном участке и в очистной выработке должен соответствовать расчетному.

Определение устойчивости опытным путем сводится к изменению сопротивлений только шлюзов (поочередно) и измерению расхода воздуха в анализируемых выработках. Все работы выполняются по плану, утвержденному главным инженером шахты, в нерабочие дни (смены) при выводе всех людей из шахты или выемочного поля. В плане указывается порядок проведения измерений, время начала и окончания работы, время отключения и включения электроэнергии, мероприятия по обеспечению безопасности ведения работ, лица, ответственные за их выполнение, способ информации руководителя работ и т.п. Работы по определению устойчивости производятся в следующем порядке.

В выработках, где необходимо осуществлять измерения расхода воздуха и концентрации метана, располагаются замерщики. При проверке устойчивости проветривания тупиковых выработок измерение расхода воздуха производится в 10 м перед ВМП. Назначается время начала опыта.

Два наблюдателя измеряют скорость воздуха и определяют направление его движения в анализируемой выработке (диагонали). Измеряют каждые 2-3 минуты с начала и до окончания опыта, причем каждый раз точно фиксируется время измерения.

Два других наблюдателя изменяют сопротивление определяющей ветви (открывают двери) и также фиксируют время каждого режима. Продолжительность одного режима должна быть 10-12 мин, чтобы за это время можно было сделать 3-5 измерений расхода воздуха в выработке (диагонали), а всего опыта — не более 30 мин.

Контролируется концентрация метана в исходящих струях очистных и тупиковых выработок с изменяющимся расходом, а также в опрокинутых струях непрерывно с помощью переносных автоматических приборов. При повышении концентрации газа выше норм, установленных Правилами безопасности, восстанавливается нормальное проветривание выработки. Продолжительность опыта при повторении сокращается до 5-6 мин. Пример определения устойчивости опытным путем и оформление результатов приведены в приложении 8. Результаты опытной проверки устойчивости оформляются актом, который прилагается к паспорту выемочного участка.

Контроль за устойчивостью утечек воздуха осуществляется при небольших (до 20 даПа) перепадах депрессии путем определения разности давления через вентиляционные сооружения. Достаточно просто и удобно это делать с помощью обыкновенного водяного U-образного стеклянного манометра и резиновой трубки.

Минимально допустимое значение перепада давления — 5 даПа. Периодичность контроля — один раз в десять дней.

11.3. Основные пути повышения устойчивости проветривания

Для повышения устойчивости проветривания рекомендуются следующие основные меры.

Применять схемы проветривания шахт с минимальным числом сооружений и диагоналей. Наименьшим числом сооружений и диагоналей характеризуются схемы проветривания выемочных участков, обрабатываемых столбами по вос-

станию (падению). При отработке выемочных участков по простиранию и панельной подготовке снижения числа сооружений и диагоналей можно достигнуть при применении прямоточных схем проветривания выемочных участков с выдачей исходящих струй по фланговым выработкам. Из схем проветривания, обеспечивающих обособленное разбавление вредностей по источникам выделения, наиболее полно отвечает требованию устойчивости прямоточная схема с нисходящим движением воздушной струи в лаве. Наивысшую степень устойчивости имеют схемы с автономным проветриванием вентиляционных участков.

На шахтах крутого падения не следует допускать одновременного ведения эксплуатационных работ, когда выработки одного горизонта используются как для подачи свежей, так и выдачи исходящей струй, а последние разделяются только шлюзами или вентиляционными перемычками. Групповые штреки (откаточный и вентиляционный) следует проводить по одному и тому же пласту или пропластку.

Сокращать число дополнительных выработок между свежей и исходящей струями (сбоек, печей, просеков и т.д.) и вентиляционных сооружений, особенно кроссингов, шлюзов, и дверей. Не допускать соединения горными выработками смежных панелей.

Обеспечивать необходимую нагрузку на шахту при минимальном числе очистных забоев, так как с увеличением числа последних пропорционально растет количество сооружений и диагоналей в схеме.

Устанавливать регуляторы расхода воздуха (отрицательные регуляторы) непосредственно на объектах регулирования до слияния исходящей из забоя струи с другими воздушными струями, включая сосредоточенные диагональные утечки воздуха, или на ветвях, опасных при уменьшении сопротивления.

Вместо кроссингов проводить обходные выработки. При необходимости сооружения кроссингов их удельное аэродинамическое сопротивление не должно существенно отличаться от удельного сопротивления выработки.

Сводить к минимуму соединения горизонтальных выработок с наклонными, по которым проходят свежая и исходящая струи, а при необходимости сооружать шлюзы, предусматривая расстояние между дверями, равное 1,5-2 длинам состава из максимального числа вагонеток, проходящих по каждой выработке.

Загрузочные устройства конвейерных выработок (бункеры) оборудовать блокировкой, не позволяющей выгружать уголь ниже уровня, необходимого для герметизации бункеров.

В схемах проветривания, имеющих несколько выработок для исходящей струи, соединять их между собой специальными выработками (диагоналями), что обеспечивает при завале одной выработки выход для воздуха на другую и исключает опрокидывание струи.

Стремиться к тому, чтобы выработки, в которых располагаются шлюзы, проводились минимальным сечением, определяемым только требованиями ПБ.

Противопожарные двери, как правило, устанавливать в ветвях, опасных при уменьшении сопротивления, то есть в начале выработки.

На шахтах III категории устойчивости в первую очередь необходимо:

- наметить мероприятия по переводу выемочного (вентиляционного) участка во 2-ю категорию устойчивости;

- увеличить подачу воздуха на выемочный участок, проветривание которой оказалось неустойчивым;
- шлюзы, служащие для изоляции свежей и исходящей струй и являющиеся причиной неустойчивого проветривания, оборудовать механической или электрической блокировкой, которая бы исключала одновременное открывание дверей (обычные шлюзы заменять на шлюзы с автоматизированными дверями АШУ), с выводом информации о положении дверей на пульт горного диспетчера (оператора АКМ) и отключением электроэнергии с токоприемников на участке при одновременно открытых дверях шлюза в соответствии с намеченными мероприятиями.

На действующих шахтах наряду с изложенными выше мерами необходимо, если это возможно, придерживаться следующих правил.

Располагать горные выработки так, чтобы установка вентиляционных сооружений (шлюзов) не приводила к изменению направления движения воздуха в выработках по сравнению с естественным распределением без сооружений. При соблюдении этого правила опрокидывание струй в очистных выработках не будет иметь места.

Не должно быть на каждом действующем горизонте, как правило, более двух шлюзов (одного транспортного и одного людского).

Располагать шлюзы, при необходимости их установки, по возможности между второстепенными струями, проветривающими, например, камеры или другие объекты, имеющие регуляторы. Следует также учитывать, что устойчивость струй повышается, если в маршрут закорачивания (выработка, в которой установлен шлюз), кроме выработки со шлюзом, входит несколько других (участки бремсбергов, ходков или уклонов, обходные выработки и др.).

Производить подачу и отвод воздуха по рядом расположенным наклонным выработкам следует так, чтобы все выработки со свежей и все выработки с исходящей струями располагались рядом, а не чередовались между собой, образуя не более одной пары свежей и исходящей струй.

Каждый вентиляционный участок должен иметь, по возможности, только один вход для свежей и только один выход для исходящей струи и проветриваться на один вентилятор главного проветривания.

При переходе на новые горизонты и изменении назначения выработок связи между свежими и исходящими струями должны ликвидироваться за счет установки глухих перемычек.

Наиболее эффективным способом повышения устойчивости проветривания является переход на автономное проветривание объектов (выемочных участков, тупиковых выработок).

Изменение аэродинамических сопротивлений элементов сети с целью повышения устойчивости проветривания должно включать уменьшение аэродинамических сопротивлений выработок с исходящей струей, особенно кроссингов (за счет увеличения поперечного сечения, уменьшения шероховатости), а также увеличение аэродинамического сопротивления выработок со шлюзами за счет изменения, если возможно, маршрута закорачивания или установки в них дополнительного сопротивления. В качестве дополнительного сопротивления могут быть дополнительная вентиляционная дверь, устанавливаемая в выработке со шлюзом на возможно большем расстоянии от него, либо дверные проемы (один или несколько).

Определение необходимой величины дополнительного сопротивления ($R_{дон}$), обеспечивающего устойчивое проветривание конкретного выемочного участка,

производится на ЭВМ путем расчетов минимум трех вариантов распределения воздуха при увеличенном значении аэродинамического сопротивления открытого шлюза. По трем точкам строят график относительного (в % от расчетного) изменения расхода воздуха на участке от аэродинамического сопротивления выработки с открытым шлюзом и по графику определяют значение аэродинамического сопротивления выработки с открытым шлюзом, обеспечивающего расход воздуха на выемочном участке равный 50% от расчетного. Величина необходимого для обеспечения устойчивости дополнительного сопротивления определяется как разность между полученным сопротивлением и сопротивлением выработки при полностью открытых дверях шлюзов. С помощью одного дверного проема может быть создано дополнительное сопротивление от 1 до 82 мюргов (табл. 11.2). Зная $R_{доп}$ и используя данные табл. 11.2, можно определить размеры дополнительных проемов и их количество.

Таблица 11.2

Аэродинамическое сопротивление одного проема в выработках различного сечения

Площадь проема м ²	Сопротивление одного проема (мюрги) при сечении выработки, м ²											
	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
1,3	63,7	67,9	71	73,4	75,2	76,7	78	79	80	80,7	81,4	82
1,5	41,6	45,1	47,6	49,5	51,1	52,3	53,4	54,2	55,0	55,6	55,2	56,7
2,0	19,8	22,2	24,0	25,4	26,5	27,4	28,1	28,7	29,3	29,7	30,1	30,5
3,0	6,0	7,3	8,4	9,2	9,9	10,4	10,9	11,3	11,6	11,9	12,2	12,4
3,8	0,7	1,7	2,6	4,8	5,3	5,7	6,0	6,3	6,6	6,8	7,0	7,2

Во всех случаях необходимо стремиться к уменьшению размеров дверей шлюзов до минимума.

Надежность работы шлюзов повышается за счет применения автоматизированных шлюзовых устройств (АШУ), в первую очередь в выработках с интенсивным транспортом. Шлюзы должны оборудоваться блокировкой, исключающей одновременное открывание дверей, с выводом информации о положении дверей на пульт диспетчера (оператора АГК) и отключением при необходимости электроэнергии с токоприемников.

Воздухонагревательная установка представляет собой совокупность оборудования, устройств, регулирующей и контрольно-измерительной аппаратуры, предназначенных для нагрева поступающего в шахту воздуха. Установки могут быть как безвентиляторные (рис.12.1, 12.2), так и в комплексе с вентиляторами (рис. 12.3). Выбор безвентиляторной или вентиляторной воздухонагревательной установки производится с учетом возможности обеспечения общешахтной депрессии.

12.1. Общие технические требования к воздухонагревательным установкам

12.1.1. На период эксплуатации шахты

1. При стволах и штольнях с поступающей струей воздуха должны быть воздухонагревательные установки, обеспечивающие поддержание температуры воздуха не ниже плюс 2°С в 5 м от сопряжения канала воздухонагревателя со стволом (штольной) по ходу поступающей струи воздуха.
 2. Для новых шихт и при их техническом перевооружении проектирование воздухонагревательных установок должно исходить из следующих условий. Суммарная депрессия безвентиляторных воздухонагревателей и канала от места всаса воздуха до входа его в ствол должна приниматься из условия обеспечения герметизации и простоты строительных конструкций надшахтного здания и не должна превышать 20...35 даПа.
 3. Параметры воздухонагревательной установки следует определять, исходя из необходимости подогрева до требуемой ПБ температуры максимального расхода воздуха, подаваемого по стволу, при температуре наружного воздуха наиболее холодных суток, установленной для района расположения шахты главой СНиП 2.01.01-82 (Строительная климатология и геофизика) .
 4. Воздухонагревательные установки, как правило, следует размещать в блоке надшахтного здания. В отдельных случаях допускается размещение их в отдельно стоящем здании при соответствующем обосновании.
- При размещении безвентиляторных воздухонагревательных установок в надшахтном здании в период наружных минусовых температур оно должно быть герметизировано для предотвращения поступления через здание в ствол (штольную) холодного воздуха и иметь тамбур-шлюз с блокировкой, исключающей одновременное открывание ворот. Для подогрева холодного воздуха, поступающего через неплотности ворот, следует предусматривать воздушно-тепловые завесы, устанавливаемые, как правило, у внутренних ворот. Часть подогретого воздуха (не более 5-10% общего расхода воздуха, подаваемого в шахту) из воздухонагревательной установки через дроссельный клапан по воздуховоду должна подаваться в надшахтное здание для его обогрева.
- При устройстве в надшахтном здании отопления на температуру + 16°С нет необходимости подавать в него воздух из воздухонагревательной с температурой + 2°С.
5. При реверсировании поступающей в ствол воздушной струи выход воздуха из ствола осуществлять по каналу воздухонагревательной установки, так как в этом случае устье ствола может быть перекрыто ладами.
 6. Для строящихся воздухонагревательных установок в качестве теплоносителя должна применяться высокотемпературная вода. На реконструируемых воздухонагревательных установках допускается в качестве теплоносителя применять насыщенный пар, что должно быть обосновано технико-экономическим расчетом.

7. Конструкция воздухонагревательной установки должна обеспечивать возможность производства сварочных работ во время ремонта (исключить возможность попадания огня и дыма в шахту).

Для производства ремонтных и профилактических работ следует предусматривать подъемно-транспортные средства (блоки, тали, монорельсы), а также подачу сжатого воздуха или установку поливочных кранов для очистки наружных поверхностей воздухонагревателей от пыли.

8. Для воздухонагревательных установок должны применяться только стандартные воздухонагреватели.

9. Воздухонагревательная установка должна быть оборудована противопожарными средствами для изоляции от ствола.

10. Каждая Воздухонагревательная установка должна состоять не менее чем из двух секций, работающих совместно или самостоятельно. При использовании в качестве греющего теплоносителя высокотемпературной воды допускается применять одноходовые и многоходовые воздухонагреватели.

Одноходовые воздухонагреватели допускается устанавливать как вертикально, так и горизонтально. Многоходовые воздухонагреватели следует устанавливать так, чтобы трубки воздухонагревателей находились в горизонтальном положении.

Потери давления воды в воздухонагревателях не должны превышать 40% давления на входе в воздухонагревательную установку. Если потери давления превышают эту величину, то воздухонагреватели следует разделять на группы. Группы должны быть соединены по теплоносителю параллельно, а воздухонагреватели, входящие в их состав, — последовательно. Если потери давления менее 40%, возможны любые варианты компоновки.

Скорость воды в трубках отдельных воздухонагревателей должна быть в пределах 0,3-0,8 м/с.

Давление воды в любой точке гидравлического тракта воздухонагревательной установки принимается согласно технической характеристике по условию механической прочности воздухонагревателей и не менее 0,3-0,5 МПа по условию невоскипания теплоносителя.

Давление воды на выходе из гидравлического тракта должно быть не менее 0,1 МПа.

Расчетная величина массовой скорости воздуха во фронтальном сечении воздухонагревателя должна быть в пределах

$3,6-6,0 \text{ кг/м}^2 \text{ с}$, расчетная скорость воздушной струи в проемах на входе холодного воздуха в воздухонагревательную установку должна быть в пределах 3-4 м/с.

При теплоносителе-паре следует применять только одноходовые воздухонагреватели. Устанавливаться воздухонагреватели должны вертикально.

Соединение воздухонагревателей в группах необходимо предусматривать параллельное. Следует, как правило, применять однорядное расположение воздухонагревателей по ходу воздушной струи; двухрядное расположение допускается для вентиляторной установки согласно аэродинамическому расчету воздухонагревательного тракта и подбору вентилятора.

11. Подачу теплоносителя в воздухонагревательную установку площадки флангового ствола следует предусматривать от отдельной группы водонагревателей, расположенной в котельной основной промплощадки. При этом все потребители тепла на площадке флангового ствола допускается присоединять

Рис. 12.1. Схема воздухонагревательной установки при регулировании теплопроизводительности путем изменения расхода теплоносителя: 1 — группа воздухонагревателей; 2 — жалюзийные решетки (неподвижные); 3 — таль; 4 — ляда для перекрытия канала, при ремонте; 5 — канал

нять к трубопроводам теплоснабжения воздухонагревательной установки. Подача тепла на воздухонагревательную установку, к зданиям и сооружениям основной промплощадки предусматривается от одной общей группы водонагревателей по отдельным теплопроводам. В процессе эксплуатации воздухонагревательной установки перерывы в подаче тепла не допускаются. Резервирование подачи тепла в тепловых сетях должно предусматриваться путем прокладки дублирующего подающего трубопровода.

Рис. 12.2. Схема воздухонагревательной установки при регулировании теплопроизводительности смешиванием холодного и подогретого воздуха: 1 — канал холодного воздуха; 2 — камера подогретого воздуха; 3 — канал; 4 — камера КИПа; 5 — группа воздухонагревателей; 6 — многостворчатый регулирующий клапан

12. Для обеспечения технологической надежности должны быть предусмотрены резервные группы воздухонагревателей, снабженные соответствующей арматурой для оперативного подключения в схему гидравлического тракта. Площади по-

Рис. 12.3. Схема вентиляторно-воздухонагревательной установки: 1 — жалюзийные решетки; 2 — камера воздухосборная; 3 — заслонка с электроприводом; 4 — секция приемная; 5 — секция воздухонагревателя; 6 — секция смешивания нагретого и холодного воздуха; 7 — заслонка с ручным приводом; 8 — вставка гибкая; 9 — вентилятор для проветривания ствола; 10 — вентиляционный трубопровод

верхности теплообмена воздухонагревателей необходимо принимать с резервом 10-20%.

13. Воздухонагревательные установки должны иметь средства для защиты теплообменных аппаратов от замерзания в них воды в аварийных ситуациях.

14. Холодный воздух в здание воздухонагревательной установки должен поступать через проемы, расположенные в стенах здания на высоте не менее 2,0 м от уровня земли.

15. Конструкция воздушного тракта должна обеспечить одинаковые расходы воздуха через блоки воздухонагревателей и отдельные воздухонагреватели внутри блоков. Степень не-

равномерности нагрузки колонн воздухонагревателей воздухом должна быть не более 15%.

16. При регулировании температуры подаваемого в ствол воздуха путем смешивания наружного холодного воздуха и воздуха, проходящего через воздухонагреватели (рис. 12.2), в воздухонагревательных установках для перекрытия проемов для прохода воздуха должны предусматриваться соответствующие устройства с механическим приводом. На газовых шахтах пусковая аппаратура и приводы таких устройств должны быть во взрывобезопасном исполнении (РВ); на негазовых шахтах такая аппаратура и приводы могут быть в исполнении РН.

17. Воздухонагревательные установки независимо от вида теплоносителя должны иметь приборы контроля: температуры наружного (холодного) воздуха с ее регистрацией; температуры поступающего в шахту подогретого воздуха с ее регистрацией; расхода воздуха, поступающего в шахту, с его регистрацией; температуры воздуха после прохода каждой воздухонагревательной группы; расхода теплоносителя на воздухонагревательную установку; потерь давления на всасывающей стороне воздухонагревательной установки.

Кроме того, при теплоносителе-воде: температуры воды на входе в воздухонагревательную установку и выходе из нее; температуры воды на выходе из каждой воздухонагревательной группы; давления воды в подающей и обратной магистралях; циркуляции воды в системе.

При теплоносителе-паре: давления пара на входе в воздухонагревательную установку; температуры конденсата на выходе из каждой воздухонагревательной секции с ее регистрацией.

Требования о контроле расхода воздуха, поступающего в шахту, потерь давления на всасывающей стороне воздухонагревательной установки и выключения движения воздуха в воздухонагревательных секциях не распространяются на безвентиляторные воздухонагревательные установки.

18. Кроме указанной в п. 17 аппаратуры контроля режима работы воздухонагревательных установок, у диспетчера шахты должна быть аппаратура, сигнализирующая:

- снижение температуры воздуха в стволе шахты ниже плюс 2 °С;
- снижение давления пара или воды ниже допустимого предела;
- понижение температуры воды или конденсата соответственно ниже 30 и 50 °С;
- выключение движения воздуха в воздухонагревательных секциях;
- нарушение циркуляции теплоносителя (воды) в системе.

На пульте в котельной должна быть световая и звуковая сигнализация о снижении температуры и давления теплоносителя ниже допустимого предела.

19. Для обогрева надшахтного здания подачу воздуха в ствол допускается предусматривать из воздухонагревательной установки непосредственно в надшахтное здание. Подогрев воздуха следует производить до температуры плюс 10 °С.

Подачу воздуха предусматривать горизонтальными струями на высоте 2,0 м от пола. При стволах, оборудованных одноканатными подъемными установками, следует предусматривать канал для реверса воздушной струи с перекрывающим устройством (рис. 12.4).

20. В зданиях многоканатного подъема подачу воздуха в шахту следует предусматривать по воздухонагревательному каналу и частично (до 20%) в надшахтное здание (рис. 12.5).

12.1.2. На период строительства шахты

1. В период проходки стволов и других выработок при их сооружении от одиночного ствола применяется совмещенная вентиляторно-воздухонагревательная установка. В проекте должно быть технико-экономическое обоснование принятого типа установки.
2. Воздухонагревательная установка должна обеспечить подогрев воздуха, поступающего в ствол, на уровне нулевой отметки до температуры не ниже плюс 2°С.
3. Для проектирования воздухонагревательной установки необходимо принимать расход воздуха равным подаче вентилятора, определенной для самого трудного периода проветривания, когда требуется максимальный расход воздуха.

Если в различные периоды проветривания используются вентиляторы, отличающиеся типоразмером и подачей, то воздухонагревательные установки должны проектироваться в привязке к этим вентиляторам. Рекомендуемая схема расположения воздухонагревателя и вентилятора в установке представлена на рис. 12.3. Согласно этой схеме в воздухонагревательной

Рис. 12.4.-Схема расположения воздухонагревательной установки при стволах, оборудованных одноканатными подъемами: 1 — многостворчатый клапан; 2 — группы воздухонагревателей; 3 — жалюзийная решетка; 4 — канал для реверса; 5 — вентиляционная камера; 6 — льда

секции подогревается только часть наружного воздуха, поступающего к вентилятору.

4. В качестве теплоносителя для подогрева воздуха в воздухонагревателях рекомендуется принимать насыщенный пар. На случай отключения системы воздухонагревателей от теплоносителя в конструкции воздухонагревательной установки должна быть предусмотрена возможность немедленного спуска конденсата.
5. Для воздухонагревательных установок должны применяться только стандартные воздухонагреватели.
6. Холодный воздух в здание вентиляторно-воздухонагревательной установки должен поступать через проемы, расположенные в стенах здания на высоте не менее 2 м от уровня земли.
7. В целях предупреждения охлаждения теплого воздуха, идущего по трубопроводу в ствол, трубопровод от здания до ствола должен покрываться теплоизолирующим материалом.

Рис. 12.5. Схема расположения воздухонагревательной установки при стволах, оборудованных многоканатными подъемными установками: / — группа воздухонагревателей; 2 — многостворчатый клапан; 3 — жалюзийная решетка; 4 — воздухонагревательный канал; 5 — узел управления воздухонагревательной установкой

8. Проектом и инструкцией по эксплуатации воздухонагревательной установки должны быть предусмотрены устройства и аппаратура для регулирования температуры:

- поступающего в ствол воздуха в пределах 2-5 °С;
- конденсата в пределах 40-70 °С.

9. Каждая воздухонагревательная установка должна иметь аппаратуру контроля:

- давления пара на входе в воздухонагревательную установку;
- температуры конденсата на выходе из каждой воздухонагревательной секции с ее регистрацией;
- температуры наружного (холодного) воздуха с ее регистрацией;
- температуры воздуха после каждой воздухонагревательной секции;
- температуры поступающего в ствол подогретого воздуха с ее регистрацией;
- потерь давления на всасывающей и нагнетательной сторонах вентиляторной установки;
- давления пара на конденсатосборнике каждой воздухонагревательной секции.

12.2. Методика проектирования шахтных безвентиляторных и вентиляторных воздухонагревательных установок

Проектом должно быть определено число воздухонагревателей и их наиболее целесообразное расположение в установке, обеспечивающее требуемую теплопроизводительность при любых температурах наружного воздуха.

Исходными данными для выполнения теплотехнических расчетов являются:

- расход воздуха для шахты;
- температура наружного воздуха;
- температура поступающего в шахту подогретого воздуха;
- вид теплоносителя и его параметры;
- тип и номер воздухонагревателей, принимаемых для монтажа установки.

В зависимости от принятых типа и номера воздухонагревателей, вида теплоносителя и габаритов здания принимается технологическая схема группы воздухонагревателей: число воздухонагревателей в группе, расположение их по высоте, число рядов воздухонагревателей по ходу воздушной струи и способ включения воздухонагревателей с теплоносителем.

Воздухонагревательная установка должна состоять из одинаковых групп воздухонагревателей, расположенных параллельно теплоносителю.

При такой схеме подключения температуры воздуха и теплоносителя на входе в воздухонагреватели всех групп и выходе из них будут одинаковыми.

Поэтому методика расчета безвентиляторной и вентиляторной воздухонагревательных установок сводится к теплотехническому расчету группы воздухонагревателей при теплоносителе-воде.

Расчет принятой группы воздухонагревателей производится в следующей последовательности.

1. Задаются значениями массовой скорости воздуха во фронтальном сечении $v_{уе}$ и скорости движения воды в трубках воздухонагревателя. Массовая скорость воздуха принимается в пределах 3,6-6,0 кг/м² -с, а скорость движения воды в трубах $v_{вд} = 0,3-0,8$ м/с.

2. Определяются значения параметров σ_1 и a_1 для одного воздухонагревателя в группе по формулам:

$$\sigma_1 = B_K \cdot v_{уе} / v_{вд} \quad (12.1)$$

где B_K — показатель, характеризующий номер и тип воздухонагревателя, по формуле

$$B_K = 2,47 \cdot 10^{-4} (f_B / f_m) \quad (12.2)$$

f_m — площадь сечения прохода теплоносителя, м²;

f_B — фронтальное сечение для прохода воздуха, м²;

$$a_1 = 2B_K / (1 + B_K (1 + \sigma_1)) \quad (12.3)$$

где B_K — величина, которая определяется из соотношения

$$B_K = A_K k_{mn} / v_{уе} \quad (12.4)$$

A_K — показатель, характеризующий тип воздухонагревателя; принимается по табл. 12.1 или определяется по формуле

$$A_K = 1 / 2010 \cdot F / f_B \quad (12.5)$$

F — площадь поверхности теплообмена с воздушной стороны воздухонагревателя, м²;

Значения k_{mn} , F , f_m , f_e определяются по табл. 12.1 или по строительному каталогу СК-8, раздел 81 (Калориферы, воздухонагреватели, воздушно-отопительные агрегаты. Госстрой СССР, ВНИИС, Государственный проектный институт «Сантехпроект»).

3. При теплоносителе-паре

$$a_1 = 2B_K / (1 + B_K) \quad (12.6)$$

4. Определяются значения α_p и α_r для одного ряда воздухонагревателей при теплоносителе-воде

$$\sigma_p = n_{kpn} \sigma_1 \quad (12.7)$$

$$\alpha_p = (1 - (1 - \alpha_1 \sigma_1)^{n_{kpn}}) / \sigma_1 \quad (12.8)$$

где n_{kpn} — число воздухонагревателей в одном ряду, последовательно подключенных по ходу теплоносителя.

При теплоносителе-паре:

$$\sigma_p = \sigma_1 = 0; \quad \alpha_1 = \alpha_p \quad (12.9)$$

5. Проверяется степень нагрева воздуха α_p в ряду и степень охлаждения теплоносителя α_p σ_p .

При однорядном расположении воздухонагревателя величина $\alpha_y = \alpha_p$ должна быть больше указанной в табл. 12.2, α_y σ_y должна находиться в пределах, указанных в табл. 12.2.

Если значение α_y будет меньше указанных в табл. 12.2, значит массовая скорость воздуха v v_B принята слишком высокой. Если α_y σ_y не входит в пределы, указанные в табл. 12.2, необходимо изменить скорость воды $v_{вд}$ в трубках воздухонагревателя: в большую сторону, если α_y σ_y меньше пределов, и в меньшую сторону, если α_y σ_y больше пределов, указанных в табл. 12.2. После изменения величин v v_B , $v_{дв}$ расчет повторяется до тех пор, пока не будут выполнены условия указанные в табл. 12.2.

При многорядном расположении воздухонагревателей α_y и σ_y определяется для всей группы по формулам табл. 12.3. Значения α_y должны быть больше, α_y σ_y находиться в пределах, указанных в табл. 12.2. В случае невыполнения условий, указанных в табл. 12.2, производится изменение величин v v_B , $v_{дв}$, и расчет повторяется аналогично однорядному расположению воздухонагревателей.

6. Определяются конечные температуры воздуха $t_{в.к}$ и теплоносителя $t_{н.к}$ по формулам:

$$t_{в.к} = \alpha_y (t_{м.н} - t_{в.н}) + t_{в.н} \quad (12.10)$$

$$t_{м.к} = t_{м.н} - \alpha_y \sigma_y (t_{м.н} - t_{в.н}) \quad (12.10)$$

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

При однорядной группе воздухонагревателей $\alpha_p = \alpha$; $\sigma_p = \sigma$; при многорядной группе $\alpha_y = \alpha$; $\sigma_y = \sigma$.

Технические данные воздухонагревателей

[illegible]

	$B_k 10^4$	758	934	1113	1292	1650	1570	1568
$K_{mn}=23,05 (v_{YB})^{0,35} v_{BD}^{0,13}, \quad h_1=0,598(v_{YB})^{1,525}$								
КВББ-ПУЗ	$F, \text{ м}^2$	17,22	21,22	25,29	29,34	37,48	107,08	160,49
	$f_b, \text{ м}^2$	0,267	0,329	0,392	0,455	0,581	1,66	2,488
	$f_m, \text{ м}^2$	0,00116	0,00116	0,00116	0,00116	0,00116	0,00348	0,592
	$f_n, \text{ м}^2$	0,00101	0,00101	0,00101	0,00101	0,00101	0,00221	0,00358
	$f_k, \text{ м}^2$	0,00245	0,00245	0,00245	0,00245	0,00245	0,0040	0,0040
	n_x	6	6	6	6	6	4	4
	$l, \text{ м}$	0,530	0,655	0,785	0,905	1,155	1,655	1,655
	A_k	0,032	0,032	0,032	0,032	0,032	0,032	0,032
	$B_k 10^4$	568	700	835	969	1237	1178	1038
$K_{mn}=21,85 (v_{YB})^{0,35} v_{BD}^{0,13}, \quad h_1=0,827(v_{YB})^{1,525}$								
КПС-П-О1АУЗ	$F, ; \text{ м}^2$	12,92	15,92	18,96	22,02	28,11	80,3	120,316
	$A \text{ м}^2$	0,267	0,329	0,392	0,455	0,581	1,66	2,488
	$f_n, \text{ м}^2$	0,005227	0,005227	0,005227	0,005227	0,005227	0,010445	0,015680
	n_x	1	1	1	1	1	1	1

	l м	0,530	0,655	0,780	0,905	1,155	1,655	1,655
	A _к	0,024	0,024	0,024	0,024	0,024	0,024	0,024
	B _к 10 ⁴	126	155	185	215	274	393	392
	a	24,52	24,25	24,03	23,84	23,54	23,12	23,12
K _{mn} =a (v _{γB}) ^{0,328} , h _γ =0,598(v _{γB}) ^{1,525}								
КПБ-П-01АУЗ	F, м ²	17,22	21,22	25,29	29,34	37,48	107,08	160,49
	f _{н.} м ²	0,267	0,329	0,392	0,455	0,581	1,66	2,488
	f _{н.} м ²	0,006970	0,006970	0,006970	0,006970	0,006970	0,01304	0,020910
	n _x	1	1	1	1	1	1	1
	l м	0,53	0,655	0,78	0,905	1,55	1,655	1,655
	A _к	0,32	0,32	0,32	0,32	0,32	0,32	032
	B _к 10 ⁴	95	117	139	161	206	314	294
	a	23,5	23,25	23,04	22,86	22,57	22,15	22,15
K _{mn} =a (v _{γB}) ^{0,328} , h _γ =0,827(v _{γB}) ^{1,525}								

В таблице введены дополнительно следующие обозначения: f_{н.} — площадь сечения для прохода теплоносителя, м²; f_{м.} — площадь сечения патрубка, м²; f_к — площадь сечения

коллектора, м^2 ; n_x — число ходов по теплоносителю; l — длина трубки в одном ходе, м ; $d = 0,0136 \text{ м}$ — внутренний диаметр трубки для воздухонагревателей типа КСК3-02ХЈІ3А, КСК4-02ХЈІ3А, КВСБ-ПУЗ и КВББ-ПУЗ; η_1 — сопротивление воздухонагревателя по воздуху; α — параметр для определения коэффициента теплопередачи k_{mn} .

1.

Расход тепла G (Вт) на нагрев поступающего в шахту воздуха $Q_{\text{ш}}$ ($\text{м}^3/\text{с}$) определяется по формуле

$$G = 0,279 Q_{\text{ш}} \gamma_{\text{в.см}} (t_{\text{см}} - t_{\text{в.н}}) \cdot 3600, \quad (12.12)$$

где $Q_{\text{ш}}$ — расход воздуха для проветривания шахты, $\text{м}^3/\text{с}$;

$t_{\text{см}}$ — температура смеси холодного и нагретого воздуха, $^{\circ}\text{C}$.

8. Рассчитывается требуемая площадь поверхности теплообмена $F_{\text{тр}}$ (м^2) воздухонагревателей по формуле

$$F_{\text{тр}} = G / (k_{mn} \Delta t) \quad (12.13)$$

где Δt — разность между средней температурой теплоносителя и средней температурой нагреваемого воздуха;

$$\Delta t = (t_{\text{т.н}} + t_{\text{т.к}}) / 2 - (t_{\text{в.н}} + t_{\text{в.к}}) / 2 \quad (12.14)$$

9. Отклонение фактической площади поверхности теплообмена $F_{\text{ф}}$ (м^2) от требуемой должно удовлетворять условию (в процентах)

$$10 \leq (F_{\text{ф}} - F_{\text{тр}}) / F_{\text{тр}} \cdot 100 \leq 20, \quad (12.15)$$

где $F_{\text{ф}}$ — фактическая площадь поверхности теплообмена с воздушной стороны, м^2 ; определяется суммой площадей поверхности теплообмена P по технологической схеме всех воздухонагревателей. Значение F принимается по табл. 12.1 или указанному выше каталогу.

Если данное условие не выполняется, меняют номер воздухонагревателя или его тип (индекс) и расчет повторяют.

Таблица 12.2

Основные расчетные параметры воздухонагревательных установок

Показатели	Расчетные нормы для угольных бассейнов Украины
Расчетная температура наружного воздуха $t_{в. н.}$, °C	По нормам СНиП 2.01.01-82 Строительная климатология и геофизика
Плотность воздуха $\gamma_{в. н.}$, кг/м ³	Рассчитывается в зависимости от барометрического давления, температуры и влажности
Плотность воздуха $\gamma_{см+2}$, кг/м ³	1,28
Минимальные значения степени нагрева воздуха a_y :	
при параметрах теплоносителя- воды:	
150-70 °C	0,19
130-70 °C	0,22
при теплоносителе- паре с $t_n = 143$ °C	0,20
Пределы значений степени охлаждения воды $a_{y\sigma}$ при параметрах	
150-70 °C	0,45 ... 0,50
130-70 °C	0,35 ... 0,39
Максимальный удельный расход тепла на нагрев воздуха, поступающего в шахту, $g_{уд}$, Вт-с/м ³	40000

Таблица 12.3

Теплоноситель	Схема соединения рядов воздухонагревателей по теплоносителю	Параметры всей установки, если известны параметры ряда
Горячая вода	Последовательно-прямоточная	$\sigma_y = \sigma_p, a_y = (1 - (1 - a_p(1 + \sigma_p))^{n_{кл}}) / (1 + \sigma_p)$
	Последовательно-противоточная при $\sigma \neq 1$	$\sigma_y = \sigma_p, a_y = (1 - [(1 - a_p \sigma_p) / (1 - a_p)]^{n_{кл}}) / (\sigma_p - [(1 - a_p \sigma_p) / (1 - a_p)]^{n_{кл}})$
	Последовательно-противоточная при $\sigma = 1$	$\sigma_y = \sigma_p, a_y = (a_p n_{кл}) / (1 + a_p (n_{кл} - 1))$
	Параллельная	$\sigma_y = \sigma_p / n_{кл}, a_y = 1 - (1 - a_p)^{n_{кл}}$
Пар	Параллельная	$a_y = 1 - (1 - a_p)^{n_{кл}}$

Примечание: здесь $n_{кл}$ — число рядов воздухонагревателей.

10. Массовый расход воздуха в труппе воздухонагревателей Q_{Γ} (кг/с) определяют по формуле

$$Q_{\Gamma} = v \gamma_B f_B n_{к.р}, \quad (12.16)$$

где $n_{к.р}$ — число воздухонагревателей в группе в одном ряду

11. Расход тепла G (Вт), переданного воздуху группой воздухонагревателей, вычисляют из выражения

$$G = 0,279 Q_{\Gamma} (t_{BK} - t_{BH}) \cdot 3600. \quad (12.17)$$

12. Расход теплоносителя w ($\text{м}^3/\text{ч}$), проходящего через каждый воздухонагреватель, определяют:

$$W = 0,86 G \eta_{k.p.n} / [100(t_{n.m} - t_{m.k}) \eta_{k.p} \eta_{k.l}] \quad (12.18)$$

где $\eta_{k.l}$ — число рядов воздухонагревателей.

13. Вычисляют фактическую скорость теплоносителя-воды в трубках воздухонагревателя $v_{вд}$ ($\text{м}/\text{с}$)

$$v_{вд} = w / 3600 f_m \quad (12.19)$$

где f_m — площадь сечения прохода теплоносителя, м^2 ; определяется по табл. 12.1 или указанному выше каталогу.

14. Расход теплоносителя W_{Γ} ($\text{м}^3/\text{ч}$) для группы воздухонагревателей вычисляют по формуле

$$W_{\Gamma} = G_{\Gamma} / 1000 (t_{n.m} - t_{m.k}) \quad (12.20)$$

15. Удельный расход топлива $g_{уд}$ ($\text{Вт}\cdot\text{с}/\text{м}^3$) на нагрев $1 \text{ м}^3/\text{с}$ поступающего в шахту воздуха определяют по формуле

$$g_{уд} = 0,279 \gamma_{в.см} (t_{см} - t_{в.н}) / 3600 \quad (12.21)$$

16. Расход воздуха Q'_{Γ} ($\text{м}^3/\text{с}$), нагреваемого одной группой воздухонагревателей, определяют:

$$Q'_{\Gamma} = G_{\Gamma} / g_{уд} \quad (12.22)$$

17. Сопротивление воздухонагревателей по воздуху h_K (даПа) определяется по формуле

$$h_K = 1,2 \eta_{k.l} h_1 \quad (12-23)$$

где 1,2 — коэффициент резерва;

h_1 — сопротивление одного воздухонагревателя по воздуху, даПа; определяется по формуле табл. 12.1 или вышеуказанному каталогу.

18. Гидравлическое сопротивление воздухонагревателей $h_{m,y}$ (даПа) определяется:

$$h_{m,y} = 1,1 n_{кр.л} h'_1 \quad (12.24)$$

где 1,1 — коэффициент резерва;

h'_1 — гидравлическое сопротивление одного воздухонагревателя, даПа; определяется по формуле

$$h'_1 = A v_{вд}^2, \quad (12.25)$$

где

$$A = 48,5 [2,7 (f_m / f_n)^2 + 67(n_x - l)(f_m / f_n)^2 + 0,6 n_x + 0,0121 \{ (n_x l) / d^{1,126} \} + 3,9. \quad (12.26)$$

Значения f_m , f_n , n_x , d и l определяются по таблице 12.1 или вышеуказанному каталогу.

19. Площадь сечения проемов $S_{хг}$ (m^2) для прохода холодного воздуха к одной группе воздухонагревателей определяется:

$$S_{хг} = Q_g / \gamma_{в.н} v_{max} \quad (12.27)$$

где $\gamma_{в.н}$ — плотность воздуха при расчетной температуре холодного воздуха; определяется расчетом в зависимости от барометрического давления, температуры и влажности по формуле

$$\gamma_{в.н} = 0,464 B_a / k_{\phi} (t + 273) \quad (12.28)$$

B_a — барометрическое давление окружающей воздушной среды (мм рт.ст.);

k_{ϕ} — коэффициент, зависящий от температуры и влажности перемещаемого воздуха; значение k_{ϕ} определяется по табл. 12.4;

t — температура перемещаемого воздуха, $^{\circ}C$;

v_{max} — допустимая максимальная скорость поступающего холодного воздуха в проемах воздухонагревательной установки, м/с; $v_{max} = 3-4$ м/с.

Таблица 12.4

Значение коэффициента k_{ϕ} в зависимости от температуры и влажности перемещаемого воздуха

$t, ^\circ\text{C}$	10		20		30		40		50	
$\phi, \%$	50	100	50	100	50	100	50	100	50	100
k_{ϕ}	0,998	1,003	1,000	1,005	1,004	1,012	1,010	1,020	1,025	1,040

20. Площадь сечения проемов $S_{\Gamma\Gamma}$ (м^2) для прохода нагретого воздуха в камеру смешения от группы воздухонагревателей определяется:

$$S_{\Gamma\Gamma} = Q_{\Gamma} / (\gamma_{\text{в}+30} v'_{\text{max}}) \quad (12.29)$$

где- $\gamma_{\text{в}+30}$ — плотность нагретого воздуха, кг/м^3 ;

$$\gamma_{\text{в}+30} = 1,15;$$

v'_{max} — максимально допустимая скорость в проемах для прохода нагретого воздуха в камеру смешения, м/с ;

$$v'_{\text{max}} = 8-10 \text{ м/с}$$

21. Производится расчет всей воздухонагревательной установки, при этом определяется:

• число групп n_{Γ} в технологической схеме воздухонагревательной установки

$$n_{\Gamma} = 1,1 Q_{\text{ш}} / Q'_{\Gamma} \quad (12.30)$$

где 1,1 — коэффициент запаса по теплопроизводительности установки;

• расход теплоносителя для всей установки W_y ($\text{м}^3/\text{ч}$)

$$W_y = W_{\Gamma} n_{\Gamma} \quad (12.31)$$

• площадь сечения проемов S_x (м²) для прохода холодного воздуха

$$S_x = S_{x\Gamma} n_{\Gamma} ; \quad (12.32)$$

• площадь сечения проемов для прохода подогретого воздуха в камеру смешения

$$S_{\Gamma} = S_{\Gamma\Gamma} n_{\Gamma} \quad (12.33)$$

Теплотехнический расчет (по воздуху) воздухонагревательных групп безвентиляторных и вентиляторных воздухонагревательных установок при теплоносителе — насыщенном паре производится по следующей методике.

Исходные данные и порядок расчета аналогичны теплотехническому расчету воздухонагревательной установки при теплоносителе-воде.

Значение параметра a_1 определяется по формуле (12.6), а конечная температура воздуха — по формуле (12.10).

Поверхность теплообмена воздухонагревательной установки F_{mp} (м²) рассчитывают по формуле

$$F_{mp} = (0,279 Q_{ш} \gamma_{в.см} (t_{см} - t_{вн})) / (\Delta t k_{mn}) \quad (12.34)$$

где Δt — разность между средними температурами теплоносителя и воздуха, °С; определяется по формуле

$$\Delta t = t'_n - (t_{в.к} + t_{в.н}) / 2 \quad (12.35)$$

$t'_n = 100$ °С — средняя температура насыщенного пара при давлении его 0,03 МПа;

k_{mn} — коэффициент теплоотдачи, Вт/м² · °С; определяется по табл. 12.1 или вышеупомянутому каталогу для принятого типа воздухонагревателя.

Расход пара w_n (кг/ч) группой воздухонагревателей может быть определен по формуле

$$w_n = (1,1 G_{\Gamma}) / (i - i_k) \quad (12.36)$$

где 1,1 — увеличение необходимого расхода тепла для покрытия потерь в паропроводе;

i — энтальпия (теплосодержание) сухого насыщенного пара (Вт-кг/ч) при давлении его 0,03 МПа; $i = 760$ Вт-кг/ч;

i_k — энтальпия (теплосодержание) конденсата, выходящего из обогревательных элементов (Вт-кг/ч); приближенно принимается равным по числовой величине температуре входящего в воздухонагреватель насыщенного пара; $t_k = 1,163 t_n$ Вт-кг/ч.

При определении числа групп воздухонагревателей, площади сечения проемов для прохода холодного и нагретого воздуха соблюдается такой же порядок расчета, как и при теплоносителе-воде.

13. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ВЕНТИЛЯЦИИ ДЕЙСТВУЮЩИХ ШАХТ

С целью совершенствования вентиляции действующих шахт производится оценка состояния проветривания, выявляются его недостатки и их причины, разрабатываются мероприятия по обеспечению проветривания шахты на год и на пятилетие.

Для оценки состояния проветривания шахты используются показатели, приведенные в табл. 13.1.

Таблица 13.1

Показатели состояния проветривания шахт

Показатели	Значения показателей
1. Обеспеченность расходом воздуха:	
1.1. Шахты	Не менее расчетного
1.2. Выемочных участков	То же
1.3. Тупиковых выработок (по расходу у всаса ВМП)	То же
1.4. Камер	То же
1.5. Прочих выработок	То же
2. Максимальная скорость воздуха в выработках	Согласно ПБ
3. Утечки воздуха (внутренние, внешние)	Не более расчетных

4. Давление главных вентиляторов	Не более регламентированного ПТЭ
5. КПД главных вентиляторов	Не менее 0,6
6. Резерв подачи воздуха в шахту главными вентиляторами	Не менее 14 %
7. Температура воздуха в призабойных пространствах очистных и тупиковых выработок	Согласно ПБ
8. Температура воздуха на сопряжении канала воздухонагревательной установки со стволом в зимний период	Согласно ПБ

Примечание. При естественной температуре пород 30 °С и более температура воздуха в призабойных пространствах очистных и тупиковых выработок при оценке состояния проветривания шахты не учитывается.

Для каждого из приведенных в табл. 13.1 показателей определяется наличие или отсутствие его отклонений от требуемых значений.

По результатам оценки состояния проветривания шахты разделяются на три группы.

К 1 группе относятся шахты, на которых все показатели, характеризующие состояние проветривания, соответствуют требуемым значениям; не применяется последовательное проветривание объектов (очистных и тупиковых выработок, камер), кроме не газовых шахт, тупиковых выработок, примыкающих к очистным забоям или проводимым по не газоносным породам; схема проветривания по устойчивости относится к 1 Категории.

Ко 2 группе относятся шахты, на которых все объекты и шахта в целом обеспечены расчетным расходом воздуха; не применяется последовательное проветривание объектов (кроме не газовых шахт, тупиковых выработок, примыкающих к очистным забоям или проводимых по не газоносным породам); схема проветривания по устойчивости относится к 1 и 2 категориям, а один или несколько из остальных показателей табл. 13.1 отличается от требуемых значений.

К 3 группе относятся газовые шахты, не обеспеченные расчетным расходом воздуха, на которых обеспеченность необходимым расходом воздуха достигается за счет последовательного проветривания объектов, кроме тупиковых выработок, проводимых по не газоносным породам или примыкающих к очистным забоям; схема проветривания по устойчивости относится к 1 и 2 категориям.

При разработке мероприятий по совершенствованию проветривания предусматривается обеспечение шахты и отдельных объектов проветривания необходимым расходом воздуха с учетом перспективы развития горных работ и устранение имеющихся отклонений показателей, характеризующих состояние проветривания, от требуемых значений. Для выбора их, прежде всего, определяются причины отклонений отдельных показателей от требуемых

значений. При этом используются данные «Вентиляционного журнала», материалы депрессионных съемок.

По этим данным производится сравнение расчетных и фактических внешних и внутренних утечек воздуха, определяются соответствие основных шахтных показателей проекту и отступления от него, протяженность выработок с неудовлетворительным сечением, коэффициент использования воздуха и др.

Анализируются параметры и определяется соответствие источников тяги характеристикам сети, наличие резерва вентиляционных установок по подаче. Рассматривается газовый баланс выемочных участков, а также характеристика пластов и спутников и определяется соответствие схем проветривания выемочных участков и их параметров горногеологическим условиям. Оцениваются эффективность дегазации, способов борьбы с высокими температурами, параметры воздухонагревательных установок.

Для шахт 1 и 2 групп разрабатываются текущие мероприятия по обеспечению проветривания на год (герметизация вентиляционных сооружений, перекрепление выработок и др.) и рассматривается обеспечение их проветривания в перспективе.

Для шахт третьей группы должны разрабатываться графики работы очистных и подготовительных забоев с учетом возможности по вентиляции и мероприятия по улучшению проветривания и переводу их в другую группу.

Мероприятия по обеспечению проветривания, разрабатываемые шахтой на год, включают: обособленное проветривание отдельных объектов в соответствии с требованиями ПБ; сокращение внешних и внутренних утечек воздуха; уменьшение аэродинамического сопротивления вентиляционной сети; изменение режимов работы вентиляторов; повышение устойчивости проветривания; выбор схем проветривания и их параметров, более эффективных способов управления газовыделением, ликвидации местных и слоевых скоплений метана, дегазации и кондиционирования рудничного воздуха или повышение их эффективности; повышение эффективности работы воздухонагревательных установок. Если этих мероприятий недостаточно для обеспечения проветривания выработок в соответствии с требованиями ПБ с учетом перспективы развития горных работ, шахты производят предварительную оценку и отбор мероприятий по реконструкции вентиляции: проведение стволов, скважин или других капитальных выработок для целей вентиляции, замену существующих или строительство новых главных вентиляционных, воздухоохладительных и воздухонагревательных установок.

Производственное объединение по предложению шахт намечает технические решения по совершенствованию (обеспечению) проветривания и совместно с проектными организациями разрабатывает варианты реконструкции вентиляции как составную часть вариантов развития предприятий.

При проектировании вентиляции новых, реконструкции и совершенствовании вентиляционных систем действующих шахт применяются ЭВМ. Расчеты на ЭВМ проводятся в вычислительных центрах проектных институтов и производственных объединений по специальным стандартным программам, входящим в систему расчета и проектирования вентиляционных систем угольной шахты на персональных ЭВМ, ЕС ЭВМ.

Исходная информация подготавливается по формам в соответствии с технической документацией к программе.

Расчеты в вычислительных центрах производятся по заданиям с названием обязательной программы и необходимой для расчетов исходной информацией.

Программы расчета, их назначение и рекомендуемая область применения, организация-разработчик приведены в табл. 14.1.

Тексты программ и техническая документация могут быть приобретены по заявке из фонда организаций-разработчиков.

Таблица 14.1

Программы расчета вентиляции для шахт Госуглепрома Украины

Наименование системы, программы	Наименование задачи	Результаты решения задачи	Организация разработчик, осущ. передачу и внедрение программ
L Система расчета и проектирования вентиляционных систем угольной шахты на персональных ЭВМ «Протон-1»	Полный набор задач по расчету вентиляционных систем проектируемых и действующих шахт в нормальных режимах	Производится необходимый расчет и выдаются результаты решения в табличном и графическом виде для просмотра, выполняется документирование результатов для пояснительной части проекта вентиляции	Разработчики: институт геотехнической механики (ИГТМ) АН Украины, адрес: 320600, ГСП, Днепропетровск, ул. Симферопольская, 2а; научно-производственная фирма «Горняк», адрес тот же, тел. 46-43-25
1.1. Анализ ошибок в задании исходной информации о топологии	Контроль исходной информации	Классифицируются ошибки подготовки данных о топологической сети и определяются вероятные ошибки типа «в узел входит более пяти ветвей»	Организация, осуществляющая передачу и внедрение системы: научно-производственная фирма «Горняк»
1.2. Структурно-параметрический анализ сети	Контроль правильности задания структуры сети и последовательно проветриваемых объектов	Определяются ошибки в задании организации обособленно и последовательно проветриваемых объектов, находятся утечки воздуха и поддерживаемые выработки, проветриваемые обособленно	
1.3. Идентификация математической	Определение для действующей шахты	По материалам ранее выполненных депрессионных съемок и	

модели вентиляционной сети действующей шахты	математической модели вентиляционной сети, используемой в дальнейших расчетах	замерам воздуха на обособленно проветриваемых объектах рассчитываются аэродинамические сопротивления всех ветвей вентиляционной сети, соответствующих моменту расчета	
1.4. Естественное воздухо-распределение в вентиляционной сети	Расчет распределения расходов воздуха и депрессий для каждой ветви вентиляционной сети	По заданным аэродинамическим характеристикам главных вентиляционных установок или по расходам воздуха по вскрывающим выработкам рассчитывается распределение потоков и депрессий по всем ветвям сети	
1.5. Базовое регулирование воздухо-распределением для действующих шахт	Расчет для вентиляционной сети действующей шахты на текущий момент или на прогнозируемый период, регулирование воздухо-распределением для обеспечения требуемого режима проветривания объектов проветривания	Определяются аэродинамические сопротивления вентиляционных сооружений и дополнительные потери депрессии на них, обеспечивающие наилучший в смысле обеспеченности режим проветривания шахты для существующих главных вентиляторных установок. Места установки вентиляционных сооружений считаются заданными. Контролируются ограничения на минимально и максимально допустимые скорости движения воздуха по выработкам	
1.6. Базовое регулирование воздухо-распределением для проектируемой шахты	Расчет оптимальных аэродинамических параметров вентиляционной системы	Определяются оптимальные по расходу воздуха мощность, подача и давление главных вентиляторных установок, обеспечивающие потребители	

	проектируемой шахты	необходимым расходом воздуха. Места установки вентиляционных сооружений считаются заданными. Контролируются ограничения на минимально допустимые скорости воздуха по выработкам	
1.7. Определение максимально допустимой по вентиляции общешахтной добычи	Расчет технических возможностей шахты по вентиляции	Рассчитываются требуемые режимы главных вентиляторных установок и аэродинамические параметры вентиляционных сооружений, обеспечивающие максимально допустимую общешахтную добычу по условиям вентиляции для прогнозируемого периода развития фронта горных работ	
1.8. Определение мест установки и аэродинамических сопротивлений вентиляционных сооружений		Для рассчитанного базового воздухораспределения в вентиляционной ости действующей или проектируемой шахты определяются, с учетом ограничений на максимальные величины аэродинамических сопротивлений, места установки и тип вентиляционных сооружений	
1.9. Определение устойчивости движения воздуха в диагональных соединениях вентиляционной сети	Расчет устойчивости системы проветривания	Для каждого обособленно проветриваемого объекта рассчитываются в соответствии с настоящим руководством показатели устойчивости	
1.10. Структурно-параметрический	Расчет вспомогательных параметров для	Производится расчет параметров для определенных структур типа	

анализ результатов решения	анализа полученного решения	«сеть вентилятора», "критический маршрут» и т.д. Расчет производится для обнаружения ранее не найденных ошибок в исходной информации, а также для разработки обоснованных мероприятий по совершенствованию действующих шахт и принятия решений при проектировании вентиляции	
----------------------------	-----------------------------	--	--

ПРИЛОЖЕНИЕ 1.

Аэродинамические характеристики вентиляторов

Рис. П. 1.1. Аэродинамические характеристики вентилятора: 1 — ВКМ-200А при давлении сжатого воздуха 0,35 МПа; 2 — МПА-5 при давлении сжатого воздуха 0,5 МПа; 3 — эжектора ЭД-100 при давлении сжатого воздуха 0,3 МПа и расходе $6,0 \text{ м}^3/\text{мин}$

Рис. П. 1.2. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМП-4 при давлении сжатого воздуха 0,5 МПа

Рис. П. 1.3. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМП-6 при давлении сжатого воздуха: 1-0,5 МПа; 2-0,4 МПа и 3-0,3 МПа

Рис. П. 1.4. Аэродинамические характеристики источников тяги: 1-1 — эжектор ЭДД-5 м (диаметр сопла 38 мм, давление сжатого воздуха 0,3 МПа и 0,4 МПа); 2 — вентилятор ВМЦ-6; 3 — вентилятор ВЦО-0,6; 4' и 4 — вентилятор ВГЭ-8 при $\theta = 16^\circ$ и $\theta = 21^\circ$; 5 — вентилятор ВМЦГ-7М при $\theta = 30^\circ$

Рис. П. 1.5. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-4

Рис. П. 1.6. Аэродинамическая характеристика вентилятора СВМ-6

Рис. П. 1.7. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-5

Рис. П. 1.8. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМ-6

Рис. П. 1.9. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЭ-12

Рис. П. 1.10. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЦ-6

Рис. П.1.11. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЦ-8

Рис. П. 1.12. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-9

Рис. П. 1.13. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВМЦГ-7М

Рис. П. 1.14. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-11М при $n = 980$ об/мин

Рис. П. 1.15. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-11 при $n = 1460$ об/мин

Рис. П. 1.16. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВШЦ-16 при $n = 980$ об/мин

Рис. П. 1.17. Аэродинамическая характеристика центробежного вентилятора ВЦП-16

Рис. П.1.18. Аэродинамическая характеристика вентилятора ВЦ-25М

Классификация схем

проветривания вентиляционных и выемочных участков

Вентиляционный участок является основным звеном, определяющим важнейшие параметры и показатели (величину утечек воздуха, степень устойчивости и т.д.), характеризующие схему проветривания шахты в целом.

Шахтное поле в зависимости от способа подготовки и системы разработки разбивается на отдельные выемочные поля (например, панели) различных размеров. На крупной шахте, как правило, одновременно отрабатывается несколько выемочных полей, связанных между собой главными выработками. Схема вентиляционных соединений такой шахты состоит из нескольких областей (по числу выемочных полей), соединенных между собой общешахтными связями (струями). Эти области называются вентиляционными участками.

Каждый вентиляционный участок может включать один или несколько выемочных участков (очистных забоев с примыкающими к ним откаточными и вентиляционными штреками). Например, схема вентиляционных соединений шахты, на которой одновременно отрабатываются четыре панели (выемочных полей) — две бремсберговые и две уклонные (рис.П.2.1), состоит из четырех вентиляционных участков. Каждый из них (например, 7-15-17-19-12-14) включает в себя вентиляционные струи, омывающие очистные и подготовительные забои, а также утечки воздуха.

Схемы проветривания вентиляционных участков (панелей, выемочных полей) в зависимости от схемы подготовки шахтного поля, системы разработки, направления движения свежей и исходящей струй воздуха по выработкам вентиляционного и выемочного участка разделяются на следующие основные группы:

-

1.1.

Схемы проветривания панелей с согласным движением воздушных струй по наклонным выработкам. Такие схемы характерны для панелей, подготовленных бремсбергами с выдачей струи на верхний горизонт, т.е. при восходящем движении исходящей струи на всем пути от забоя до вентилятора. В дальнейшем схемы 1 группы называются бремсберговыми. К ним относятся схемы проветривания участков бремсбергового

22.

Рис. П.2.1. Схема проветривания шахты: а — схема вентиляции; б — схема вентиляционных соединений

Рис. П.2.2. Характерные варианты схем I-VI проветривания вентиляционных участков. На схемах I, II,

V вентиляционные участки включают по четыре выемочных участка, на схемах III и IV — два, на схеме

VI — три

Рис. П.2.3. Варианты схем проветривания выемочных участков (1 тип)

поля при этажной подготовке (без разделения этажа на подэтажи) .

П. Схемы проветривания панели со встречным движением струй по наклонным выработкам. Эти схемы характерны для панелей, подготовленных уклонами, в дальнейшем они называются уклонными.

Ко второй группе относятся также схемы проветривания уклонных полей при этажной подготовке и системе разработки лава-этаж, а также схемы проветривания одиночных пластов, закрытых наклонными стволами, при тех же условиях.

Рис. П.2.3. Варианты схем проветривания выемочных участков (2 и 3 тип)

Рис. П.2.4. Схемы проветривания вентиляционных участков: а — проветривание выемочных участков по схеме 3-В-Н-пт с выдачей исходящей струи на фланговую выработку; б — то же с выдачей исходящей струи на центральные выработки по опережающему штреку

Рис. П.2.5. Схемы проветривания вентиляционных участков: а — проветривание выемочных участков по схеме 1-В-Н-в-вт; б — проветривание выемочных участков по схеме 1-М-Н-в-вт

III. Схемы проветривания выемочных полей, подготовленных столбами и отрабатываемых лавами, движущимися по восстанию или падению.

IV. Схемы проветривания выемочных полей при этажной подготовке с разделением этажа на подэтажи и отработкой на промежуточные бремсберги (скаты).

V,VI. Схемы проветривания выемочных полей на пластах, вскрытых этажными квершлагами и обрабатываемых системой лава-этаж.

По одному характерному варианту каждой из шести групп схем проветривания вентиляционных участков представлено на рис. П.2.2.

На рис. П. 2.3 приведены варианты схем проветривания выемочных участков и их классификация.

Схемы проветривания вентиляционных участков определяются главным образом схемами проветривания выемочных участков.

Рис. П.2.6. Схемы проветривания вентиляционных участков: а — проветривание выемочных участков по схеме З-В-Н-н-пт при полевой подготовке; б — проветривание выемочных участков по схеме З-В-Н-н-пт при подготовке выработок широким ходом

На рис. П.2.4-П.2.11 приведена увязка основных схем проветривания выемочных участков при отработке пластов пологого и наклонного падения со схемами проветривания крыла, панели (вентиляционного участка).

На рис. П.2.12-П.2.14 показаны схемы проветривания выемочных участков с обособленным разбавлением вредностей на крутых пластах.

Подготовка выемочного поля (блока панели) может осуществляться как пластовыми, так и полевыми выработками.

Рис. П.2.7. Схемы вентиляционных участков при полевой подготовке: а — проветривание выемочных участков по схеме З-В-Н-г-пт при отработке пласта столбами по падению; б — то же по схеме З-В-Н-г-пт при отработке столбами по восстанию

Рис. П.2.8. Схемы вентиляционных участков: а — проветривание выемочных участков по схеме З-В-З-г-пт; б — проветривание выемочных участков по схеме З-В-Н-г-вт

Рис. П.2.9. Схема проветривания бремсберговой панели при столбовой системе разработки.

Условные обозначения на рис. П.2.9-П.2.11 — шлюзовое устройство; — шлюзовое устройство с регулятором;— автоматизированное шлюзовое устройство с регулятором;— вентиляционная перемычка; — взрывоустойчивая перемычка; — взрывоустойчивая перемычка с регулятором:
- гезенк-бункер с постоянно поддерживаемым слоем угля;
скважина; рельсовый транспорт; конвейерный транспорт; монорельсовый транспорт;
напочвенная дорога;- ВМП

Рис. П.2.10. Схема проветривания уклонной панели при столбовой системе разработки

Рис. П.2.11. Схема проветривания горизонта при отработке лав столбами по восстанию

Рис. П.2.12. Схема проветривания выемочных участков на крутом пласте при групповой подготовке с обособленным разбавлением и удалением вредностей и выпуском исходящей струи на вентиляционный горизонт по гезенку

Рис. П.2.13. Схема нисходящего проветривания группы очистных выработок на нижнем этаже при восходящем проветривании другой группы очистных выработок на вышележащем этаже

Рис. П.2.14. Схема проветривания выемочных участков с обособленным разбавлением и удалением вредностей при групповой разработке крутых пластов и расположением забоев на двух этажах

ПРИЛОЖЕНИЕ 3. Способы предупреждения и ликвидации слоевых и местных скоплений метана в горных выработках средствами вентиляции

П.3.1. Предупреждение и ликвидация слоевых и местных скоплений метана в горных выработках с помощью средств вентиляции осуществляются за счет общего или местного (у источника газовыделения) увеличения скорости воздуха, а также отвода метана с помощью специальных установок, допущенных Госнадзорохрантруда Украины для борьбы с местными скоплениями метана.

Общее увеличение скорости воздуха достигается за счет увеличения расхода воздуха в выработках, а местное — за счет установки в выработках дополнительных вентиляторов местного проветривания, эжекторов, специальных установок для борьбы с местными скоплениями метана, взвихривающих трубопроводов, перемычек, наклонных щитков и других устройств.

П.3.2. Среднюю по сечению выработки скорость воздуха, необходимую для предупреждения и ликвидации метановых слоев, образованных концентрированными источниками газовой выделения из кровли выработок (выделение метана из отдельных трещин, шпуров или скважин), в горизонтальных выработках следует определять по формуле

4

$$v_{лс} = (P \sqrt{I_c}) / S \quad (\text{П.3.1})$$

где $v_{лс}$ — средняя по сечению выработки скорость воздуха,

необходимая для предупреждения, ликвидации слоевого скопления метана, м/с;

P — периметр выработки, м;

$$P = k_{\phi} \sqrt{S}; \quad (\text{П.3.2})$$

k_{ϕ} — коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения выработки; принимается для выработок круглого сечения равным 3,54, сводчатого — 3,8 и трапециевидного — 4,16;

I_c — расход метана из источника, образующего слой, м³/мин;

S — площадь поперечного сечения выработки в свету, м².

П.3.3. Расход метана из источника, образующего слой, определяется по формуле

$$I_c = 0,01 Q(C_2 - C_1), \quad (\text{П.3.3})$$

где Q — расход воздуха в выработке у источника метановыделения, м³/мин;

C_1, C_2 — средние по сечению концентрации метана в выработке соответственно до и после источника метановыделения по направлению движения вентиляционной струи, %.

Для правильного измерения C_2 необходимо обеспечить перемешивание метана по сечению выработки за источником метановыделения. Это достигается перекрытием нижней части (примерно 4/5 высоты) выработки парусом на расстоянии 1-2 м от источника. Концентрацию метана C_1 и расход воздуха следует измерять в 5 м перед источником, а C_2 — в 5 м за парусом по ходу вентиляционной струи.

П.3.4. При образовании слоевых скоплений за счет суфлярных выделений метана из почвы или боковых стенок выработки необходимая для их ликвидации скорость воздуха определяется по графику (таблице П.3.1) или формуле

$$v_{лс} = k_{р.с.в} I_c^{0,86}, \quad (П.3.4)$$

где $k_{рсе}$ — коэффициент, учитывающий место расположения суфлярного выделения в выработке; принимается равным 0,6 при суфлярных выделениях из почвы выработки и 1,2 при суфлярных выделениях из боковых стенок.

Таблица П.3.1

Значение скорости движения воздуха, необходимой для ликвидации слоевого скопления метана

Значение I_c , м ³ /мин	Значение $v_{лс}$, м/с при источнике суфлярного выделения, расположенного	
	в почве выработки	в боковых стенах выработки
0,2	0,3	0,15
0,4	0,55	0,27
0,6	0,77	0,39
0,8	1,00	0,50
1,0	1,20	0,60
1,2	1,40	0,70
1,4	1,60	0,80
1,6	1,80	0,90
1,8	2,0	1,00

П.3.5. Скорость воздуха, необходимую для ликвидации метановых слоев при повышенном метановыделении из кровли на площади более 1 м², следует определять по формуле

$$V_{л.с} = (2,26 I_c^{0,5} p^{0,25}) / (S^{0,25} S_0^{0,25}) \quad (П.3.5)$$

где S_M — площадь, с которой выделяется метан, м².

В тех случаях, когда невозможно определить площадь, которой выделяется метан, необходимую скорость воздуха следует определять по формуле (П.3.1).

П.3.6. Скорость воздуха, необходимая для ликвидации скоплений метана у бутовых полос, определяется по формуле

$$V_{л.с} = I_{уд} / (0,06 + 0,3 * I_{уд}) \quad (П.3.6)$$

где $I_{уд}$ — расход метана с 1 м² бутовой полосы в месте образования скопления, м³/мин;

$$I_{уд} = (Q_2 C_2 - Q_1 C_1) / 100 S_{б.п} \quad (П.3.7)$$

Q_1, Q_2, C_1, C_2 — соответственно расходы воздуха (м³/мин) и концентрация метана перед скоплением и за ним по ходу вентиляционной струи;

$S_{б.п}$ — площадь бутовой полосы, на которой наблюдается скопление метана, м².

П.3.7. Перемычки рекомендуется применять при концентрированных источниках выделения метана с расходом не более 0,5 м³/мин.

Их устанавливают перед источниками выделения метана расстоянии не более 3 м от них с наклоном в сторону направления движения вентиляционной струи с тем, чтобы перекрыть нижнюю часть сечения выработки и увеличить скорость воздуха под кровлей.

Площадь окна в верхней части выработки при установке перемычки определяется по формуле

$$S_{ок} = 0,8 Q_s / v_{л.с} \quad (П.3.8)$$

где $S_{ок}$ — площадь окна в верхней части выработки, м²;

Q_s — расход воздуха в месте установки перемычки, м³/мин;

$v_{л.с}$ — скорость воздуха, необходимая для ликвидации слоевого скопления, м/с.

П.3.8. Наклонные щитки рекомендуется применять для ликвидации слоевого скопления метана у кровли или бутовых полос, если скорость воздуха в центре выработки не меньше

расчетной, необходимой для размывания данного скопления, а расход метана из источника, образующего скопление, не

превышает $1 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Щитки шириной 1 м устанавливаются на участке метановыделения на расстоянии 0,2-0,3 м от кровли или стенки выработки (рис. П.3.1) под углом 45° к кровле. Расстояние между щитками — около 3 м.

П.3.9. Слоевые скопления метана с помощью вентиляторов местного проветривания (эжекторов) ликвидируются как при рассредоточенных, так и при концентрированных источниках метановыделения. В этом случае воздух из трубопровода следует выпускать в направлении движения вентиляционной струи. Если эта мера окажется недостаточной, что может иметь место при рассредоточенных источниках с расходом газа более $1 \text{ м}^3/\text{мин}$, в верхней части выработки на участке выделения метана устанавливается продольная перегородка, в пространство между продольной перегородкой и кровлей выработки вводится вентиляционный трубопровод (рис. П.3.2).

Слоевые скопления, образовавшиеся в результате выделения метана на большой площади, можно ликвидировать за счет выпуска струи воздуха через отверстия диаметром 2-4 см, расположенные по длине специального вентиляционного трубопровода, подвешиваемого у кровли выработки в месте образования скопления. Отверстия на трубопроводе следует рас-

Рис. П.3.1. Схема установки наклонных щитков у кровли выработки для ликвидации слоевых скоплений метана

Рис. П.3.2. Схема размещения в выработке продольной перегородки и вентиляционного трубопровода для ликвидации слоевых скоплений метана, образованных рассредоточенными источниками с расходом газа более $1 \text{ м}^3/\text{мин}$

полагать в два ряда в шахматном порядке на расстоянии 1 м от другого.

Если невозможно точно определить место источника метановыделения, слоевые скопления метана можно ликвидировать с помощью циркуляционного возвратного проветривания, создаваемого эжектором, вентилятором местного проветривания с пневматическим двигателем (при условии применения вентиляторов, в которых исключена возможность воспламенения метана при ударах вращающихся частей о корпус вентилятора) или специальной установкой для борьбы с местными скоплениями. Эжектор, вентилятор или специальная установка устанавливаются вблизи места образования слоя. На участке

выработки, имеющем слоевое скопление метана, прокладывают вентиляционный трубопровод. Часть воздушной струи, проходящей по этому участку, засасывается эжектором (вентилятором или специальной установкой) в трубу и движется по ней в направлении, обратном потоку воздуха в выработке. Выходящий из трубопроводов воздух вместе с основным воздушным потоком движется по участку выработки, на котором наблюдается слой метана. В результате расход и скорость воздуха увеличиваются.

Для более эффективного размывания скоплений метана целесообразно использовать энергию свободной струи воздуха, выходящей из трубопровода. С этой целью выходное отверстие трубопровода необходимо располагать на расстоянии 0,3-0,4 м от кровли выработки, а воздушную струю направлять в сторону скопления метана по ходу движения воздушного потока (рис. П.3.3).

Скорость воздуха, необходимая для ликвидации слоя, определяется по формулам (П.3.1), Щ.3.5).

Для обеспечения такой скорости производительность эжектора (вентилятора) с использованием энергии свободной струи определяется по формуле

$$Q_{\text{э}} = 38,4 d_{\text{тп}} \sqrt{(l_{\text{б}}' / d_{\text{тп}}) [(v_{\text{лс}} - v_{\text{б}}) / \{1 - ((0,14 / d_{\text{тп}})^2 - 0,1)^{1,5}\} + v_{\text{лс}}]}, \quad (\text{П.3.9})$$

Где $Q_{\text{э}}$ — производительность эжектора (вентилятора), м³/мин;

Рис. П.3.3. Ликвидация слоевых скоплений метана с помощью циркуляционного возвратноточного проветривания

Рис. П.3.4. Схема размещения взвихривающего трубопровода для ликвидации слоевых скоплений метана

$d_{\text{тп}}$ — диаметр трубопровода, м;

$l_{\text{б}}$ — длина участка выработки, на котором должна быть обеспечена необходимая для ликвидации слоя скорость движения свободной струи под кровлей, м; принимается в зависимости от длины слоя, но не более 25 м.

Ликвидацию метановых слоев с помощью циркуляционного возвратноточного проветривания целесообразно осуществлять при концентрированных и рассредоточенных источниках метановыделения с расходом 0,5 м³/мин и более.

П.3.10. Скопления метана в куполах и пустотах за крепью рекомендуется ликвидировать с помощью вентиляторов местного проветривания, эжекторов, специальных установок для

борьбы с местными скоплениями метана, взвихрывающих трубопроводов.

При использовании наклонных щитков необходимо оставлять между затяжками кровли окна шириной, равной ширине купола, и длиной 0,5-1,0 м. Щитки укрепляются у края окна под углом к кровле 45-70° против направления воздушной струи. Скорость воздуха должна быть не менее 0,5 м/с.

П.3.11. Взвихрывающий трубопровод рекомендуется применять при ликвидации слоевых скоплений, образованных рассредоточенными источниками метановыделения из кровли выработок с расходом 0,5 м³/мин и более. Взвихрывающий трубопровод (рис. П.3.4) представляет собой трубу диаметром 100-250 мм, закрытую с одной стороны, на которой в два или три ряда в шахматном порядке с шагом 0,5-1,0 м размещены патрубки диаметром 10-20 мм и длиной 80-100 мм. Длина трубопровода должна быть равна длине участка, на котором наблюдается метановыделение. Взвихрывающий трубопровод подвешивается на расстоянии 0,2-0,3 м от кровли выработки и к нему подводится сжатый воздух или подсоединяется вентилятор (эжектор или специальная установка для борьбы с местными скоплениями метана). Взвихрывающий трубопровод можно использовать для ликвидации скоплений метана у буровых полос, отделяющих вентиляционные штреки от выработанных пространств, и в очистных выработках при отработке крутых пластов с закладкой.

П.3.12. Скопления метана у перемычек, изолирующих старые выработки, можно ликвидировать проветриванием тупиковой части выработки до изолирующей перемычки с помощью средств местного проветривания или за счет общешахтной депрессии с использованием продольных перегородок или жестких вентиляционных труб.

Местные скопления у перемычек можно также ликвидировать за счет отвода метана (метановоздушной смеси) из-за перемычки с помощью специальных установок типа УСМ-02, УСМ-04, УВГ-1 для борьбы с местными скоплениями метана.

ПРИЛОЖЕНИЕ 4.

Методика расчета технических возможностей шахты по вентиляции

П.4.1. Основные положения

Под техническими возможностями шахты по вентиляции ($A_{шв}$, т/сут) понимается максимально возможный годовой (суточный) объем добычи угля, который может быть обеспечен необходимым расходом воздуха в горных выработках, с учетом осуществления в планируемом периоде мероприятий по совершенствованию вентиляции и выполнения требований ПБ и Правил технической эксплуатации (ПТЭ), регламентирующих проветривание шахты.

Технические возможности шахты по вентиляции на планируемую пятилетку (год) рассчитываются на основании календарного плана развития горных работ для группы одновременно действующих очистных и тупиковых выработок с наиболее сложными условиями проветривания, которые в общем случае характеризуются следующими факторами:

- максимальным удалением горных работ от вскрывающих вентиляционных выработок;
- максимальным числом одновременно действующих очистных забоев, обособленно проветриваемых тупиковых выработок, камер, поддерживаемых и погашаемых выработок;

- максимальным ожидаемым метановыделением в очистных и тупиковых выработках и выемочных участках.

Расчет технических возможностей шахты по вентиляции на планируемый год выполняется для каждой группы одной временно действующих в соответствии с трафиком ввода выбытия очистных выработок.

Основой для расчетов $A_{шв}$ служат годовые и пятилетние

календарные планы развития горных работ, схема вентиляция шахты на момент проведения расчетов, материалы последней депрессионной съемки, характеристики фактических режимов работы главных вентиляционных установок, а также параметры, характеризующие метанообильность выемочных участков и тупиковых выработок.

П.4.2. Расчет технических возможностей шахты

Расчет технических возможностей шахты по вентиляции на планируемую пятилетку выполняется для очистных забоев, действующих в году, с наиболее сложными условиями проветривания по формуле

$$n_j$$

$$A_{шв} = n_{г} \sum_{i=1} A_{ij} + A_m \quad (\text{П.4.1.})$$

$$i=1$$

где $n_{г}$ — число дней работы в данном году, сут.;

n_j — число очистных забоев в j -ой группе;

A_{ij} — технически возможная по вентиляции нагрузка на i -ый очистной забой j -ой группы одновременно действующих очистных забоев в данном году, т/сут.;

A_m — добыча из тупиковых выработок в планируемом году, т/год.

Расчет технической возможности шахты по вентиляции на планируемый год выполняется для каждой группы одновременно действующих очистных забоев по формуле

$$n_{гр} \quad n_j$$

$$A_{шв} = \sum_{j=1} T_j \left(\sum_{i=1} A_{ij} \right) + A_m \quad (\text{П.4.2.})$$

$$j=1 \quad i=1$$

где $n_{гр}$ — число групп очистных забоев, одновременно действующих в течение года;

T_j — длительность работы в течение года j -ой группы очистных забоев, сут.

Технически возможная по вентиляции нагрузка на очистную выработку в планируемом году A_{rij} определяется следующим образом.

Определяется расчетная нагрузка для каждой очистной выработки A_{rij} как минимальная из максимально полученных по условиям механизации A_{mij} или по газовому фактору $A_{гij}$, $[A_{rij} = \min(A_{mij}, A_{гij})]$. Максимально возможная по условиям механизации нагрузка на очистную выработку (A_{mij} , т/сут) определяется в соответствии с технологическими схемами разработки угольных пластов, утвержденными бывшим Минуглепромом СССР. Максимально допустимая по газовому

• фактору нагрузка на очистную выработку ($A_{Гij}$) определяется по методике, приведенной в 7 разделе настоящего Руководства. Исходя из обеспеченности очистных выработок расчетным расходом воздуха, технически возможная по вентиляции нагрузка на очистную выработку в планируемом году принимается равной:

$$\text{если } Q_{ожij} \geq Q_{rij} \text{ то } A_{rij} = \min (A_{мji} \ A_{Гji}) \quad (\text{П.4.3})$$

$$\text{если } Q_{min ij} < Q_{ожij} \leq Q_{rij}, \text{ то } A_{rij} = \min (A_{мji} \ A_{Гji}) (Q_{ожij} / Q_{rij})^{1,93}; \quad (\text{П.4.4})$$

$$\text{если } Q_{ожij} < Q_{min ij}, \text{ то } A_{rij} \text{ не рассчитывается,} \quad (\text{П.4.5})$$

где $Q_{ожij}$ — ожидаемый расход воздуха в очистной выработке (на участке) в планируемом периоде, $\text{м}^3/\text{мин}$; определяется путем расчета воздухораспределения в вентиляционной сети на ЭВМ;

Q_{rij} — расход воздуха, необходимый для проветривания очистной выработки (участка) при нагрузке;

$Q_{min ij}$ — минимально допустимый расход воздуха в очистной выработке (на участке), $\text{м}^3/\text{мин}$. В качестве $Q_{min ij}$ принимается наибольший расход воздуха, рассчитанный по всем факторам раздела 6, кроме метановыделения.

В зависимости от схемы проветривания участка, значений ожидаемых метановыделений очистной выработки $I_{Оч}$ и выемочного участка $I_{уч}$, а также коэффициента утечек воздуха через выработанное пространство $k_{ум}$ при определении Q_{rij} , $Q_{ожij}$ и $Q_{min ij}$ необходимо брать данные по очистной выработке или выемочному участку в соответствии с рекомендациями, изложенными в разделе бив подразделе 7.2 раздела 7.

При проведении расчетов для не газовых шахт в формулах (ПА3), Щ.4.4) следует принимать $Q_{rij} = Q_{min ij}$ j-ой группы.

Длительность работы в течение года j-ой группы одновременно действующих очистных забоев T_j : определяется по графику ввода-выбытия очистных выработок. В случае его изменения из-за уменьшения нагрузок на очистные забои по условиям вентиляции производится корректировка величин T_j в

зависимости от запасов столбов, нагрузок на очистные забои и мероприятий по их повышению.

Добыча из тупиковых выработок на планируемый период определяется в соответствии с фактическим соотношением добычи шахты из очистных и тупиковых выработок.

При расчете технической возможности шахты по вентиляции на пятилетку добыча из тупиковых выработок определяется по формуле

$$A_m = (A_{т.ф} / (A_{оч.ф}) \eta_j \sum_{i=1} A_{ij} \quad (\text{П.4.6.})$$

при расчета на год — по формуле

$$A_m = \left(A_{т.ф} / A_{оч.ф} \right) \sum_{j=1}^{n_{гр}} T_j \left(\sum_{i=1}^{n_j} A_{ij} \right) \quad (П.4.7)$$

где $A_{т.ф}$, $A_{оч.ф}$ — фактические добычи шахты соответственно из тупиковых и очистных выработок в году, предшествующем отчетному, т/год.

Для определения резерва технической возможности шахты по вентиляции рассчитываются технические возможности вентиляционной системы шахты ($A_{вс}$).

Под техническими возможностями вентиляционной системы понимается потенциально возможный годовой (суточный) объем добычи угля, соответствующий максимальному уровню вентиляционного обеспечения шахты, рассчитанный по совершенствованию вентиляции, являющихся составной частью комплекса мероприятий по техническому перевооружению шахты.

Технические возможности вентиляционной системы шахты рассчитываются по формулам (П.4.1), (П.4.2), при этом в качестве расчетной нагрузки A_{pij} : принимается потенциально возможная по вентиляции нагрузка на очистную выработку, определяемая по формулам (П.4.3), (П.4.4), где в качестве расчетной принимается максимально допустимая по газовому фактору нагрузка $A_{pij} = A_{гij}$.

Величина резерва технической возможности шахты по вентиляции определяется по формуле

$$A_{р.ш.в.} = A_{в.с} - A_{шв} \quad (П.4.8)$$

ПРИЛОЖЕНИЕ 5.

Примеры расчета расхода воздуха для проветривания шахты и нагрузки на очистной забой

П.5.1. Характеристика шахты

Разрабатывается газоносный пласт мощностью 1,5 м с углом падения 6-8°. Кровля пласта средней устойчивости — прочный глинистый сланец, почва — песчаный сланец. В кровле и почве пласта имеются сближенные пласты.

Шахтное поле вскрыто тремя вертикальными стволами. Схема подготовки — панельная, система разработки — сплошная и столбовая. При выемке угля используются узкозахватные комбайны с индивидуальной крепью и комплексы КМ 87УМП. Способ управления кровлей — полное обрушение. Тупиковые выработки проводятся буровзрывным способом.

Схема вентиляции шахты представлена на рис.П.5.1. Шахта отнесена к сверхкатегорным по газу, пласт опасен по пыли.

Действующие выемочные участки лав № 1, 2, 3, 4, 5.

Проводимые тупиковые выработки: западный откаточный и восточный вентиляционный полевые штреки гор. 1, восточный бремсберг, конвейерный штрек лавы № 2, конвейерный штрек № 12.

Камеры: склад ВМ, насосная, два электровозных гаража с оборудованием для зарядки аккумуляторных батарей, четыре камеры электроподстанций.

Поддерживаемые выработки: подготовленные выемочные участки лав № 6, 7, 10, конвейерный штрек № И, главный, откаточный штрек, ходок для чистки зумпфа.

Погашаемые выработки: лавы № 8 и 9. —

П.5.2. Определение метанообильности очистных выработок и выемочных участков

Ожидаемое метановыделение определяем на примере лавы № 3. Схема проветривания выемочного участка — прямоточная, с примыканием свежей и подсвежающей вентиляционных струй к целику, а исходящей — к выработанному пространству. Длина лавы 190 м. Ожидаемое метановыделение рассчитываем по фактическому. Фактическое метановыделение определяем по результатам измерений, выполненных в течение квартала.

Рис. П.5.1. Схема вентиляции шахты

При расчете фактического метановыделения в очистной выработке используем результаты измерений концентрации метана переносными приборами; расчет фактического метановыделения на выемочном участке выполняем на основании телеинформации, выдаваемой аппаратурой АГК. Средняя добыча за прошедший квартал составила 1108 т/сут, планируемая добыча — 1150 т/сут.

Определяем фактическое метановыделение в очистной выработке

Средний расход метана в вентиляционном ходке в 15 м от забоя лавы в течение месяца рассчитываем по формуле (3.74)

—

$$I'_{\text{оч.м.}} = 0,01 (1300 + 1280 + 1310) / 3 * (15,5 / 30) = 6,7 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Аналогичным образом по данным остальных измерений расхода воздуха рассчитаны следующие значения расхода метана: 5,8; 8,5 м³/мин.

Средний за квартал расход газа в вентиляционном ходке в 15 м от забоя лавы определяем по формуле (3.72)

—

$$I'_{\text{оч.ф}} = 1/3 (6,7 + 5,8 + 8,5) = 7,0 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Среднее фактическое метановыделение в очистной выработке определяем по формуле (3.65)

—

$$I'_{\text{оч.ф}} = 7,0 - 0,0 - 0,0 = 7,0 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Ожидаемое среднее метановыделение в очистной выработке, рассчитанное по формуле (3.76), при $k_{с.р.} = 1$, $k_{гp} = 1$ и неизменяющейся длине лавы составляет

–

$$I_{оч.м} = 7,0 \cdot (190 / 190)^{0,4} \cdot (1150 / 1108)^{0,6} \cdot 1 \cdot 1 = 7,2 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Определяем фактическое метановыделение на выемочном участке.

Расход метана в исходящей из выемочного участка вентиляционной струе в течение месяца рассчитываем по формуле (3.75)

–

$$I'_{уч.м} = 0,01(0,1340 + 1400 + 1410) / 3 \cdot 23,3 / 30 = 10,8 \text{ м}^3/\text{мин}$$

По данным остальных измерений расхода воздуха за два последующие месяца рассчитаны следующие значения расхода газа: 10,2; 14,4 м³/мин.

Средний за квартал расход газа в исходящей из выемочного участка вентиляционной струе определяем по формуле (3.72)

–

$$I'_{уч.ф} = 1/3 (10,8 + 10,2 + 14,4) = 11,8 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Среднее фактическое метановыделение на выемочном участке согласно формуле (3.68) равно

–

$$I_{уч.ф} = 11,8 - 00,0 = 11,8 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Ожидаемое метановыделение на выемочном участке рассчитываем по формуле (3.77)

–

$$I_{уч} = 11,8 \cdot (190 / 190)^{0,4} \cdot (1150 / 1108)^{0,6} \cdot 1 \cdot 1 = 12,1 \text{ м}^3/\text{мин}$$

По остальным выемочным участкам приведены конечные результаты расчетов (табл. П.5.1)

Таблица П.5.1 Результаты расчетов ожидаемого метановыделения

Номер лавы (выемочного участка)	Планируемая добыча, т/сут	Ожидаемое метановыделение, м ³ /мин	
		в очистной	на выемочном

		выработке участке	
1	590	3,0	4,3
2	570	5,9	9,1
3	1150	7,2	12,1
4	1100	2,8	11,0
5	620	5,0	6,7

П.5.3. Расчет расхода воздуха для проветривания очистных выработок и выемочных участков

Произведем расчет расхода воздуха для лавы № 2.

Расход воздуха для очистной выработки (лавы № 2) по выделению метана рассчитываем по формуле (6.3); при $k_H = 1,51$

$$Q_{Oч} = (100 \cdot 5,9 \cdot 1,51) / (1 - 0) = 891 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Расчет по числу людей выполняем по формуле (6.13); при $n_{чел} = 18$

$$Q_{Oч} = 6 \cdot 18 = 108 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Для проверки по минимально допустимой скорости воздуха предварительно по формуле (6.17) определяем $S_{Oчmax}$; при $m = 1,5$, $b_{max} = 3,5$ (в лаве применяется индивидуальная крепь)

$$S_{Oч max} = 0,9 \cdot 1,5 \cdot 3,5 = 4,7 \text{ м}^2$$

Температура воздуха в очистной выработке $+ 24^\circ$, относительная влажность 85%, $v_{min} = 0,5 \text{ м/с}$, $k_{0,3} = 1,2$. По формуле (6.16)

$$Q_{Oч} \geq 60 \cdot 4,7 \cdot 0,5 \cdot 1,2 = 169 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Для определения максимального расхода воздуха в очистной выработке по формуле (6.6) определяем $S_{Oчmin}$ при $b_{min} = 2,7 \text{ м}$.

$$S_{Oч min} = 0,9 \cdot 1,5 \cdot 2,7 = 3,6 \text{ м}^2.$$

По формуле (6.18)

$$Q_{\text{оч max } k_{0,3}} = 60 \cdot 3,6 \cdot 4 \cdot 1,2 = 1037 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Так как последовательно с очистной выработкой проветривается тупиковая часть конвейерного штрека, проверяем подачу ВМП по условию (6.20); $Q_{\text{вс}} = 260 \text{ м}^3/\text{мин}$ меньше $Q_{\text{оч}} = 891 \text{ м}^3/\text{мин}$, то есть условие (6.20) выполнено.

Рассчитываем расход воздуха для проветривания выемочного участка.

—

По номограмме (рис. 6.11) при $m_{\text{в пр}} = 1,5 \text{ м}$, $S_{\text{оч min}} = 3,6 \text{ м}^2$ и $f = 4,1$ находим $k_{\text{ум в}} = 1,58$.

$$I_{\text{уч}} / I_{\text{оч}} = 9,1 / 5,9 = 1,54 > 1,58 / 1,2 = 1,32,$$

поэтому расчет ведем по формуле (6.23).

$$Q_{\text{уч}} = (100 \cdot 9,1 \cdot 1,42) / (1-0) = 1292 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Выполняем проверку по формулам (6.26) и (6.35) при $n_{\text{чел}} = 35$

$$1292 > 60 \cdot 4 \cdot 3,6 \cdot 1,58 = 1365 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

$$1292 > 6,35 = 210 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Окончательно принимаем $Q_{\text{уч}} = 1292 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Произведем расчет расхода воздуха для выемочного участка лавы № 3.

В связи с высоким метановыделением определяем максимально допустимую по газовому фактору нагрузку на очистной забой по фактическим метановыделению и добыче.

$$I_{\text{оч.ф}} = 7,90 \text{ м}^3/\text{мин}; \quad I_{\text{уч.ф}} = 11,8 \text{ м}^3/\text{мин}; \quad A = 1108 \text{ т/сут}; \quad I_{\text{оч}} = I_{\text{оч р}} = 190 \text{ м}.$$

По формуле (6.18) определяем $Q_{\text{оч max}}$ (лава оборудована комплексом КМ 87УМП, $S = 3,7 \text{ м}^2$)

$$Q_{\text{оч max}} k_{0.3} = 60 \cdot 3,7 \cdot 4 \cdot 1,2 = 1066 \text{ м}^3/\text{мин}$$

При данной схеме проветривания выемочного участка по формулам, приведенным в табл. 7.2, находим

$$Q_p = (1 - 0,0) 60 \cdot 3,7 \cdot 4 \cdot 1,2 = 1066 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

—

$$I_p = 7,0 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Максимальную добычу на очистной забой определяем по формуле (7.2)

$$A_{\text{max}} = 1108 \cdot 7^{-1,67} (1066/194)^{1,93} (190/190)^{-0,67} = 1152 \text{ т/сут.}$$

Так как планируемая добыча равна максимально допустимой, принимаем

$$Q_{\text{оч}} = Q_{\text{оч max}} = 1066 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха для проветривания выемочного участка определяем по формуле (6.24), так как

$$I_{\text{уч}} / I_{\text{оч}} = 11,8 / 7,0 = 1,7 > k_{\text{ум в}} / k_{0.3} = 1,5 / 1,2 = 1,25$$

$$Q_{\text{уч}} = (100 \cdot 11,8 \cdot 1,37) / (1-0) = 1617 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Расход воздуха на подсвеживание исходящей струи определяем по формуле (6.25)

$$Q_{\text{дон}} = 1617 - 1066 \cdot 1,25 = 285 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Производим проверку по формуле (6.27), принимая площадь поперечного сечения выработки $S_B = 10 \text{ м}^2$,

$$Q_{\text{дон}} = 285 \text{ м}^3/\text{мин} < 60 \cdot 10 \cdot 0,5 = 300 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Принимаем расход воздуха в выработке с подсвежающей струей $Q_{\text{дон}} = 300 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Окончательно принимаем $Q_{\text{уч}} = 1617 - 285 + 300 = 1632 \text{ м}^3/\text{мин}$, $Q_{\text{оч}} = 1066 \text{ м}^3/\text{мин}$, $Q_{\text{дон}} = 300 \text{ м}^3/\text{мин}$. С основной струей следует подавать $1632 - 300 = 1332 \text{ м}^3/\text{мин}$ воздуха, из них $1066 \text{ м}^3/\text{мин}$ будет проходить по лаве, а остальную часть составят утечки через выработанное пространство.

По остальным выемочным участкам приведены конечные результаты расчетов (табл. П.5.2).

Таблица П.5.2

Результаты расчетов расхода воздуха для проветривания выемочных участков

Номер лавы (выемочно- го участка)	Расход воздуха для проветривания, м ³ /мин	
	очистной выработки	выемочного участка
1	385	547
2	1034	1292
3	1066	1632
4	281	1090
5	608	851

П.5.4. Расчет расхода воздуха для проветривания пиковых выработок

Определяем ожидаемое метановыделение тупиковой выработки по фактическому, полученному на основании специально выполненных измерений.

Фактическое метановыделение с неподвижных обнаженных поверхностей пласта в действующей выработке, прово-шой по тому же пласту, вычисляем по формуле (3.27)

–

$$I_{\text{пов } \phi} = 0,01 \cdot 185 (0,2 - 0,0) = 0,37 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Затем по фактическому метановыделению находим значение $(x - x_0)$, входящее в расчетные формулы, по формуле (3.26) при $v_{n;\phi} = 2,0 \text{ м/сут}$ и $k_m = 8,7$ (при $T_{\text{пр}} = 90 \text{ сут}$)

$$x - x_0 = (43,5 \cdot 0,37) / (1,5 \cdot 2,0 \cdot 0,87) = 6,17 \text{ м}^3/\text{т}$$

Определяем абсолютную метанообильность тупиковой выработки по формуле (3.1).

Метановыделение с неподвижных обнаженных поверхностей пласта рассчитываем по формуле (3.2) при $v_n = 3$ м/сут,

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-3} \cdot 1,5 \cdot 3 \cdot 6,17 \cdot 0,87 = 0,55 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Метановыделение из отбитого угля и движущегося забоя определяем по формуле (3.12) при $S_{\text{уг}} = 5,0 \text{ м}^2$, $\gamma = 1,3 \text{ т/м}^3$, $l_{\text{вз}} = 1,5 \text{ м}$.

$$I_{\text{оу п}} = 9 \cdot 10^{-3} \cdot 6,17 \cdot 5,0 \cdot 1,3 \cdot 1,5 = 0,54 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

По формуле (3.1) находим

$$I_{\text{п}} = 0,55 + 0,54 = 1,09 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Максимальное метановыделение в призабойное пространство после взрывания по углю по формуле (3.13) будет равно

$$I_{\text{зп max}} = 0,05 \cdot 5,0 \cdot 1,5 \cdot 1,3 \cdot 6,17 = 3,0 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Производим расчет расхода воздуха. Расход воздуха, который необходимо подавать в призабойное пространство тупиковой выработки по выделению метана, определяем по формуле (5.2) при $S = 11 \text{ м}^2$,

$$l_{\text{в.тп}} = 8 \text{ м}; k_{\text{тд}} = 0,8$$

$$Q_{\text{зп}} = (11 \cdot 8) / 0,8 \left[(71 \cdot 3,0) / (11 \cdot 8(2-0) + 18 \cdot 3,0) \right]^2 = 94 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха для проветривания всей тупиковой выработки по формуле (5.11) равен

$$Q_{\text{п}} = (100 \cdot 1,09 \cdot 1) / (1-0) = 109 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Расчет расхода воздуха для проветривания тупиковой выработки по газам, образующимся при взрывных работах, осуществляем по формуле (5.3) для следующих условий: $T = 30$ мин; $l_{\text{п}} = 150$ м; наибольший объем ядовитых газов выделяется при взрывании по породе, $V_{\text{пор}} = 14$ кг, $V_{\text{вв}} = 40 - 14 = 560$ л, $k_{\text{обв}} = 0,8$, трубопровод собран из гибких вентиляционных труб диаметром 800 мм, по табл. 5.4 при $Q_{\text{зп}} = 60 - 0,5 \cdot 11 = 330 \text{ м}^3/\text{мин}$, $k_{\text{ум тп}} = 1605$. Тогда

$$Q_{\text{зп}} = 2,25 / 30 = \sqrt[3]{(560 \cdot 11^2 \cdot 150^2 \cdot 0,8) / 1,05^2} = 78 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Расход воздуха по минимальной скорости воздуха в выработке рассчитываем по формуле (5.9)

$$Q_{зп} = 60 \cdot 0,25 \cdot 11 = 165 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

1 Расход воздуха по минимальной скорости в призабойном

пространстве тупиковой выработки в зависимости от температуры определяем по формуле (5.10). При температуре воздуха в призабойном пространстве + 24 °С, относительной влажности

$$80\% v_{\min} = 0,5 \text{ м/с. Тогда } Q_{зп} = 20 \cdot 0,5 \cdot 11 = 110 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Окончательно принимаем $Q_{зп} = 165 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Подачу вентилятора определяем по формуле (5.25).

По табл. 5.4. при длине трубопровода 200 м и расходе воздуха в конце трубопровода 3,0 м³/с находим $k_{умтр} = 1,10$. Тогда

$$Q_{в} = 165 \cdot 1,10 = 182 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Производим проверку расхода воздуха в устье тупиковой выработки по формуле (5.32). По формуле (5.33) находим

$$k'_{ут.тр} = 1,10 / 1,04 = 1,06$$

Тогда

$$Q_{п.р} = 182 / 1,06 = 172 \text{ м}^3/\text{мин} > 109 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Принимаем $Q_{в} = 182 \text{ м}^3/\text{мин.}$

Определяем расход воздуха в месте установки ВМН по формуле (5.36).

$$Q_{вс} \geq 1,43 \cdot 182 \cdot 1 = 260 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Для остальных тупиковых выработок приведены окончательные результаты расчетов (табл. П.5.3).

Таблица П.5.3

Результаты расчетов расхода воздуха для проветривания тупиковых выработок

Выработка	Расход воздуха, который необходимо подавать в призабойное пространство, м ³ /мин	Подача ВМП, м ³ /мин	Минимальный расход воздуха в месте установки ВМП, м ³ /мин
Конвейерный штрек лавы № 2	165	182	260
Западный полевой откаточный штрек, гор. 1	284	380	544
Восточный полевой вентиляционный штрек, гор. 1	232	280	400
Восточный бремсберг	212	330	472
Конвейерный штрек № 12	199	308	440

Из выработок, перечисленных в табл. П.5.3, последовательно проветривается только конвейерный штрек лавы № 2. Поэтому при определении суммарного расхода воздуха для обособленного проветривания тупиковых выработок учитываем четыре выработки. В соответствии со схемой вентиляции (см. рис. П.5.1) расход воздуха для проветривания западного откаточного и восточного вентиляционного полевых штрехов гор. 1, а также восточного бремсберга определяется минимальным расходом воздуха, который необходимо подавать к месту установки ВМП. Поэтому суммарный расход воздуха для обособленного проветривания тупиковых выработок, проводимых за пределами выемочных участков, равен

$$\Sigma Q_{н.в} = 544 + 400 + 472 + 440 = 1856 \text{ м}^3$$

П.5.5. Расчет расхода воздуха для погашаемых и поддерживаемых выработок

П.5.5.1. Расчет расхода воздуха для погашаемых выработок

Погашаемыми выработками являются лавы № 8 и 9. Расход воздуха для проветривания погашаемых участков определяем по фактическому метановыделению.

Для погашаемого участка лавы № 8 при $I_{уч} = 1,5 \text{ м}^3/\text{мин}$, $C_0 = 0$

$$Q_{уч.н} = (100 \cdot 1,5 \cdot 1,83) / (1 - 0) = 275 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Проверяем по условию (8.5) при погашении очистной выработки, а при погашении выработок участка — по формуле (8.6).

При $S_B = 10\text{ м}^2$, $v_{\min} = 0,15\text{ м/с}$ (для штрека),

$S_{\text{оч}} = 4,7\text{ м}^2$, $v_{\min} = 1,0\text{ м/с}$ (для лавы) и $k_{\text{ум в}} = 1,5$:

$$Q_{\text{уч.п}} = 60 \cdot 4,7 \cdot 1,0 \cdot 1,5 = 423\text{ м}^3/\text{мин} > 275\text{ м}^3/\text{мин};$$

$$Q_{\text{уч.п}} = 60 \cdot 10 \cdot 0,15 = 90\text{ м}^3/\text{мин} < 275\text{ м}^3/\text{мин}.$$

Окончательно для проветривания выемочного участка лавы № 8

$$Q_{\text{уч.п}} = 423\text{ м}^3/\text{мин}.$$

Аналогичным образом для лавы № 9 получаем

$$Q_{\text{уч.п}} = 423\text{ м}^3/\text{мин}.$$

П.5.5.2. Расчет расхода воздуха для поддерживаемых выработок

К поддерживаемым выработкам относятся конвейерный штрек № 11, конвейерный бермсберг, главный откаточный штрек и ходок для чистки зумпфа. К этой группе выработок относим также выемочные участки лав № 6, 7, 10 — это подготовленные, но не эксплуатируемые выемочные участки. Рассчитаем расход воздуха для конвейерного бермсберга. При газообильности выработки $0,04\text{ м}^3/\text{мин}$

$$Q_{\text{под.в}} = (100 \cdot 0,4) / (1 - 0) = 40\text{ м}^3/\text{мин}$$

Проверим по условию (8.7) при $S = 10\text{ м}^2$, $v_{\min} = 0,7\text{ м/с}$

$$Q_{\text{под.в}} = 60 \cdot 10 \cdot 0,7 = 420\text{ м}^3/\text{мин} > 40\text{ м}^3/\text{мин}.$$

Принимаем для конвейерного бермсберга

$$Q_{\text{под.в}} = 420\text{ м}^3/\text{мин}.$$

По остальным выработкам приведены конечные результаты расчетов (табл. П.5.4).

Таблица П.5.4

Результаты расчетов расхода воздуха для поддерживаемых выработок

Выработка	Площадь	Необходимый
-----------	---------	-------------

	поперечного сечения в свету, м ²	расход воздуха, м ³ /мин
Конвейерный штрек № 11	10,0	420
Конвейерный бремсберг	10,0	420
Главный откаточный штрек	6,0	54
Ходок для чистки зумпфа	7,0	63
Лава № 6	4,7	70
Лава № 7	4,7	70
Лава № 10	4,7	70

П.5.6. Расчет расхода воздуха для проветривания камер

Пример расчета выполним для электровозного гаража гор.1. В гараже одновременно заряжаются одна аккумуляторная батарея 66ТНЖШ-300 и пять батарей 96ТЖМ-350, преобразовательная подстанция находится в зарядной камере. Температура воздуха, поступающего в камеру, составляет + 23°.

По формуле (8.9) получаем

$$Q_K = \{31 \cdot 10^{-4} (300 \cdot 66 \cdot 1 + 350 \cdot 96 \cdot 5)\} / (26-23) = 194 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Выполняем проверку по условию (8.10)

$$Q_K > (30 \cdot 1 \cdot 0,6 + 5 \cdot 30 \cdot 1) = 168 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Принимаем $Q_K = 194 \text{ м}^3/\text{мин}.$

В электроподстанции установлен трансформатор типа ТСВП 400/6, мощность которого 400 кВА. Расход воздуха определяем по формуле (8.11)

$$O_K = (0,8 \cdot 800) / (26-23) = 213 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

По остальным камерам приведены окончательные результаты расчетов (табл. П.5.5).

Таблица П.5.5.

Результаты расчетов расхода воздуха для проветривания камер

Камера	Необходимый
--------	-------------

	расход воздуха, м ³ /мин
Склад ВМ	72
Электровозные гаражи:	
1, гор. I	194
2, гор. II	395
Насосная	293
Электростанции:	
1, гор. I	213
2, гор. I	348
3, гор. П	355
4, гор. П	355

П.5.7. Расчет утечек воздуха через вентиляционные сооружения

При определении норм утечек значение фактических перепадов давления через вентиляционные сооружения принимаем по данным депрессионной съемки. Рассчитываем норму утечек через шлюз в сбойке 1 восточного крыла гор.1. Шлюз состоит из двух бетонитовых перемычек с одностворчатыми деревянными дверями площадью 3,8 м². Фактический перепад давления через шлюз равен 10 даПа. Согласно табл. 8.3 и формуле (8.14) норма утечек через одну перемычку с дверями

$$dQ_{ym} = 96 \sqrt{10/50} = 43 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

По формуле (8.15) норма утечки через шлюз

$$Q_{ymшл} = 0,76 * 43 = 33 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Рассчитываем норму утечек через два глухие чураковые перемычки площадью 2 м² каждая, установленные в сбойке 2 восточного крыла гор. 1. Фактический перепад давления через обе перемычки равен 8 даПа. Принимаем, что перепад давления через одну перемычку равен половине общего перепада, то есть 4 даПа. Согласно табл. 8.2 и формуле (8.14) норма утечек через перемычки составит

$$Q_{ym} = 15 \sqrt{8/50} = 6 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расчет утечек рекомендуется выполнять по табл. П.5.6.

Таблица П.5.6

Расчет утечек воздуха

Название вентиляционного	Число перемычек	Площадь перемы-	Фактический перепад	Норма утечек
-----------------------------	--------------------	--------------------	------------------------	-----------------

сооружения, место установки	или дверей	чек или дверей, м ²	давления, даПа	воздуха, м ³ /мин
Восточное крыло гор. I				
Шлюз с одностворчатыми дверями, сбойка 1	2	3,8	10	33
Глухие чураковые перемычки, сбойка 2	2	2	8	6
				276
Западное крыло гор. I	2	7	35	23
Глухие чураковые перемычки, сбойка 1				
				218
Восточное крыло гор. II	2	7,5	47	18
Глухие бетонитовые перемычки, сбойка 1				
				385
Западное крыло гор. II	2	7	44	26
Глухие чураковые перемычки, сбойка 1				
				292
Околоствольный двор	-	-	195	296
Загрузочное устройство скипового ствола с бункером				
				956

В табл. П.5.6 иллюстрируется лишь порядок расчетов. В ней приведены результаты для отдельных вентиляционных сооружений и суммы норм утечек воздуха по крыльям каждого из горизонтов.

Согласно табл. П.5.6 утечки воздуха на гор. I составляют 494 м³/мин, на гор. II (с околоствольным двором) — 1633 м³/мин, $Q_{\text{ут.щл}} = 2127 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Определим внешние утечки воздуха для вентиляционной установки скипового ствола. Общая площадь наружных стен и перекрытий надшахтного здания, включая копер, равна 3950 м². Площадь поперечного сечения вентиляционного канала 17 м², фактические перепады давлений соответственно составляют 265 и 292 даПа. Согласно табл. 8.5 и формуле (8.19) норма утечек через надшахтное здание

$$Q_{\text{ут.щл}} = 1400 \sqrt{265/200} = 1612 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

По табл. 8.6 и формуле (8.19) норма утечек через вентиляционный канал

$$Q_{\text{ут.вн}} = 600 \sqrt{292/200} = 725 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Общая норма внешних утечек для вентиляционной установки скипового ствола

$$1612 + 725 = 2337 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

В результате аналогичных расчетов для вентиляционного ствола получаем общую норму внешних утечек 1120 м³/мин.

П. 5.8. Расчет расхода воздуха для проветривания шахты

Предварительно по данным лабораторных анализов и измерений расхода воздуха определяем средний расход газа в исходящих из шахты вентиляционных струях.

Среднюю концентрацию метана в исходящей вентиляционной струе гор. I рассчитываем по формуле (3.86)

–

$$C = (0,5 + 0,6 + 0,5 + 0,6 + 0,5 + 0,5 + 0,6 + 0,6 + 0,5) / 9 = 0,54\%$$

Средний расход газа в исходящей вентиляционной струе гор. I определяем по формуле (3.85)

–

$$I_{\text{исхI}} = 1/9 * [0,01 (8000 + 7980 + 8100 + 8300 + 8150 + + 8070 + 8100 + 8250 + 8050) * (0,54 - 0)] = 43,8 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Аналогичным путем определяем средний расход газа в исходящей вентиляционной струе гор. II

–

$$I_{\text{исхII}} = 41,0 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

По формуле (8.1) определяем расход воздуха для проветривания шахты

$$Q_{\text{ш}} = 1,1(5412 + 1856 + 846 + 1167 + 2225 + 2127) = 14996 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

В околоствольный двор гор. II должен поступать полученный расход воздуха за вычетом расхода воздуха на проветривание насосной камеры, то есть 14996 - 293 = 14703 м³/мин.

В соответствии со схемой вентиляции в выработки гор. I необходим расход воздуха

$$Q_{\text{горI}} = 1,1(1839 + 1416 + 420 + 429 + 755 + 494) = 5882 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Для проверки по формуле (8.3) определяем расходы воздуха по отдельным вентиляционным установкам. Расход воздуха в вентиляционном стволе

$$Q_{\text{шI}} = 1,1(3471 + 1416 + 420 + 423 + 755 + 494) = 7677 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Расход воздуха в скиповом стволе

$$Q_{\text{ш2}} = 1,1(1941 + 440 + 423 + 756 + 1470 + 1633) = 7329 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

По формуле (8.3) получаем

$$Q_{ш1} = 7677 \text{ м}^3/\text{мин} > (100 * 1,1 * 43,8) / (0,75 - 0) = 6440 \text{ м}^3/\text{мин},$$

$$Q_{ш2} = 7329 \text{ м}^3/\text{мин} > (100 * 1,1 * 41,0) / (0,75 - 0) = 6440 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

П. 5.9. Расчет подачи вентиляционных установок

Подачу вентиляторов рассчитываем по формуле (8.16). Для вентилятора, установленного на вентиляционном стволе получаем

$$Q_{ву1} = 7677 + 1120 = 8797 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Для вентилятора, установленного на скиповом стволе,

$$Q_{ву2} = 7329 + 2337 = 9666 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Подачу вентиляционной установки с учетом резерва определяем по формуле (8.18).

Для вентиляционной установки на вентиляционном стволе

$$Q_{в.у.р} = 1,14 * 8797 = 10029 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Для вентиляционной установки на скиповом стволе

$$Q_{в.у.р} = 1,14 * 9666 = 11019 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

П.5.10. Расчет нагрузки на очистной забой по газовому фактору

Пример 1. Определить максимально допустимую по газовому фактору нагрузку на очистную выработку длиной 180 м, оборудованную механизированным комплексом 1КМ97Д, для

следующих условий: система разработки — столбовая; схема проветривания выемочного участка — прямоточная с подсвежением со стороны целика; способ управления кровлей — полное обрушение; непосредственная кровля — глинистый сланец; вынимаемая мощность пласта 1,3 м; среднее фактическое метановыделение из очистной выработки составляет 4,4 м³/мин, а фактическая добыча — 500 т/сут; воздух поступает на участок с концентрацией 0,1 %.

Решение.

Параметр Q_p определяем по формуле (см.табл.7.2)

$$Q_p = Q_{очmax} (C - C_0) k_{0,3} = 60 S_{очmin} v_{max} (C - C_0) k_{0,3} = 60 * 3,4 * 4 * (1 - 0,1) * 1,20 \approx 880 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Значение $S_{очmin}$ для комплекса 1КМ97Д принимается по табл. 6.5 и равно 3,4 м², а $k_{0,3}$ — по табл. 6.4 и равно 1,2.

Максимально допустимая нагрузка на очистной забой рассчитывается по формуле (7.2)

$$A_{max} = A_{лоч.ф}^{-1,67} (Q_p / 194)^{1,93} (l_{оч.р} / l_{оч.ф})^{0,67} = 500 * 4,4^{-1,67} (880/194)^{1,93} (180/180)^{-0,67} \sim 735 \text{ т/сут}$$

Пример 2.

Определить возможную нагрузку по газовому фактору, если расход воздуха в очистной выработке снизился до 600 м³/мин. Остальные параметры выемочного участка соответствуют примеру 1.

Решение.

$$A_{\text{воз}} = A_{\text{р}}^{-1,67} (Q_{\text{ф}} / 194)^{1,93} (l_{\text{оч.р}} / l_{\text{оч.ф}})^{0,67} = 500 * 4,4^{-1,67} (600/194)^{1,93} (180/180)^{-0,67} \sim 371 \text{ т/сут}$$

ПРИЛОЖЕНИЕ 6.

Расчет депрессии каналов вентиляционной и воздушнонагревательной установок

Депрессия канала вентиляционной установки h_k равна сумме депрессий, обусловленных сопротивлением трения воздуха о стенки канала и сопротивлением сопряжения ствола шахты с каналом. Если в канале имеется поворот или несколько поворотов, то следует учитывать их сопротивление.

Сопряжение ствола шахты с каналом вентилятора представляет собой поворот с одновременным сужением струи при всасывающем проветривании и поворот с одновременным расширением струи при нагнетательном проветривании.

Таким образом, в общем случае

$$h_k = R_k Q_{\text{в}}^2 ; \quad (\text{П.6.1})$$

при всасывающем проветривании

$$R_k = R_m + \sum R_{ni} + R_{nc} \quad (\text{П.6.2})$$

при нагнетательном проветривании

$$R_k = R_m + \sum R_{ni} + R_{np} \quad (\text{П.6.3})$$

где R_k , R_m , $\sum R_{ni}$, R_{nc} , R_{np} — аэродинамические сопротивления соответственно канала в целом, трения, поворотов, поворота с одновременным сужением, поворота с одновременным расширением, кПа;

$Q_{\text{в}}$ — подача вентиляционной установки, м³/с.

Депрессия канала воздушнонагревательной установки при всасывающем проветривании

$$h_{k,k} = (R_m + \sum R_{ni} + R_{np}) Q_{\text{в}}^2 + R_{\text{в.у}} Q_{\text{г}}^2 \quad (\text{П.6.4})$$

при нагнетательном проветривании

$$h_{k,k} = (R_m + \sum R_{ni}) Q_{\text{в}}^2 + R_{\text{в.у}} Q_{\text{г}}^2 \quad (\text{П.6.5})$$

где $R_{\text{в.у}}$ — аэродинамическое сопротивление воздухораспределяющего устройства на входе в канал, кПа;

$Q_{\text{г}}$ — расход воздуха, проходящего через воздушнонагреватели, м³/с.

Аэродинамическое сопротивление трения (R_m , кПа) определяется по формуле

$$R_m = \alpha (P_{\text{в.б}} / S)^3 \quad (\text{П.6.6})$$

Аэродинамическое сопротивление поворота — по формуле

$$R_m = \varepsilon_n (\gamma / 2g S_k^2) \quad (\text{П.6.7})$$

где ε_n — коэффициент местного сопротивления поворота;

γ — плотность воздуха, кг/м³;

g — ускорение силы тяжести, м/с²;

S_k — площадь поперечного сечения прямолинейного участка канала за поворотом, м².

Коэффициент местного сопротивления ε_n при любом угле

поворота канала с острыми кромками при отношении высоты выработки H_B к ее ширине b равно 0,2-1,0

$$\varepsilon_n = (\varepsilon_{n,гг} + 280 a) (\chi / (0,35 + 0,65 H_B / b)) \quad (\text{П.6.8})$$

при $H_B / b = 1-2,5$

$$\varepsilon_n = (\varepsilon_{n,гг} + 280 a) (b / H_B) \chi \quad (\text{П.6.9})$$

где $\varepsilon_{n,гг}$ — коэффициент местного сопротивления поворота гладкого трубопровода;

$$\varepsilon_{n,гг} = 0,57 \delta, \quad (\text{П.6.10})$$

δ - угол поворота, рад;

a — коэффициент аэродинамического сопротивления канала;

χ — коэффициент, учитывающий угол поворота струи.

Значения коэффициента %

Угол поворота, град.	10	30	45	60	90	110	120	140
χ	0,05	0,19	0,33	0,51	1,0	1,63	1,93	2,43

Формулы для определения аэродинамического сопротивления сложного местного сопротивления имеют следующий вид:

• при повороте с одновременным сужением струи в шероховатой выработке

$$R_{nc} = \varepsilon_{nc} (\gamma / 2g S_k^2) \quad (\text{П.6.11})$$

• при повороте с одновременным расширением струи в шероховатой выработке

$$R_{np} = \varepsilon_{np} (\gamma / 2g S_k^2) \quad (\text{П.6.12})$$

где ε_{nc} , ε_{np} — коэффициенты местного сопротивления соответственно поворота с одновременным сужением и поворота с одновременным расширением струи.

Коэффициенты местного сопротивления ϵ_{nc} и ϵ_{np} рассчитываются по формулам (П.6.8) и (П.6.9), как для обычных поворотов с постоянным сечением выработки. Коэффициенты местных сопротивлений трубопроводов с гладкими стенками $\epsilon_{nc.гл}$ и $\epsilon_{np.гл}$ для подстановки в формулы (П.6.8) и (П.6.9) берутся по табл.П.6.1 и П.6.2.

Таблица П.6.1

Значения коэффициента местного сопротивления $\epsilon_{nc.гл}$ при повороте струи с одновременным сужением

Характеристика местного сопротивления	Значения $\epsilon_{nc.гл}$ при отношении S/S_1 ,равном				
	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0
Поворот без кутка:					
с обеими острыми кромками	0,46	0,51	0,64	0,81	1,04
с внутренней кромкой, скошенной под углом 14°	0,19	0,21	0,26	0,33	0,42
с внутренней кромкой, скошенной под углом 27°	0,10	0,11	0,13	0,17	0,21
Поворот с кутком:					
с острыми кромками	0,67	0,72	0,83	0,98	1,16
с внутренней кромкой, скошенной под углом 27°	0,18	0,19	0,22	0,26	0,30
с внутренней кромкой, скошенной под углом 45°	0,24	0,26	0,29	0,34	0,41
со скругленным внутренним углом	0,24	0,26	0,28	0,33	0,41

Каталог значений коэффициентов аэродинамического сопротивления вертикальных стволов

Таблица П.7.1

Стволы, закрепленные железобетонными тубингами

(без армировки)

Вид крепи	Диаметр ствола	$\alpha \cdot 10^4$, $\text{к}\mu \cdot \text{м}^4$
Тубинги НИИОМШС	4,5-6,0	10,0
для стволов	6,0-8,0	9,0
Тубинги СТК	4,5-6,0	14,0
	6,0-8,0	13,0
Металлические тубинги	4,0	11,0
	5,0	10,0
	7,0	9,0
	8,0	8,0

Таблица П.7.2

Стволы с новыми видами армировки

Схема армировки (рис. П 7.1)	Характеристики схемы	Диаметр ствола, м	Характеристика лестничного отделения	$\alpha \cdot 10^4$, $\text{к}\mu \cdot \text{м}^4$
а	Однорасстрельная схема армировки клетового ствола. Расстояние между расстрелами и	6,5	Отшито сеткой	17,3
			Отшито	12,1

	полками 4,168 м, а между опорами 3,0 м		всплошную, $S_{л.о} = 1,98\text{м}^2$	
б	Безрасстрельная схема армировки клетового ствола с лобовым расположением проводников. Расстояние между полками лестничного отделения 4,168 м, а между опорами 3,0 м	6,0	Отшито сеткой	8,6
			Отшито всплошную, $S_{л.о} = 1,29\text{м}^2$	7,9
в	Однорасстрельная схема армировки скипового ствола. Расстояние между расстрелами 4,168 м, а между опорами 3,0 м	8,0	Лестничное отделение отсутствует	11,9
г	Безрасстрельная схема армировки скипового ствола. Расстояние между опорными скобами 2,0 м	8,0	То же	4,1
Ствол без армировки		6,0	То же	2,8

Рис. П.7.1. Схема армировки стволов к табл. П.7.2

Таблица П.7.3

Стволы, закрепленные бетоном и тюбингами, при расстоянии между расстрелами 4168 мм

Тип ствола (по альбому Юж-гипрошахта)	Диаметр ствола, м	Схема армировки (рис. П.7.1)	$\alpha \cdot 10^4, \text{к}\mu \cdot \text{м}^4$		
			монолит- ный бетон	тюбинги НИИОМШС	тюбинги СТК

H-126-67 τ-2	5,0	a	23,9	34,4	40,1
H-126-67 τ-3	5,0	a	26,0	37,4	43,6
H-126-67 τ-4	6,0	a	23,5	32,0	37,2
H-126-67 τ-6	6,0	a	25,2	23,7	38,9
H-126-67 τ-8	6,5	a	27,2	35,2	40,2
H-126067 τ-10	6,0	a	30,1	38,4	43,4
H-126-67 τ-12	6,4	a	25,2	33,7	38,9
H-126-67 τ-17	6,4	a	27,9	35,7	40,6
H-126-67 τ-22	8,0	б	39,2	47,3	52,4
H-126-67 τ-23	4,4	в	31,6	44,0	50,7
H-126-67 τ-24	5,0	в	28,7	40,1	46,3
H-126-67 τ-26	4,5	д	26,9	34,1	38,1
H-126-67 τ-27	5,0	д	24,0	31,3	35,2
H-126-67 τ-29	6,0	a	21,4	26,7	30,6
H-126-67 τ-31	6,4	д	25,4	31,7	35,6
H-126-67 τ-32	5,5	е	22,7	29,9	33,8

Н-126-67 т-35	7,0	ж	283	344	384
Н-126-67 т-37	74	г	33,3	394	434
Н-126-67 т-39	6,0	а	26,9	35,2	40,4
Н-126-67 т-40	6,0	а	28,8	37,2	42,4
1-126-67 т-41	6,0	а	30,6	38,9	44,1

Примечание: 1. Изменение профиля расстрелов с двутаврового на прямоугольный (удлинённый по потоку) снижает общее сопротивление ствола на 25%. 2. Увеличение расстояния между расстрелами с 2 до 5 или до 8 м снижает аэродинамическое сопротивление ствола соответственно на 20 или 40%.

3. Удаление центрального ряда расстрелов снижает сопротивление ствола на 50%.

4. Замена боковых расстрелов кронштейнами и консолями снижает сопротивление ствола на 50%.

Рис. П.7.2. Схема армировки стволов к табл. П.7.3

Таблица П.7.4

Стволы, закрепленные бетоном, при расстоянии между расстрелами 3125 мм

Тип ствола	Схема армировки (рис. П.7.2)	Характеристика ствола	Характеристи- ка лестничного отделения	Продольный калибр расстрелов	$\alpha \cdot 10^4$, $\text{к}\mu \cdot \text{м}^4$
Клетевой с двумя клетями	а	Две опрокидные клетки на 2-тонные вагонетки с лестничным и трубным отделениями	Лестничные полки через 4 м, обшивка вразбежку	16	50
		То же, но трубное и лестничное отделения отсутствуют		25	39

Скиповый ствол для глубокой шахты	б	Четыре 12-тонных скипа, имеется трубное отделение	Полки через 3,125 м, обшивка вразбежку внутри лестничного отделения	25	42
			Полки через 3,125 м без обшивки	25	46
			Полки через 3,125 м, сплошная обшивка со стороны подъема	25	37
			Лестничное отделение отсутствует	25	33
Клетевой с двумя клетями	в	Две неопрокидываемые клетки на 3-тонную вагонетку, имеется трубное отделение	Полки сплошные через 4 м, обшивка вразбежку	25	38
Клетевой с двумя подъемными	г	Две клетки опрокидываемые на 2-тонные вагонетки, одна опрокидываемая с противовесом, имеется трубное отделение	Лестничное отделение отсутствует	25	45
Скиповый с двумя скипами	д	Два 4-тонных скипа	Лестничные полки решетчатые через 3,125 м, обшивка вразбежку	27,5	33
			Полки сплошные через 3,125	27,5	37

			м, обшивка вразбежку		
			Лестничное от- деление отсут- ствует	27,5	29

Рис. П.7.3. Схема армировки стволов к табл. П.7.4

Таблица П.7

Значения коэффициента α для наклонных стволов,
закрепленных сборными железобетонными
ребристыми плитами со средней стойкой

Характеристика крепи	Ширина плит, м	Высота выступов шерохова- тости, м	Площадь сечения ствола, м ²	Продольный калибр крепи	$\alpha \cdot 10^4$, кн · м ⁴
Сплошная замкнутая крепь прямоугольного очертания:					
— для главного ствола с углом падения 30°	0,32	0,08	6,14	4,0	47,7
— для главного ствола с углом наклона 60°	0,32	0,09	6,6	3,6	45,0
— для вспомогательного ствола с углом наклона 30°	0,32	0,09	6,6	3,6	46,3
— для вспомогательного ствола с углом наклона 60°	0,32	0,09	6,6	3,6	48,8

Таблица П.7.6

Стволы, закрепленные деревом, восстающие гезенки, скаты

Характеристика выработки	Сечение, м ²	$\alpha \cdot 10^4$, кμ · м ⁴
Ствол с тремя отделениями — два подъемных и одно лестничное, крепь сплошная венцовая:		
воздух движется по всем отделениям	4,24	33
воздух движется по двум отделениям	2,38	20
Ствол с тремя отделениями — два подъемных и одно лестничное, крепь — подвесная	4,78	32
Ствол с четырьмя отделениями, из которых одно лестничное, крепь — подвесная. Воздух движется по трем отделениям	6,4	41
Полевой, восстающий, закреплен сплошной венцовой крепью, три отделения:		
воздух движется по двум отделениям	3,46	53
воздух движется по одному отделению	3,77	66
Восстающий, закреплен сплошной венцовой крепью, три отделения, воздух движется по всем отделениям	3,66	55
Восстающий, закреплен сплошной венцовой крепью, три отделения	3,29	53

Гезенк с площадками в ходовых отделениях	—	47
Скат:		
с ходовым отделением	1,95	20
с рудоспускным отделением	1,80	16

Примечание. 1. При подсчете депрессии восстающего гезенка (ската) за его сечение следует принимать сумму сучений всех отделений в свету, не вычитая площади, занимаемой лестничными полками. За периметр следует принимать сумму периметров всех отделений.

2. При подсчете депрессии шахтных стволов за площадь следует принимать всю площадь сечения ствола за вычетом площади лестничного отделения. Периметр следует подсчитывать, также не учитывая периметра лестничного отделения.

П.7.2. Коэффициенты аэродинамического сопротивления скважин малого диаметра

Таблица П.7.7

Значение удельного аэродинамического сопротивления скважины малого диаметра

Характеристика скважины	Сопротивление 1 м скважины диаметром 1м				
	0,15	0,17	0,20	0,25	0,30
Обсажена трубами, $a=2,9 \cdot 10^{-4}$	24,8	13,2	5,9	1,9	0,8
Без обсадки трубами, $a=4,2 \cdot 10^{-4}$	36,0	19,2	8,5	2,8	1,1

П.7.3. Коэффициенты аэродинамического сопротивления вентиляционных скважин приведены в табл.П.7.8.

П.7.4. Коэффициенты аэродинамического сопротивления горизонтальных и наклонных выработок

Таблица П.7.8

Скважины большого диаметра при бурении их реактивно-турбинным способом

Срок службы скважин, лет	$\alpha \cdot 10^4$ скважин при диаметре d , м																				
	до 0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,4	2,3	2,4	2,6	2,8	3,0	3,2	3,4	3,6	3,8	4,0
1	2,8	2,7	2,6	2,5	2,4	2,3	2,2	2,1	2,1	2,0	2,0	1,9	1,9	1,9	1,8	1,8	1,8	1,7	1,7	1,7	1,7
2	3,3	3,1	3,0	2,9	2,8	2,7	2,6	2,5	2,4	2,3	2,3	2,2	2,2	2,1	2,1	2,0	2,0	2,0	2,0	1,9	1,9
3	3,8	3,6	3,4	3,3	3,2	3,0	2,9	2,8	2,7	2,6	2,5	2,5	2,4	2,4	2,3	2,3	2,3	2,2	2,2	2,2	2,1
4	4,3	4,1	3,9	3,7	3,6	3,4	3,2	3,1	3,0	2,9	2,8	2,8	2,7	2,6	2,6	2,5	2,5	2,5	2,4	2,4	2,4
5	4,9	4,6	4,3	4,4	4,0	3,7	3,6	3,4	3,3	3,2	3,2	3,0	2,9	2,9	2,8	2,8	2,7	2,7	2,6	2,6	2,6
6	5,4	5,4	4,8	4,6	4,4	4,1	3,9	3,7	3,6	3,5	3,4	3,3	3,2	3,1	3,1	3,0	2,9	2,9	2,9	2,8	2,8
7	6,0	5,6	5,3	5,0	4,8	4,5	4,3	4,1	3,9	3,8	3,7	3,6	3,4	3,4	3,3	3,2	3,2	3,1	3,1	3,0	3,0
8-10	6,5	6,0	5,6	5,3	5,1	4,8	4,5	4,3	4,2	4,0	3,9	3,8	3,7	3,6	3,5	3,4	3,4	3,3	3,2	3,2	3,1

Таблица П.7.9

Незакрепленные горные выработки

Характеристика выработки	$\alpha \cdot 10^4$, $\text{км} \cdot \text{м}^4$
Выработка, проведенная по породе: вкрест простирания	10
по простиранию	8
Выработка, проведенная по углю: без подрывки	5-6

с подрывкой	7-8
Выработка, у которой: шероховатость стен и почвы одинаковая	6-8
шероховатость такая же, как у почвы при сильном засорении	10-15
Печи и просеки	8

Таблица П.7.10

Выработки, закрепленные неполными деревянными рамами прямоугольного или квадратного сечения

Сечение выработ- ки, м ²	Характеристика крепи		Значение $\alpha \cdot 10^4$, кж · м ⁴ , при расстоянии между центрами рам (ребер), м			
	высота рамы (ре- бра), м	ширина ра- мы (ребра), м	0,5	0,75	1,0	1,5
5,0	0,25	0,25	7	12	16	25
5,0	0,25	0,25	12	18	22	26
5,0	0,25	0,25	15	21	26	29
6,0	0,10	0,25	10	15	17	17
6,0	0,10	0,15	16	20	20	18
6,0	0,10	0,10	21	25	24	22

Примечание. Уменьшение продольного калибра, применение сплошной затяжки с заменой деревянных верхняков на двутавровые балки или рельсы снижает α на 20%.

Таблица П.7.11

Выработки, закрепленные арочной крепью или неполными крепежными рамами из металлических двутавровых балок

Сечение выработки, м ²	Номера двутавровых балок	Значение $\alpha \cdot 10^4$, кМ · м ⁴ , при продольном калибре крепи, равном			
		3	4	5	6
5,0-6,7	12	18	21	26	31
	14	20	25	30	34
	16	22	28	33	32
	18	24	31	37	45
	20	26	33	39	49
8,0-10,2	12	16	20	23	26
	14	18	22	26	30
	16	20	24	29	33
	18	22	27	31	37
	20	23	29	34	41

Таблица П.7.12

Выработки, закрепленные деревом и арочной металлической крепью

Значение $\alpha \cdot 10^4$, кМ · м ⁴ , для выработок, закрепленных	
неполными крепежными рамами из круглого	арочной металлической крепью из

леса	специального взаимозаменяемого профиля прямого выгиба при расстоянии между рамами, м	
	0,5	0.75-1,2
19	22	20

Примечание. Для сечений менее $4,6 \text{ м}^2$ а- 10^4 следует увеличивать на 10-20%.

Таблица П.7.13

Выработки, закрепленные крепежными рамами

из железобетонных круглых стоек с верхняками

из металлических двутавровых балок

Сечение выработ- ки, м^2	Диаметр крепи, см	Значение $\alpha \cdot 10^4$, $\text{кн} \cdot \text{м}^4$, при продольном калибре крепи, равном				
		2	3	4	5	6
3	15	18	20	23	27	29
3	20	20	23	28	30	33
4	15	16	19	22	24	27
4	20	19	22	25	28	30
6	15	15	18	20	22	24
6	20	18	19	23	25	28
8	15	14	16	19	22	23
8	20	16	19	23	24	27

10	15	14	16	18	20	23
10	20	16	18	22	23	25
12	15	14	16	17	19	23
12	20	16	18	19	22	25
14	15	14	15	16	18	22
14	20	16	17	18	22	24

Таблица П.7.14

Выработки, закрепленные неполными крепежными рамами из круглого леса с одним рядом стоек посередине сечения

Диаметр стоек, см	Значение $\alpha \cdot 10^4$, $\text{к}\mu \cdot \text{м}^4$, при продольном калибре крепежных рам и стоек, равном					
	4		6		8	
18	54		50		47	
20	55		52		49	
24	57		54		51	

Примечание. Таблица составлена для сечения $S = 4 \text{ м}^2$; для $S = 6 \text{ м}^2$ значения коэффициентов следует уменьшить на 3.

П.7.5. Коэффициенты аэродинамического сопротивления горизонтальных и наклонных выработок, оборудованных конвейерами

Значения a_K в этих условиях определяются по формуле

$$a_K = a (S^3 / S_{ж}^3)$$

где a_K — коэффициент аэродинамического сопротивления выработки, оборудованной конвейером;

a — коэффициент аэродинамического сопротивления этой же выработки, но без конвейера; принимается в зависимости от типа крепи по таблицам данного каталога;

$S_{ж}$ — сечение выработки в свету (без сечения конвейера), m^2

Таблица П.7.15

Выработки без крепи или закрепленные бетоном, кирпичом, тубингами или блоками

Выработки	Коэффициент $\alpha \cdot 10^4, k\mu \cdot m^4$
Без крепи:	
пройденные вкрест простирания пород	10
то же по простиранию	8
штреки по углю правильной формы без подрывки	5-6
то же с подрывкой	7-8
печи, просеки	8
Закрепленные сплошным бетоном, металлобетоном или железобетоном:	
гладким (оштукатуренным)	3-4
негладким	5-7
Закрепленные кирпичом: неоштукатуренным	3-4
оштукатуренным	2,5-3
Закрепленные крепью:	

тубинговой гладкой КТАГ (НИИОМШС) и ГТК (КузНИИшахтострой)	5-6
блочной	5-6
Бутовая кладка	80-200

Таблица П.7.16

Выработки, закрепленные железобетонной рамной крепью

Крепь	Сечение выработки, м ²	Расстояние между осями рам или ширина плиты, м	Продольный калибр крепи	Коэффициент $\alpha \cdot 10^4$, кж · м ⁴
Железобетонная трапециевидная рамная из стоек и верхняков прямоугольного сечения с разгружающими консолями с железобетонными затяжками (выработка загромождена)	5,1	0,55	3,66	10,4
	5,1	0,75	5,00	12,9
	5,1	1,00	6,70	20,6
	5,1	1,14	7,70	18,6
	5,1	1,50	10,00	18,0
	4,8	1,00	6,67	20,8

Таблица П.7.17

Выработки, закрепленные арочной металлической крепью из специального взаимозаменяемого профиля прямого выгиба

Сечение выработки после осадки, м ²	Значение $\alpha \cdot 10^4$, кж · м ⁴ , при расстоянии между арками, м			
	0,5	0,75	1,0	1,2

4,9	21,0	20,0	19,0	19,0
5,2	21,0	20,0	19,0	19,0
6,9	22,0	20,0	20,0	19,0
7,1	22,0	21,0	20,0	19,0
8,9	23,0	21,0	20,0	20,0
11,2	23,0	21,0	20,0	20,0
12,7	23,0	21,0	20,0	20,0
16,4	22,0	20,0	19,0	19,0

Таблица П.7.18

Выработки, закрепленные арочной металлической
трехзвеньевой крепью из специального взаимозаменяемого
профиля обратного выгиба

Сечение выработки после осадки, м ²	Значение $\alpha \cdot 10^4$, к $\mu \cdot \text{м}^4$, при расстоянии между арками, м			
	0,5	0,75	1,0	1,2
4,9	17,0	17,0	16,0	16,0
5,2	18,0	17,0	16,0	16,0
6,0	18,0	17,0	17,0	16,0

7,1	19,0	18,0	17,0	16,0
8,9	19,0	18,0	17,0	17,0
11,2	19,0	18,0	17,0	17,0
12,7	19,0	18,0	17,0	17,0
16,4	18,0	17,0	16,0	16,0

Примечание. В выработках, закрепленных арочной 1 металлической крепью из специального взаимозаменяемого профиля обратного выгиба и дополнительными затяжками, закладываемыми за фланцы спецпрофиля, а снижается в 1,5 раза. При этом требуется точно выдерживать расстояние между арками ввиду малых размеров фланцев.

Таблица П.7.19

Выработки с новыми видами крепи

Вид крепи	Характеристика выработки	Сечение выработки, м ²	$\alpha \cdot 10^4$, кМ · м ⁴
Монолитный бетон	Имеются поперечные и продольные швы от опалубки, в выработке расположены кабельные кронштейны и две трубы диаметром 100 и 200 мм	13,5	5,4
Торкрет-бетон	Породы крепкие, трещиноватые, стенки весьма шероховатые; в выработке расположены четыре трубопровода, кабель со светильниками (через 10 м)	15,4	1
	Породы крепостью $f=8-12$, трещиноватые с углом падения $\beta=30-40^\circ$, шероховатость стенок мелкая, сглажена торкрет-бетоном, почва ровная	10,2	18,2

	Породы крепостью $f=8-12$, $\beta=50^\circ$, стенки очень шероховатые, мелкие выступы расположены против потока воздуха; в выработке расположены 2 трубопровода	7,6	18,8
Торкрет-бетон, два слоя	Породы крепостью $f=14-16$, $\beta=40-50^\circ$, сильно развита трещиноватость, мелкие выступы сглажены двумя слоями торкрет-бетона, в выработке расположены два трубопровода и три кабеля на крючьях	8,9	103
	Породы крепостью $f=16$, $\beta=52-55^\circ$, мелкозернистые, плотные, массивные, наблюдается зона рассланцевания, в выработке расположены пять кабелей на крючьях, через 10 м светильники, два трубопровода	15,8	14,6
Анкерная и торкрет-бетон	Кровля закреплена анкерами в пять рядов, бока и кровля покрыты торкрет-бетоном	163	15,7
Анкерная с проволочной сеткой и торкрет-бетоном	Породы крепостью $f=10-12$, $\beta=38-40^\circ$, трещиноватые, легко отслаиваются, стенки сильно шероховатые, почва ровная	9,9	11,8
Анкерная с проволочной сеткой	Породы крепостью $f=8-10$, трещиноватые, $\beta=40-70^\circ$, почва ровная. В выработке расположены два трубопровода, девять кабелей и светильники через 5 м. Висячий бок и кровля затянуты сеткой и закреплены шестью-восемью рядами анкеров	9,4	9,4

Анкерная	Породы крепостью $f = 8-10$, $\beta = 56-70^\circ$, выступы мелкие. Кровля закреплена пятью рядами анкеров	10,0	8,2
----------	--	------	-----

Примечание. 1. Для схем армировки стволов, не вошедших в Руководство, значение $a \cdot 10^4$ следует принимать по справочнику «Рудничная вентиляция» под редакцией К. З. Ушакова (М: «Недра», 1988). 2. Значения коэффициентов аэродинамического сопротивления для отдельных типов крепи, применяемых в бассейнах и не нашедших отражения в Руководстве, следует принимать по справочнику «Рудничная вентиляция».

ПРИЛОЖЕНИЕ 8. Определение устойчивости проветривания выемочного участка и оформление результатов проверки устойчивости

П.8.1. Пример определения устойчивости проветривания опытным путем

Порядок проведения измерений по определению устойчивости рассмотрим на примере 15-й восточной лавы (сложная диагональ 9-34-35-36) для условий шахты № 7-бис (рис. П.8.1).

Определяющими ветвями для сложной диагонали 9-34-35-36 являются шлюзы 34-35, 7-36 и двери в ходке водосборника 7-36. Два наблюдателя производят замеры скорости воздуха и определяют его направление в ветви 34-35.

Два других наблюдателя производят открывание сначала одних дверей, например, шлюза на штреке (7-36), затем других дверей в ходке водосборника (7-36) между стволами и т.д. Все замеры обрабатываются и сводятся в таблицу (см. настоящее Руководство, приложение 8) «Акта проверки устойчивости проветривания».

На основании анализа результатов измерения устанавливаем, что расход воздуха не только уменьшился более чем в два раза, но и имеет место опрокидывание струи в диагонали 9-34-35-36 при открывании дверей шлюза на штреке 7-34. Так как последние открываются довольно часто в связи с небольшим расстоянием между наклонными стволами при пропуске грузов, то воздух в лаве периодически изменяет направление движения.

Из-за трудности наблюдения за дверями в ходке водосборника последние также иногда бывают открыты, что приводит к прекращению движения воздуха в лаве. При открытых дверях шлюза 34-35 в лаве идет 62% расчетного воздуха.

Рассмотренные опрокидывания вентиляционной струи в 15-й восточной лаве могут иметь место при нормальном ведении эксплуатационных работ, то есть струя является неустойчивой по расходу и направлению (III категория).

Для обеспечения необходимой устойчивости струи в диагонали, то есть предотвращения ее опрокидывания при нормальном режиме проветривания, следует регулировочное окно с определяющей ветви 36-20 перенести на диагональ, устано-

Рис. П.8.1. Схема проветривания шахты № 7-бис: а — схема вентиляции шахты; б — схема вентиляционных соединений

вить его на ветви 35-36 (вентиляционный штрек); обеспечить механическую блокировку дверей шлюза на штреке между наклонными стволами (7-36), которая бы исключала одновременное открывание их, вывод информации о положении дверей на пульт диспетчера (оператора АКМ) и отключение электроэнергии с токоприемников на участке при одновременно открытых дверях шлюза; оборудовать дверь в ходке водосборника затвором, исключающим самопроизвольное ее открывание, и механической блокировкой.

Утверждаю Главный инженер шахты

«__» _____19_ г.

АКТ

проверки устойчивости проветривания

_____ лавы пласта _____

Комиссия в составе:

1. _____ председатель, нач.участка ВТБ
2. _____представитель ГВГСС
3. _____ горный мастер

В результате шахтного эксперимента (см. таб.) установила

№ п/п	Режим проветривания	Расход воздуха ($\text{м}^3/\text{с}$) и его направление (+, -)	В % от Q, рассчитанного по газу	Примечание
1.	Нормальный (фактический расход)			
2.	Открыты двери шлюза			
3.	Открыты двери шлюза			

что проветривание _____ лавы пласта

(устойчиво по расходу и направлению, неустойчиво по расходу, неустойчиво по расходу и направлению)

Для повышения устойчивости выполнить следующие мероприятия:

- 1.
- 2.
- 3.

Подписи

СОДЕРЖАНИЕ

1. Общие положения

1.1. Геологоразведочные организации

1.2. Угольные шахты

1.3. Проектные организации

1.4. Научно-исследовательские институты

1.5. Служба ГВГСС

2. Порядок проектирования вентиляции угольных шахт

2.1. Проектирование вентиляции новых шахт и на период строительства

2.2. Проектирование вентиляции реконструируемых шахт и новых горизонтов на действующих шахтах

3. Прогноз метанообильности выработок угольных шахт

3.1. Общие положения

3.2. Прогноз метанообильности тупиковых выработок

3.3. Прогноз метанообильности выемочного участка

3.4. Прогноз метанообильности шахты

4. Прогноз углекислотообильности выработок угольных шахт

4.1. Прогноз углекислотообильности тупиковых выработок

4.2. Прогноз углекислотообильности выемочных участков

4.3. Прогноз углекислотообильности шахты

5. Проектирование проветривания стволов и тупиковых выработок

5.1. Схемы проветривания стволов и тупиковых выработок

5.2. Расчет расхода воздуха для проветривания тупиковых выработок и вертикальных стволов

5.3. Выбор средств проветривания тупиковых выработок

6. Проектирование проветривания выемочных участков

6.1. Схемы проветривания выемочных участков

6.2. Расчет расхода воздуха для проветривания выемочных участков

6.3. Расход воздуха для проветривания выемочного участка при изолированном отводе МВС за его пределы, выбор средств отвода и меры безопасности

7. Максимально допустимая нагрузка на очистной забой по газовому фактору

7.1. Для очистных выработок типа лав по природной метаноносности угольных пластов

7.2. Для очистных выработок типа лав по фактической метанообильности

8. Проектирование проветривания шахты

8.1. Способы и схемы проветривания шахты

8.2. Расчет расхода воздуха для проветривания шахты в целом

8.3. Подача вентиляционных установок

8.4. Допустимые отклонения результатов измерений расхода воздуха от расчетных значений

9. Расчет депрессии шахт

9.1. Общешахтная депрессия

9.2. Размещение и расчет регуляторов расхода воздуха в горных выработках

10. Проектирование главных вентиляционных установок

10.1. Вентиляторы для одиночной работы

10.2. Вентиляторы для совместной работы

11. Устойчивость проветривания шахт

11.1. Основные понятия и определения

11.2. Определение устойчивости проветривания

11.3. Основные пути повышения устойчивости проветривания

12. Воздухонагревательные (калориферные) установки

12.1. Общие технические требования к воздушно-нагревательным установкам

12.2. Методика проектирования шахтных безвентиляторных и вентиляторных воздухонагревательных установок

13. Совершенствование вентиляции действующих шахт

14. Использование ЭВМ для расчета вентиляции угольных шахт

Приложение 1. Аэродинамические характеристики вентиляторов

Приложение 2. Классификация схем проветривания вентиляционных и выемочных участков

Приложение 3. Способы предупреждения и ликвидации слоевых и местных скоплений метана в горных выработках средствами вентиляции

Приложение 4. Методика расчета технических возможностей шахты по вентиляции

Приложение 5. Примеры расчета расхода воздуха для проветривания шахты и нагрузки на очистной забой

Приложение 6. Расчет депрессии канала вентиляционной и воздухонагревательной установки

Приложение 7. Каталог значений коэффициентов аэродинамического сопротивления горных выработок

Приложение 8. Определение устойчивости проветривания выемочного участка и оформление результатов проверки устойчивости