

К. З. УШАКОВ А. С. БУРЧАКОВ  
Л. А. ПУЧКОВ И. И. МЕДВЕДЕВ

# АЭРОЛОГИЯ горных предприятий

*Допущено Министерством высшего и среднего специального  
образования СССР  
в качестве учебника  
для студентов горных специальностей вузов*

Под редакцией проф., д-ра техн. наук  
*К. З. Ушакова*

ИЗДАНИЕ ТРЕТЬЕ.  
ПЕРЕРЕБОТАННОЕ И ДОПОЛНЕННОЕ



Москва "Недра" 1987

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

Рассмотрены состав и свойства шахтной атмосферы, законы движения воздуха в шахтах, процессы переноса газов, пыли и тепла в горных выработках. Описаны способы и технические средства вентиляции шахт, организация пылевентиляционной службы. Даны методы расчета и оценки надежности вентиляционных систем. Изложены основы проектирования вентиляции шахт. В третьем издании (2-е изд. — 1978) расширены практические аспекты рудничной аэрологии, учтены последние достижения в области пылегазодинамики; оно дополнено описанием основных источников движения воздуха в шахтах.

Для студентов вузов, обучающихся по всем горным специальностям подземной разработки месторождений полезных ископаемых.

Табл. 29, ил. 193, список лит.— 19 назв.

Рецензент: *Б. И. Медведев*, д-р техн. наук (Донецкий политехнический институт)

## ПРЕДИСЛОВИЕ

---

За время, прошедшее после выхода в свет второго издания настоящего учебника, аэрология горных предприятий обогатилась новыми сведениями. Поэтому при подготовке третьего издания учебника все разделы обновлены. В связи с большим значением в вентиляции шахт процессов переноса газов, пыли и тепла сведения о них значительно расширены, систематизированы и выделены в отдельную часть учебника. Полностью переработан раздел о надежности шахтных вентиляционных систем. Заново написан раздел, освещающий вопросы автоматизации управления вентиляцией (изложен современный подход к решению этой актуальной проблемы, приведены алгоритмы управления вентиляцией, описана соответствующая аппаратура). В третье издание учебника введен раздел «Источники движения воздуха в шахтах», в котором изложены основы теории современных шахтных вентиляторов и даны сведения о шахтных вентиляторах, естественной тяге и некоторых других источниках движения воздуха в шахтах.

Введение и разделы 2, 5, 6, 7, 9, 11, 14, 15, 16, 17, 18, 19, 30 написаны К. З. Ушаковым; 13 — К. З. Ушаковым и В. К. Ушаковым; 3, 22, 24 — А. С. Бурчаковым и А. Е. Пережиловым; 27, 29 — Л. А. Пучковым; 12 — Л. А. Пучковым и И. И. Медведевым; 1, 20, 23, 25, 26, 28 — И. И. Медведевым; 4, 8, 10, 21 — Т. П. Стефановым.

Рудничная аэрология — это отрасль горной науки, изучающая свойства рудничной атмосферы, законы движения воздуха, перенос его газообразных примесей, пыли и тепла в горных выработках и в прилегающем к выработкам массиве горных пород. Она является научной основой для разработки инженерных приемов, методов и средств вентиляции шахт.

Атмосфера (воздушная оболочка земли) — это среда жизнедеятельности человека. Ее газовый состав на земной поверхности характеризуется большим постоянством вследствие высокой подвижности воздуха и взаимной компенсации процессов выделения и поглощения газов. Поэтому на земной поверхности не возникает проблемы искусственного поддержания требуемого для жизнедеятельности человека газового состава воздуха. Однако в помещениях, отделенных от земной поверхности частично или полностью, действие указанных факторов ослабевает или прекращается вовсе, а изменения в них состава воздуха вследствие выделения и поглощения газов при протекании производственных процессов (или из-за присутствия в них людей) вызывают необходимость их вентиляции (обновления воздуха). Суть вентиляции помещения и состоит в подаче и распределении чистого (свежего) воздуха, а также в удалении загрязненного воздуха. Подземные выработки вследствие почти полной их изоляции от земной поверхности, наличия в них процессов поглощения кислорода и выделения газов (чуждых земной атмосфере), повышения температуры воздуха, отсутствия солнечного света (биологическое и гигиеническое действие которого велико) особо нуждаются в вентиляции. С необходимостью вентиляции подземных выработок люди столкнулись давно. Так, остатки римских рудников в Рио-Тинто (в Испании), действовавших около 2000 лет назад, свидетельствуют о том, что уже в то время более длинные штольни снабжались вентиляционными шурфами. Способы создания естественной тяги в шахтах описаны римским писателем Плинием старшим в «Естественной истории» (I в.). Сведения о вентиляции подземных выработок приводит писатель Георгий Агрикола в «Горном и заводском деле» (XVI в.). В тот период технические возможности вентиляции были весьма ограничены. Движение воздуха в шахтах происходило в основном под действием разности его плотностей (естественная тяга) или за счет энергии ветра, а средствами интенсификации вентиляции были меха, костры или печи, подогревавшие воздух, в результате чего усиливалось его естественное движение. Ограниченные возможности шахтной вентиляции сдерживали развитие горных работ. Возник первый вентиляционный барьер. Преодолеть этот барьер позволил механический вентилятор, изобретенный в 1832 г. в России генерал-лейтенантом кор-

пуса горных инженеров А. А. Саблуковым. Установка на шахтах механических вентиляторов позволила на значительный период снять ограничения на расширение масштабов горных работ по фактору вентиляции. Появление в шахтах выделений горючего и взрывчатого газа метана потребовало дальнейшей интенсификации вентиляции (случаи вспышек и взрывов метана в шахтах известны горнякам с XVI в.; в России впервые такой случай имел место в 1878 г. на угольной шахте в Донбассе). В настоящее время вследствие значительной глубины горных работ и большой нагрузки на забой в угольных шахтах выделяется большое количество метана (средняя метанообильность шахт Донецкого и Карагандинского бассейнов равна соответственно 30 и 90 м<sup>3</sup>/мин). Борьба с такими количествами газа традиционным способом (разбавлением метана воздухом и выносом из шахты вентиляционной струей) во многих случаях оказывается уже невозможным из-за необходимости подачи в шахты чрезвычайно большого количества воздуха и превышения допустимых скоростей его движения по выработкам. Вентиляция вновь стала фактором, сдерживающим развитие горных работ. Появился второй (газовый) вентиляционный барьер.

С углублением горных работ связано повышение температуры воздуха в горных выработках. Потребовалась разработка специальных средств воздухоохлаждения, без которых дальнейшее углубление горных работ стало невозможным. Появился третий (тепловой) вентиляционный барьер. Рудничная аэрология занята интенсивными поисками методов и средств преодоления указанных вентиляционных барьеров.

Системы вентиляции современных шахт характеризуются большой протяженностью выработок, сложностью вентиляционных сетей, большой мощностью главных вентиляторов. Суммарная протяженность выработок, по которым движется воздух, в современных шахтах может достигать 120 км, а их число — многих сотен. Для вентиляции крупных шахт подается 20—40 тыс. м<sup>3</sup>/мин воздуха (до 15 т воздуха на 1 т добываемого полезного ископаемого). Наиболее крупные главные вентиляторы имеют рабочее колесо диаметром около 5 м и двигатель мощностью до 4000 кВт. Они создают давление до 9000 Па при расходе воздуха до 600 м<sup>3</sup>/с. Только на шахтах Минуглепрома СССР и Минчермета СССР работают около 5000 главных вентиляторов, которые потребляют ежегодно около 7 млрд. кВт·ч электроэнергии. С точки зрения управления вентиляционные системы современных шахт являются одними из наиболее сложных технических систем.

Первым научным исследованием в области рудничной аэрологии, положившим начало ее развитию как науки, явился трактат М. В. Ломоносова «О вольном движении воздуха в рудниках примеченном» (1742 г.), в котором впервые была объяснена природа естественной тяги воздуха в шахтах и открыты законы ее проявления. В развитии рудничной аэрологии как науки

деятельное участие приняли русские ученые. Их приоритет неоспорим в решении таких узловых вопросов вентиляции шахт, как распределение газов в земной коре, виды связи газов с горными породами, прогноз газообильности шахт, методы управления выделением метана в шахтах, методы расчета аэродинамического сопротивления горных выработок при различных виде и конструкции их крепи, процессы переноса газов и пыли в горных выработках, процессы теплообмена в шахтах, методы проектирования вентиляции шахт, методы оценки надежности вентиляционных систем шахт.

В XIX в. начинается изучение свойств шахтной атмосферы на высоком научном уровне. Были выполнены многочисленные исследования (аэродинамического сопротивления выработок, состава шахтного воздуха и свойств выделяющихся в горные выработки газов, температуры горных пород и воздуха в горных выработках и влажности последнего), созданы приборы для соответствующих измерений. Из ученых этого периода следует отметить Узатиса (в России), Шандорффа (в Германии), Вуда (в Великобритании), изучавших состав шахтной атмосферы, Жирара, Добюиссона, Мюрга, Пти (во Франции) и Аткинсона (в Великобритании), исследовавших аэродинамическое сопротивление горных выработок. В начале XX в. начинается интенсивное развитие рудничной аэрологии в России. Этот период открывается фундаментальной работой А. А. Скочинского «Рудничный воздух и основной закон движения его по выработкам» (1904 г.), в которой обобщены многочисленные исследования состава и свойств шахтного воздуха и впервые применено к его движению известное уравнение Бернулли.

Деятельность профессора петербургского, затем московского горных институтов Александра Александровича Скочинского (1874—1960) занимает особое место в развитии рудничной аэрологии. Им выполнены обширные исследования по рудничной аэро- и газодинамике, шахтной атмосфере и методам ее контроля, внезапным выбросам угля и газа, шахтным пожарам, рудничной пыли. Им совместно с профессором ЛГИ В. Б. Комаровым написан учебник «Рудничная вентиляция», выдержавший три издания. За него авторам была присуждена Государственная премия СССР. Герой Социалистического Труда, лауреат Государственных премий СССР академик АН СССР А. А. Скочинский является основателем отечественной школы рудничной аэрологии. В 1930 г. в МГИ им создана кафедра рудничной вентиляции, которую он возглавлял почти четверть века. В 1938 г. по инициативе и при участии А. А. Скочинского создается институт Горного дела АН СССР, носящий ныне его имя. До конца своих дней А. А. Скочинский — директор этого института и руководитель отделения рудничной аэрологии.

Из русских ученых, внесших значительный вклад в развитие рудничной аэрологии в дореволюционный период, следует отметить Г. О. Чечотта, давшего решение простого диагональ-

ного соединения выработок, и Н. Н. Черницына, положившего начало научному изучению метана в угольных пластах и породах и его переноса в шахтных вентиляционных потоках.

Интенсивное развитие рудничной аэрологии в нашей стране начинается после Октябрьской революции. Характерной чертой научных исследований в этот период является то, что они ведутся коллективно, а их тематика направлена на решение насущных вопросов, выдвигаемых отечественной горной промышленностью. В СССР исследования по рудничной аэрологии ведут коллективы ИГД им. А. А. Скочинского, МакНИИ, ВостНИИ, ВНИИБТГ, ДонУГИ, КНИУИ, МГИ, ЛГИ, ДГИ, СГИ и других институтов. Важнейшими направлениями исследований рудничной аэрологии в нашей стране после 1917 г. являются следующие:

- изучение аэродинамического сопротивления горных выработок, их соединений и аэродинамики шахтных вентиляционных потоков;

- изучение состава газов, содержащихся в земной коре, процессов газовой выделения в горные выработки и переноса газов вентиляционными потоками, управление газовой выделением;

- исследование взрывчатых свойств шахтной пыли и разработка методов борьбы с нею;

- исследование теплового режима шахт, процессов теплообмена между шахтным воздухом и горными породами;

- разработка методов автоматического управления вентиляцией шахт;

- исследование особенностей и разработка методов вентиляции шахт при подземных пожарах, внезапных выбросах угля и газа и др.;

- исследование надежности шахтных вентиляционных систем и разработка методов ее оценки;

- разработка методов проектирования вентиляции шахт.

Большой вклад в развитие рудничной аэрологии в нашей стране внесли А. С. Попов, М. М. Протоdjяконов, В. Б. Комаров, Д. Ф. Борисов, А. И. Ксенофонтова, В. Н. Воронин, Ф. А. Абрамов, Л. Н. Быков, И. М. Печук, П. И. Мустель, А. М. Карнов, А. Н. Щербань, Г. Д. Лидин, А. Ф. Воропаев. Из зарубежных ученых следует отметить Будрика и Трутвина (ПНР), Стефанова (НРБ), Мак-Илроя, Ричардсона, Викаса, Хартмана (США), Хинслея, Скотта, Робертса (Великобритания), Пти (Франция).

Рудничная аэрология состоит из следующих основных разделов.

1. Шахтная атмосфера. В этом разделе рассматриваются изменения, происходящие в воздухе при его движении по горным выработкам, свойства составляющих шахтной атмосферы, поступление газов в шахтную атмосферу, шахтная пыль как причина взрывов и меры борьбы с ними, тепловой режим шахт и кондиционирование шахтного воздуха.

2. Шахтная аэромеханика. Здесь рассматриваются законы движения воздуха в шахтах, выделение и перенос газов и пыли вентиляционными потоками, теплообмен между воздухом и горными породами.

3. Вентиляция шахт. Раздел включает технические способы и средства обеспечения вентиляции шахт, контроль вентиляции и ее организацию на шахтах. Важной его частью является проектирование вентиляции шахт, базирующееся на материалах предыдущих разделов.

На многих шахтах процессы вентиляции определяют нагрузки на очистные забои и темпы проведения выработок. Особенностью горного производства являются постоянно меняющиеся условия работ. Горный инженер должен уметь предвидеть эти изменения и в короткие сроки принимать правильные решения по обеспечению рабочих мест требуемым количеством чистого воздуха и организации эффективного удаления вредных газов и пыли. В условиях возникновения таких аварийных ситуаций, как подземные пожары, взрывы, внезапные выбросы газа, принятый вентиляционный режим должен обеспечить спасение застигнутых аварией в шахте людей и ее быстрейшую ликвидацию.



# 1. ШАХТНАЯ АТМОСФЕРА

---

## 1. ШАХТНЫЙ ВОЗДУХ

### 1.1. Атмосферный воздух

Производительность труда, здоровье, а порой и жизнь трудящихся на шахтах зависят от состояния атмосферных условий — чистоты воздуха, его температуры и скорости движения.

Атмосферный воздух — это оболочка, окружающая Землю и состоящая из смеси газов и паров. Он находится в непрерывном движении. При этом изменяются его температура, давление и состав. Изменения температуры зависят от времени года, широты местности, высоты над уровнем моря и колеблются в широких пределах (от  $-80$  до  $+50$  °С). Давление атмосферного воздуха на уровне моря принято считать равным  $101,3$  кПа. В действительности же давление зависит от влажности воздуха, температуры, скорости перемещения воздушных потоков и изменяется в пределах  $80$ — $120$  кПа. С увеличением высоты над уровнем моря при прочих равных условиях атмосферное давление уменьшается.

За длительный период существования жизни на Земле установилось динамическое равновесие между процессами поглощения и выделения газов. Состав атмосферного воздуха практически постоянен (содержание азота, кислорода, аргона, углекислого газа равно соответственно  $70,08$ ;  $20,95$ ;  $0,93$  и  $0,03$  %, суммарное содержание гелия, неона, криптона, ксенона, озона не превышает  $0,01$  %). Главными источниками выделения кислорода являются планктонная пленка океана и растительный мир. Углекислый газ выделяется в результате деятельности вулканов, окислительных процессов в почве и др.

В атмосферном воздухе содержатся механические примеси (пыль, кристаллики льда, капельки влаги). Максимальные значения запыленности и задымленности атмосферного воздуха имеют место над материками и промышленными районами, а также в местах с засушливым климатом. Относительная влажность воздуха колеблется от нескольких десятков до ста процентов.

### 1.2. Изменение состава воздуха при его движении по горным выработкам

Атмосферный воздух, заполняющий горные выработки, называется рудничным, или шахтным. Состав и другие параметры шахтного воздуха отличаются от атмосферного. Если состав шахтного воздуха отличается незначительно, то такой воздух

называется свежим, или чистым. При существенном отличии состава шахтного воздуха от атмосферного воздух называется испорченным, или загрязненным. Выработки, по которым подается чистый воздух, называются воздухоподающими, а выработки, по которым удаляется испорченный воздух, — вентиляционными. Изменения состава воздуха при его движении по горным выработкам сводятся к уменьшению содержания кислорода и увеличению содержания углекислого газа, азота, метана, окиси углерода и других газов, а также пыли. Кроме того, меняется температура, влажность воздуха и атмосферное давление. Различают техногенные (зависящие от технологии ведения горных работ) и природные источники загрязнения воздуха. К техногенным источникам относятся производство взрывных работ, работа двигателей внутреннего сгорания, разрушение горных пород и полезного ископаемого в процессе отделения их от массива и др. Природными источниками являются обнаженные поверхности горного массива, отбитые куски угля и породы, минеральные источники, пересекаемые горными выработками, и др.

Содержание газов в воздухе характеризуется их концентрацией, равной отношению количества данного газа ко всему количеству газовой смеси (по объему или массе). Концентрация газа выражается также отношением его массы к объему смеси (мг/л). При известной концентрации газа по объему концентрация газа по массе (мг/л) определяется по формуле

$$C_m = 0,446 M c_{об},$$

где  $M$  — относительная молекулярная масса;  $c_{об}$  — концентрация газа по объему, %.

В связи с тем, что температура пород, начиная с некоторой глубины, имеет положительное значение, среднегодовая температура воздуха в шахтах выше, чем на поверхности. Максимальные сезонные и суточные колебания температуры воздуха наблюдаются в воздухоподающих выработках, минимальные — в вентиляционных. На большинстве шахт имеет место приток воды в горные выработки, поэтому влажность воздуха в них, как правило, выше, чем на поверхности. Особенно высока влажность воздуха на гидрощахтах и шахтах с гидротранспортом угля. На шахтах, где притока воды нет (каменшосоляные, калийные), влажность воздуха зависит от температуры горных пород и влажности воздуха на поверхности (летом она выше, зимой ниже).

Давление воздуха зависит от глубины разработки, чем больше глубина горных работ, тем выше давление. При достигнутой на шахтах глубине разработки оно достигает 120 кПа и более. На шахтах, расположенных в высокогорных районах, давление воздуха ниже, чем на уровне моря. Вентилятор, работающий на нагнетание, повышает давление воздуха в выработке, вентилятор, работающий на разрежение, понижает его.

### 1.3. Газообильность шахты

Газообильность характеризует интенсивность выделения газа в отдельную горную выработку, в пределах добычного участка, пласта, шахты в целом. Различают абсолютную и относительную газообильность. Абсолютной газообильностью шахты называется количество газа, которое выделяется в единицу времени во всех ее выработках. Абсолютная газообильность шахты ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) определяется по формуле

$$Q_a = Q_{\text{ш}}(c_k - c_n)/100,$$

где  $Q_{\text{ш}}$  — количество воздуха, поступающего в шахту,  $\text{м}^3$ ;  $c_n$  — содержание газа в поступающем в шахту воздухе, %;  $c_k$  — содержание газа в исходящей струе шахты, %.

Относительной газообильностью шахты называется количество газа, выделяющееся при добыче 1 т или  $1 \text{ м}^3$  горной массы в единицу времени. Относительная газообильность шахты ( $\text{м}^3/\text{т}$ ) определяется по формуле

$$Q_{\text{от}} = Q_{\text{г}}/A,$$

где  $A$  — производительность шахты,  $\text{т}/\text{мин}$ ;  $Q_{\text{г}}$  — количество газа,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

Газообильность шахты в значительной степени зависит от газоносности пород и полезного ископаемого. Газоносность — это количество газа ( $\text{м}^3$ ), содержащееся в 1 т или  $1 \text{ м}^3$  нетронутого массива в природных условиях. Газоносность пород зависит от генезиса месторождений. Породы и руды магматических месторождений характеризуются низкими коллекторскими свойствами, обусловленными их малыми пористостью, газопроницаемостью и сорбционной активностью. Для них характерно малое содержание газов, скопления которых приурочены к зонам тектонических нарушений. Такие породы содержат азот, углекислый газ, водород, незначительное количество метана и его гомологов, гелия, аргона и других газов. Осадочные породы (уголь, минеральные соли, марганцевые руды, бокситы, фосфориты и др.) характеризуются повышенной пористостью, высокой газопроницаемостью и сорбционной активностью, что обуславливает значительное содержание в них газов (в каменных углях содержание газов достигает  $50 \text{ м}^3/\text{м}^3$ ). Осадочные породы содержат углеводородные газы, углекислый газ, азот, сероводород, сернистый газ, аммиак, водород, примеси редких газов и окиси углерода. Метаморфические породы (кварциты, мрамор, графит, медные руды и др.) по газоносности занимают промежуточное положение между магматическими и осадочными породами.

Абсолютная газообильность угольных шахт достигает  $200 \text{ м}^3/\text{мин}$ , а относительная —  $250 \text{ м}^3/\text{т}$ . На некоторых полиметаллических шахтах абсолютная газообильность составляет  $0,5 \text{ м}^3/\text{мин}$ , а на золоторудных —  $2,5 \text{ м}^3/\text{мин}$ .

#### 1.4. Составные части воздуха

*Кислород* — газ без цвета, вкуса и запаха. Его плотность по отношению к воздуху равна 1,11, молекулярный вес — 32. При 0 °С и атмосферном давлении 101,3 кПа масса 1 л кислорода равна 1,43 г. Кислород плохо растворяется в воде (5 % по объему при 0 °С), легко соединяется со многими веществами. Водяные пары, которые играют роль катализатора окислительных процессов, повышают активность кислорода. Так, пламя окиси углерода при внесении в атмосферу абсолютно сухого кислорода немедленно гаснет. Кислород необходим человеку для дыхания. Если без пищи человек может жить 30—40, а без воды 10—12 дней, то без кислорода жизнь прекращается через 4—5 мин. Кислород, попадая через дыхательные пути в легкие, суммарная поверхность которых достигает 100 м<sup>2</sup>, проникает в кровь и разносится по всему организму. Из крови в легкие поступает углекислый газ, который удаляется при выдохе. В состоянии покоя человек потребляет около 0,3 л/мин кислорода, а при большой физической работе — 3—4 л/мин. Только 20 % содержащегося в воздухе кислорода усваивается организмом. Выдыхаемый воздух содержит около 21 % кислорода, а выдыхаемый — около 17 %. Количество выдыхаемого углекислого газа несколько меньше количества усвоенного кислорода. Отношение количества выдыхаемого углекислого газа к количеству усвоенного кислорода за равные промежутки времени называется дыхательным коэффициентом. Дыхательный коэффициент при умеренной работе < 1, при тяжелой > 1. В состоянии покоя человек делает 16—18 вдохов в минуту. Объем вдоха составляет 0,4—0,5 л, а количество потребляемого воздуха за минуту равно 8 л. При тяжелой работе частота вдохов увеличивается, а количество потребляемого воздуха достигает 130 л/мин. По Правилам безопасности на человека, работающего в подземных условиях, необходимо подавать 6 м<sup>3</sup>/мин свежего воздуха. Наилучшее усвоение организмом человека кислорода имеет место при парциальном давлении 21,3 кПа, что отвечает содержанию кислорода в воздухе 21 % при атмосферном давлении 101,3 кПа.

При повышении атмосферного давления (по мере спуска в шахту) парциальное давление кислорода растет, что воспринимается организмом как повышение содержания кислорода в воздухе. Вдыхание чистого кислорода при нормальном атмосферном давлении в течение 5—6 ч не вызывает отрицательных последствий для организма. Наблюдения показали, что 90 %-ное содержание кислорода вызывает нежелательные сдвиги в организме уже в конце первых суток (снижается температура тела, замедляется пульс и др.). Содержание в воздухе 40—60 % кислорода не вызывает вредного влияния на человека в течение многих часов (в некоторых случаях даже дней). При уменьшении атмосферного давления (например, при подъеме из шахты) парциальное давление кислорода уменьшается, что ощущается человеком

Таблица 1.1

Показатели	Высота над уровнем моря, км									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	
Атмосферное давление, кПа	101,3	89,9	75,5	70,1	61,6	54	47,2	41,1	35,6	
Парциальное давление, кПа	22,1	18,8	16,7	14,7	12,9	11,3	10	8,8	7,1	
Содержание кислорода в пересчете на давление 7,6 кПа, %	20,9	18,4	16,4	14,5	13,5	11,3	10	8,8	7,1	

как кислородная недостаточность. В табл. 1.1 приведены данные, характеризующие изменение атмосферного и парциального давления в зависимости от высоты над уровнем моря. Если состав атмосферного воздуха остается неизменным, а меняется только атмосферное давление, то человек может жить при парциальном давлении кислорода 8,6—12 кПа, что отвечает содержанию кислорода 9—12 %. Уменьшение содержания кислорода вначале приводит к возбуждению, повышенной говорливости, возникновению беспричинного веселья. Затем наступает угнетенное состояние (ощущается общая слабость, усталость, тяжесть во всем теле), развивается апатия, притупляется интерес к окружающему, возникает головная боль в височной, лобной и затылочной областях. При содержании кислорода 9—10 % кожа лица приобретает синюшный оттенок, повышается температура тела на 1—2 °С, появляются озноб, кровотечение из носа и легких, возникают слуховые и зрительные галлюцинации. В подземных условиях уже при содержании кислорода 17 % начинается одышка и сердцебиение, а при содержании кислорода 12 % наступает обморочное состояние и смерть. В непроветриваемых горных выработках (особенно в тупиковых) содержание кислорода может уменьшаться за счет окислительных процессов в течение нескольких суток до 3—5 %. В плохо проветриваемых выработках при выделении неядовитых газов из вмещающих пород и полезного ископаемого, а также в моменты внезапного выделения газов воздух настолько обедняется кислородом, что становится непригодным для дыхания. Вход в такие выработки опасен для жизни. По Правилам безопасности содержание кислорода в действующих выработках, куда разрешен допуск людей, должно быть не менее 20 %.

Азот является основной составной частью атмосферного воздуха. Это инертный газ без цвета, вкуса и запаха. Его плотность по отношению к воздуху равна 0,97, молекулярный вес — 28. При 0 °С и давлении 101,3 кПа масса 1 л азота равна 1,25 г. В 100 объемах воды может раствориться 1,54 объема азота (при температуре 20 °С). Содержание азота в воздухе находится на границе свободного горения (при увеличении его содержания на 3—4 %

свободное горение в атмосферном воздухе было бы невозможно). В виде сложных органических соединений (белковых веществ) азот входит в состав тканей растительных и животных организмов и играет важную роль в жизни природы. Азот всегда содержится в крови человека. С повышением атмосферного давления его содержание увеличивается. При внезапном уменьшении давления (аварийная ситуация в кессоне, быстрый подъем водолаза из воды на поверхность) в крови могут образоваться пузырьки азота, что вызывает кессонную болезнь и даже смерть. Насыщение организма азотом при высоком давлении вызывает токсичное действие. Чтобы избежать отрицательных последствий, режим декомпрессии строго регламентирован и контролируется, а при ведении работ под водой на большой глубине азот заменяют другими газами (например, гелием).

По данным Г. Д. Лидина, содержание азота в угольных пластах может достигать 2 м<sup>3</sup>/т. Газы, выделяющиеся из калийных пластов Старобинского месторождения, содержат в своем составе до 90 % азота. В газах, выделяющихся из угольных пластов Подмосковского бассейна, содержится 70—95 % азота. В действующих выработках содержание азота изменяется незначительно. В непроветриваемых выработках оно может достигать нескольких десятков процентов. Содержание азота в шахтном воздухе не нормируется.

*Углекислый газ* (газ без цвета) имеет слабокислый вкус. Его плотность по отношению к воздуху равна 1,52, молекулярный вес — 44. Масса 1 л углекислого газа равна при нормальных условиях 1,98 г. Он хорошо растворяется в воде (в 100 объемах воды при температуре 20 °С растворяется 88 объемов углекислого газа). Углекислый газ постоянно вырабатывается в организме человека в результате окислительных процессов и выполняет роль стимулятора дыхания. Увеличение углекислого газа в альвеолярном воздухе всего на 0,2 % вызывает возрастание вентиляции легких (частоты и глубины дыхания) в 2 раза. При уменьшении физической нагрузки дыхание нормализуется, так как сокращается выделение углекислого газа. При содержании углекислого газа в воздухе около 3 % дыхание учащается в 2 раза даже в состоянии покоя, а при содержании около 5 % — в 3 раза. При содержании же 5—8 % появляются признаки раздражения слизистой оболочки глаз и верхних дыхательных путей, головная боль, шум в ушах, возбуждение, головокружение, ощущение жара, сердцебиение, одышка, тошнота, повышение артериального давления. При 20 %-ном содержании (при работе в изолирующих респираторах) наблюдаются покраснение кожи, чувство покалывания. Содержание углекислого газа 20—25 % смертельно опасно. Основными источниками выделения углекислого газа на шахтах являются процессы гниения и окисления древесины и угля, разложение горных пород кислыми водами, выделение из пород и полезного ископаемого. Также источниками могут быть взрывы метана и угольной пыли, пожары. Более половины угольных

шахт Подмосковного бассейна имеют абсолютную углекислотообильность более 8000 м<sup>3</sup>/сут. На крупных шахтах Донбасса и Кузбасса абсолютная углекислотообильность достигает 200 000 м<sup>3</sup>/сут. В некоторых случаях на шахтах наряду с обычными выделениями углекислого газа наблюдаются внезапные его выделения. Внезапные выбросы углекислого газа значительной интенсивности происходят на угольных шахтах Франции, на калийных рудниках ПНР, ГДР, ФРГ. Так как углекислый газ в 1,5 раза тяжелее воздуха, то при малой скорости движения воздуха его концентрация в нижней части выработки может быть существенно выше, чем в верхней. Он может скапливаться в больших и опасных для жизни количествах в наклонных и вертикальных выработках у почвы. По Правилам безопасности содержание углекислого газа в воздухе не должно превышать следующих значений: на рабочих местах и в исходящих струях участков 0,5 %, в выработках с исходящей струей крыла, горизонта и шахты в целом 0,75 %, при проведении и восстановлении выработок по завалу 1 %.

### 1.5. Ядовитые примеси воздуха

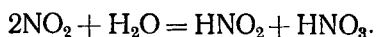
Ядовитыми примесями шахтного воздуха являются окись углерода, окислы азота, сернистый газ, сероводород и др. Ядовитые газы в незначительных количествах могут выделяться из вмещающих пород и полезного ископаемого, из минеральных источников, пересекаемых горными выработками. Большое количество ядовитых газов выделяется при ведении взрывных работ и работе машин с двигателями внутреннего сгорания. Содержание ядовитых газов в воздухе строго нормируется. Предельно допустимой концентрацией вредных веществ в воздухе рабочей зоны является такая концентрация, которая при ежедневной (кроме выходных дней) работе в течение 8 ч или при другой продолжительности (но не более 41 ч в неделю) в течение всего рабочего стажа не может вызвать заболеваний или отклонений в состоянии здоровья, обнаруживаемых современными методами исследований в процессе работы или в отдаленные сроки жизни настоящего и последующих поколений.

*Окись углерода* — газ без цвета, вкуса и запаха. Его плотность по отношению к воздуху равна 0,97, молекулярный вес — 28. Масса 1 л окиси углерода при нормальных условиях равна 1,25 г. В воде он растворяется плохо (в 100 объемах воды при температуре 20 °С растворяется три объема окиси углерода). Окись углерода горит и взрывается в смеси с воздухом при содержании 16,2—73,4 %. Температура воспламенения такой смеси находится в пределах 630—810 °С. Отравление человека окисью углерода происходит потому, что гемоглобин крови, содержащийся в красных кровяных клетках (эритроцитах), в 300 раз активнее соединяется с окисью углерода, чем с кислородом, что приводит к кислородному голоданию тканей. При содержании

в крови 10—20 % окиси углерода у человека учащается дыхание при работе, появляется легкая головная боль. В случае содержания в крови 20—40 % окиси углерода головная боль усиливается, появляются головокружение, психическое расстройство, общая слабость, тошнота, рвота, учащенное сердцебиение. При дальнейшем увеличении содержания в крови окиси углерода наступает обморочное состояние, а затем — смерть. Кроме острого отравления, возможно хроническое отравление окисью углерода при длительном пребывании человека в газовой среде с содержанием окиси углерода, большим санитарной нормы. При хронической интоксикации поражается центральная нервная система, ухудшается зрение (нарушение цветоощущения, сужение поля зрения), появляются боли в области сердца и гипертоническая болезнь. После взрывных работ люди могут быть допущены в забон при содержании окиси углерода или условной окиси углерода, не превышающем 0,008 % в условиях непрерывного проветривания выработки.

Предельно допустимая концентрация окиси углерода в воздухе действующих выработок равна 0,0017 %.

*Окислы азота.* Шахтный воздух может содержать окись азота NO, двуокись азота NO<sub>2</sub>, двучетыреокись азота N<sub>2</sub>O<sub>4</sub>, пятиокись азота N<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Окислы азота имеют темно-бурый цвет и резкий запах. Наиболее устойчивы в воздухе NO<sub>2</sub> и N<sub>2</sub>O<sub>4</sub>. Двуокись азота в 1,59 раза тяжелее воздуха. Она хорошо растворяется в воде, образуя азотную и азотистую кислоты. Процесс растворения идет в соответствии с реакцией



Двучетыреокись азота N<sub>2</sub>O<sub>4</sub> в 3,18 раза тяжелее воздуха. Она также хорошо растворяется в воде. Острое отравление человека окислами азота происходит в несколько стадий. В начальной стадии появляются небольшой кашель, слабость, головная боль. Через 30—60 мин наступает период мнимого благополучия — латентный (скрытый) период, который длится 3—6 ч и более. В это время начинается отек легких, который нарастает и вызывает боль в груди, кашель, усиление одышки, что может привести к смерти. Смертельное отравление вызывает содержание окислов азота в воздухе, равное 0,025 %. Допустимая концентрация газа в действующих выработках в пересчете на NO<sub>2</sub> равна 0,000 26 %.

*Сернистый газ* SO<sub>2</sub> — бесцветный газ с сильным раздражающим запахом и кисловатым вкусом. Он тяжелее воздуха в 2,3 раза. При 20 °С в одном объеме воды растворяется 40 объемов сернистого газа. Сернистый газ образуется при производстве взрывных работ, рудничных пожарах, окислении полисульфидов кислородом воздуха. Он выделяется из горных пород (при разработке богатых серой колчеданных и полисульфидных руд) и каменного угля. Сернистый газ ядовит, вызывает раздражение



верхних дыхательных путей и глаз, а при высокой его концентрации поражает легкие. В аварийных ситуациях при концентрации сернистого газа 0,05 % быстро наступает смерть от удушья. Запах сернистого газа ощутим при содержании его в воздухе 0,0005 %. Предельно допустимая его концентрация в воздухе равна 0,00038 %.

*Сероводород*  $H_2S$  — бесцветный газ с характерным запахом тухлых яиц. Он тяжелее воздуха в 1,19 раза. При температуре 20 °С в одном объеме воды растворяется 2,5 объема сероводорода. Сероводород горит и образует с воздухом (при 6 %-ном содержании) взрывчатую смесь. В шахтном воздухе сероводород является частым спутником сернистого газа, так как аналогично образуется при окислении полисульфидов и колчедана. Сероводород выделяется из пустот и трещин в нефтяных, озокеритовых и угольных шахтах. Образуется он также при гниении органических веществ и ведении взрывных работ. В случаях легкого отравления человека сероводородом наблюдается раздражение слизистой оболочки глаз и верхних дыхательных путей, появляются боль в глазах, светобоязнь, слезотечение, цветные круги вокруг источников света, кашель, стеснение в груди. При отравлении средней тяжести поражается нервная система, возникают головная боль, головокружение, слабость, рвота, оглушенное состояние. Тяжелое отравление сероводородом вызывает рвоту, нарушение сердечно-сосудистой деятельности и дыхания, обморочное состояние и смерть. У лиц, длительное время подвергающихся воздействию сероводорода, наблюдаются хронические заболевания глаз, желудочно-кишечные расстройства, нарушение сна, гипертоническая болезнь и др. Сероводород ощутим при содержании его в воздухе 0,0001—0,0002 %. Смертельно опасное отравление наступает при содержании 0,1 % даже при кратковременном воздействии. При большой концентрации запах сероводорода может не ощущаться вследствие паралича окончаний обонятельного нерва. Допустимое содержание его в воздухе 0,00071 %. По Правилам безопасности шахты, в которых обнаружено выделение сероводорода, относятся к опасным по газу. Такие шахты переводятся на газовый режим.

*Акролеин*  $CH_2=CHCHO$  — летучая жидкость (легко испаряющаяся) с запахом пригорелых жиров. Встречается в шахтном воздухе в тех случаях, когда используются машины с дизельными двигателями. Пары акролеина в 1,9 раза тяжелее воздуха и легко растворяются в воде. Акролеин оказывает на человека раздражающее действие. Даже кратковременное воздействие его на человека вызывает конъюнктивит (жжение в глазах, слезотечение), отек век, раздражение слизистой оболочки верхних дыхательных путей, чувство царапанья в горле, кашель. Возможны желудочно-кишечные расстройства, боли в животе, тошнота, рвота, посинение губ. В случаях тяжелого отравления наблюдаются похолодание конечностей, слюнотечение, замедление пульса, потеря сознания, смерть. Пребывание в атмосфере с содержанием акро-

ленна 0,014 % в течение 10 мин опасно для жизни. Предельно допустимое содержание акролеина в воздухе 0,0008 %. Борьба с акролеином осуществляется с помощью нейтрализаторов выхлопных газов.

*Формальдегид*  $\text{CH}_2\text{O}$  (муравьиный альдегид) — газ с резким неприятным запахом. Его плотность по отношению к воздуху равна 1,4. Он легко растворяется в воде. Выделяется он при работе двигателей внутреннего сгорания. Формальдегид оказывает раздражающее действие на слизистую оболочку глаз и органов дыхания, поражает центральную нервную систему, кожный покров. Предельно допустимое содержание его в воздухе равно 0,00040 %.

*Аммиак*  $\text{NH}_3$  — бесцветный газ с характерным резким запахом. Его плотность по отношению к воздуху равна 0,59. Аммиак хорошо растворяется в воде и в смеси с воздухом (при содержании 16—26 %) взрывается. Аммиак выделяется из апатито-нефелиновых пород, при ведении взрывных работ, тушении пожаров (от взаимодействия воды с раскаленным углем), повреждении холодильных машин, установленных на поверхности и предназначенных для охлаждения шахтного воздуха. Он ядовит, вызывает тяжелые ожоги слизистой оболочки верхних дыхательных путей, резкий отек языка, гортани, острый бронхит, падение артериального давления, возбуждение и бред, раздражение глаз, а при попадании в глаза — слепоту. Допустимое содержание аммиака в воздухе 0,002 %.

*Радон*  $\text{Rn}$  — бесцветный радиоактивный газ без запаха и вкуса, в 7,6 раза тяжелее воздуха, хорошо растворяется в воде. Радон является первичным продуктом распада радия с продолжительностью периода полураспада 3,8 сут. Он выделяется при разработке радиоактивных руд. При работе с радиоактивными веществами, помимо внешнего облучения, имеет место внутреннее облучение от попавших внутрь организма через легкие радиоактивных газов и пыли, а также через желудочно-кишечный тракт. Радиоактивные вещества, попавшие в организм, разносятся кровью по различным тканям и органам, становясь в последних источником внутреннего облучения. В результате воздействия различных ионизирующих облучений может возникнуть лучевая болезнь. Особенность биологического действия радиоактивных излучений состоит в том, что даже при опасной дозе излучения организм его не ощущает и неприятные последствия появляются спустя некоторое время. Для предотвращения отрицательного воздействия на человека ионизирующих излучений установлены допустимые дозы облучения (табл. 1.2).

*Водород*  $\text{H}_2$  — бесцветный газ с плотностью по отношению к воздуху, равной 0,07. Его плотность при нормальных условиях равна 0,09 кг/м<sup>3</sup>. При температуре воздуха 0 °С и давлении 101,33 кПа в одном объеме воды растворяется 2,1 % водорода. Он горит и взрывается при концентрации его в воздухе 4—74 %. Температура воспламенения водорода на 100—200 °С ниже тем-

Таблица 1.2

Категория лиц, подвергающихся облучению	Допустимая доза внешнего облучения всего организма, бэры	
	за неделю	за год
А. Работающие непосредственно с источниками ионизирующего облучения	0,1	5
Б. Работающие в помещениях, смежных с теми, в которых ведутся работы с источниками излучения	0,01	0,5
В. Все население, проживающее на территории, граничащей с санитарной зоной	0,001	0,05

Примечание. Бэр (биологический эквивалент рада) — поглощенная доза любого ионизирующего излучения, вызывающая такой же биологический эффект, как доза в 1 рад рентгеновского или  $\gamma$ -излучения; рад — поглощенная доза ионизирующего излучения, равная 0,01 Дж и приходящаяся на 1 кг облученного вещества.

температуры воспламенения метана. Водород легче других газов диффундирует через пористые перегородки. В шахтный воздух он выделяется из пород, калийных руд и угля (при средней степени метаморфизма) и образуется в шахтах при зарядке аккумуляторных батарей. Шахты (разрабатывающие рудные, нерудные или россыпные месторождения), в которых хотя бы на одной из залежей обнаружен водород, относятся к опасным по газу и делятся на следующие четыре категории.

Категория шахт	I	II	III	Сверхкатегорные
Количество горючих газов (метан и водород), выделяющееся за сутки и приходящееся на 1 м <sup>3</sup> среднесуточной добычи горной массы, м <sup>3</sup>	≤7	7—14	14—21	>21

При делении шахт на категории принимается, что 1 м<sup>3</sup> водорода эквивалентен 2 м<sup>3</sup> метана. Допустимая концентрация водорода в воздухе 0,5 %.

### 1.6. Способы измерения содержания газов в воздухе

Своевременное обнаружение в шахтном воздухе опасных отклонений от допустимой Правилами безопасности концентрации газов позволяет принять меры по их устранению и восстановить безопасные условия труда. Контроль за составом и содержанием газов в воздухе может осуществляться непрерывно и эпизодически. В зависимости от назначения приборы газового контроля (газоанализаторы) подразделяются на переносные (индивидуальные), стационарные и встроенные. Переносные

приборы служат для эпизодического контроля содержания газов в местах работы людей, а стационарные — для непрерывного контроля содержания газов в наиболее характерных узловых местах горных выработок. Последние обеспечивают отключение электрооборудования в случае превышения допустимой Правилами безопасности концентрации газов. Встроенные в горные машины приборы сигнализируют о содержании газов в воздухе и отключают их, если концентрация газов превышает допустимую. По принципу действия газоанализаторы подразделяются на химические, физические и физико-химические.

Химические газоанализаторы ГХ-4, ГХ-5, ГХ-6, УГ-2 и другие основаны на принципе взаимодействия газа и реактива, помещенного в специальные трубки. Реактив под воздействием газа, содержащегося в воздухе и прокачиваемого через трубку, меняет цвет. Химические газоанализаторы служат для экспресс-определения малых концентраций окиси углерода, окислов азота, сероводорода, сернистого газа и др. Они состоят из набора стеклянных индикаторных трубок и мехового аспирационного насоса, с помощью которого исследуемый воздух прокачивается через трубку. Каждый реактив предназначен для определенного газа. По длине столбика реактива, изменившего свой цвет, определяется концентрация газа (шкала концентраций имеется на стекле трубочки). Под действием окиси углерода реактив приобретает светло-зеленый цвет, под действием сероводорода — коричневый, под действием окислов азота — сине-зеленый, под действием сернистого газа — темно-синий, под действием углекислого газа — белый. С помощью газоанализатора ГХ-5 определяется содержание только углекислого газа, ГХ-6 — кислорода. Универсальным газоанализатором УГ-2 можно определять содержание окиси углерода, окислов азота, сероводорода, сернистого газа, хлора, паров бензина, бензола, этилового эфира, ацетилен, толуола, ксилола, углеводородов, нефти. Достоинство этих газоанализаторов заключается в том, что они позволяют быстро (в течение 1—5 мин) определить концентрацию газа. Недостатком их является малая точность определения (допустимая погрешность измерения  $\pm 25\%$ ).

Газоанализаторы, основанные на принципе использования физических свойств газов, подразделяются на оптические (интерферометрические), оптико-акустические, термокондуктометрические. Кроме того, известны газоанализаторы, основанные на акустическом принципе и на газочувствительных полупроводниках. Действие интерференционных газоанализаторов основано на измерении смещения интерференционных полос, вызванного различной оптической плотностью исследуемого газа и эталонной газовой смеси. Смещение интерференционных полос оценивается шкалой, проградуированной в объемных процентах измеряемого газа. Наибольшее применение на шахтах нашей страны получили интерферометры типа ШИ. Интерферометры ШИ-10 и ШИ-11 предназначены для измерения концентрации метана и углекис-

лого газа (в пределах 0—6 % по объему) при раздельном и совместном их наличии в воздухе. Интерферометр ШИ-7 предназначен для измерения концентрации метана и углекислого газа в пределах 0—100 % по объему. Он используется для измерения концентрации газа в дегазационных трубопроводах и в воздухе при внезапных выбросах и суфлярных выделениях, а также в других случаях, когда содержание газа в воздухе превышает 6 %. В случаях совместного наличия в воздухе водорода и углекислого газа используется интерферометр ГИК-1. Аналогичные интерферометры выпускаются за рубежом (в Японии, ПНР). К достоинствам интерферометров можно отнести высокую степень безопасности, а также достаточную для практических целей точность замеров взрывоопасных газов.

Из газоанализаторов, основанных на физико-химических свойствах газов, наибольшее применение получили газоанализаторы, основанные на термокаталитическом принципе. Суть этого принципа заключается в измерении тепла, выделяющегося при окислении горючих газов на поверхности каталитически активного элемента. В качестве термосопротивления используется либо платина, либо пелистор (состоящий из платиновой спирали, покрытой термостойким слоем из окиси алюминия), на который нанесен активный катализатор (палладий или торий). Пелистор требует меньшего расхода энергии и реакция окисления метана идет при более низкой температуре (500—600 °С). Этот принцип положен в основу газоанализаторов ИМС-1, СШ-2, СМП-2, СМП-1, СМС-1, АМТ-2, АМТ-3, используемых для определения концентрации метана или наличия его в воздухе.

Принцип действия термоиндуктометрических газоанализаторов основан на использовании разницы в теплопроводных свойствах метана и воздуха. Коэффициент теплопроводности метана на 30 % больше коэффициента теплопроводности воздуха. Эти газоанализаторы используются в основном для замеров высокой концентрации метана. На термоиндуктометрическом принципе основан переносный хроматограф, используемый для определения концентрации метана, углекислого газа, окиси углерода, водорода, кислорода, этана и бутана.

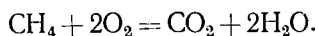
Оптико-акустические газоанализаторы основаны на принципе поглощения инфракрасного излучения. Анализируемый газ, поглощая инфракрасное излучение, при прерывистом облучении будет периодически нагреваться и охлаждаться. Колебание температуры вызывает колебание давления, которое фиксируется конденсаторным микрофоном. По величине давления определяется концентрация газа. Этот принцип используется в лазерных газоанализаторах.

Разрабатываются газоанализаторы, основанные на использовании газочувствительных полупроводниковых элементов. Детекторы из полупроводников используются для определения концентрации метана, этана, ацетилен, окиси углерода, водорода, углекислого газа и др.

## 2. МЕТАН

### 2.1. Физико-химические свойства метана

Метан (СН<sub>4</sub>) — газ без цвета, вкуса и запаха, является основной составной частью рудничного газа в угольных шахтах, представляющего собой смесь газов, выделяющихся в горные выработки из пород и полезного ископаемого. Состав рудничного газа зависит от свойств горных пород. В угольных шахтах он состоит в основном из метана (до 100 %) с примесью углекислого газа (до 5 %), азота (несколько процентов), водорода и гомологов метана (1—4 %), окиси углерода (0,5—1,5 %). Плотность метана по отношению к воздуху равна 0,5539. Относительная молекулярная масса равна 16,03. 1 л метана при нормальных условиях имеет массу 0,716. При температуре 20 °С и нормальном давлении в одном объеме воды растворяется 0,035 объема метана. При обычных условиях метан весьма инертен и соединяется только с галоидами. В небольших количествах метан безвреден. Повышение содержания метана в воздухе опасно из-за уменьшения содержания кислорода, вытесняемого метаном. Однако при содержании в воздухе 50—80 % метана и нормальном содержании кислорода он вызывает сильную головную боль и сонливость. Примесь к метану этана и пропана придает воздуху слабое наркотическое свойство. Метан горит бледно-голубоватым пламенем, которое использовалось при определении содержания метана в воздухе с помощью пламенных бензиновых ламп (содержание метана определяется по высоте пламени метана над прикрученным пламенем лампы). Горение метана происходит в соответствии с реакцией



В подземных выработках горение метана часто происходит в условиях недостатка кислорода, что приводит к образованию окиси углерода. В этом случае имеет место реакция



Температура воспламенения метана 650—750 °С. Она зависит от содержания метана в воздухе, состава и давления воздуха, а также от источника воспламенения. Теплота горения метана  $78470 \cdot 10^3$  Дж/кг.

Метан образует с воздухом горючие и взрывчатые смеси (рис. 2.1). При содержании метана в воздухе до 5 % он горит около источника тепла, 5—14 % взрывается, а более 14 % не горит и не взрывается, но может гореть у источника тепла при притоке кислорода извне. Сила взрыва зависит от количества участвующего в нем метана. Взрыв имеет максимальную силу при содержании в воздухе 9,5 % метана. При большем содержании метана в воздухе часть его остается несгоревшей из-за недостатка кислорода. Вследствие высокой теплоемкости метана эта его

часть охлаждает пламя взрыва. При содержании в воздухе метана более 14—16 % происходит его полное самогашение, т. е. взрыв не возникает. Наиболее легко воспламеняется метано-воздушная смесь, содержащая 7—8 % метана. Минимальное содержание в смеси (%) нескольких близких по составу горючих компонентов (например, метана, этана, водорода и др.), при котором смесь взрывается, определяется по формуле Лешателье

$$c_c = \frac{100}{\frac{c_1}{N_1} + \frac{c_2}{N_2} + \dots + \frac{c_m}{N_m}}, \quad (2.1)$$

где  $c_1, c_2, \dots, c_m$  — содержание каждого горючего компонента смеси (при условии, что суммарное содержание всех горючих компонентов равно 100), %;  $N_1, N_2, \dots, N_m$  — минимальное содержание каждого горючего компонента в воздухе нормального состава, при котором смесь взрывается, %.

Пределы взрывчатости метано-воздушной смеси расширяются с повышением ее начальной температуры и давления. Так, при начальном давлении 1 МПа смесь взрывается при содержании метана 5,9—17,2 %. Воспламенение метана происходит через некоторый промежуток времени после возникновения контакта с источником тепла, называемый индукционным периодом. Продолжительность индукционного периода быстро уменьшается при повышении температуры воспламенения и незначительно увеличивается при увеличении содержания метана в воздухе (табл. 2.1). Изменение атмосферного давления в шахтных условиях практически не оказывает влияния на продолжительность индукционного периода. Наличие индукционного периода создает условия для предупреждения воспламенения метана при применении предохранительных ВВ. При этом время остывания продуктов взрыва ниже температуры воспламенения метана должно быть меньше продолжительности индукционного периода. Температура продуктов взрыва метана в неограниченном объеме достигает 1875 °С, а внутри замкнутого объема — 2150—2650 °С. Давление воздуха в месте взрыва в среднем в 8 раз превосходит начальное давление метано-воздушной смеси до взрыва. Предварительное сжатие смеси распространяющейся взрывной волной способствует развитию высокого давления взрыва (3 МПа и более),

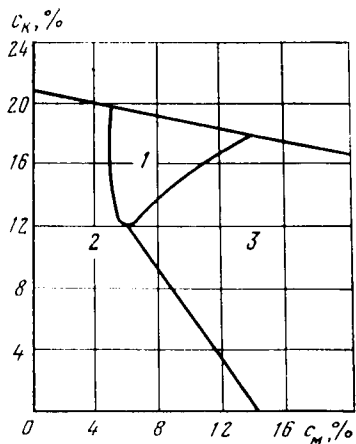


Рис. 2.1. График к определению взрывчатости смесей метана с воздухом ( $c_k$  — содержание кислорода;  $c_m$  — то же, метана): 1 — взрывчатая смесь; 2 — невзрывчатая смесь; 3 — смесь, могущая стать взрывчатой при добавлении свежего воздуха

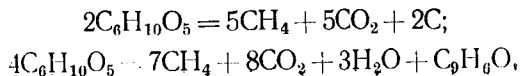
Таблица 2.1

Содержание метана в воздухе, %	Продолжительность индукционного периода (с) при температуре воспламенения, градусы				Содержание метана в воздухе, %	Продолжительность индукционного периода (с) при температуре воспламенения, градусы			
	775	875	975	1075		775	875	975	1075
6	1,08	0,35	0,12	0,039	9	1,30	0,39	0,14	0,044
7	1,15	0,36	0,13	0,041	10	1,40	0,41	0,15	0,049
8	1,25	0,37	0,14	0,042	12	1,64	0,44	0,16	0,055

Скорость распространения взрывной волны вдоль выработки при увеличении содержания метана более 5—6 % сначала возрастает, а при дальнейшем увеличении содержания метана до 14—15 % она уменьшается до нуля. При наличии холодных поверхностей на пути движения взрывной волны скорость ее распространения уменьшается, а препятствия (сужения, выступы, отдельные предметы и др.), способствуя повышению давления, вызывают ее увеличение. При взрыве метана она увеличивается от нескольких десятков до нескольких сотен метров в секунду. Взрыв метана в шахтах вызывает прямой и обратный удары. Прямой удар представляет собой распространяющуюся от источника воспламенения к периферии взрывную волну, воспламеняющую все более удаленные от центра взрыва объемы метана. Обратный удар представляет собой взрывную волну, распространяющуюся к центру взрыва вследствие возникающего там разрежения после остывания продуктов взрыва и конденсации образующихся при взрыве паров воды. Обратный удар слабее прямого. В соответствии с этим различают первичное и вторичное пламя. Первичное пламя — пламя взрыва. Вторичное пламя возникает в результате дожигания оставшегося на пути взрыва метана при притекании к нему кислорода из прилегающих выработок.

## 2.2. Происхождение метана и виды связи его с горными породами

Процессы образования метана протекали одновременно с формированием пластов угля и метаморфизмом первичного органического вещества. В процессе образования углей в результате метаморфизма первичной органической массы, покрытой наносами и лишенной доступа кислорода, происходило образование метана, его высших гомологов, сероводорода, аммиака и водорода. Существенную роль при этом играли процессы брожения, вызываемые деятельностью анаэробных бактерий. Разложение клетчатки, как отмечал акад. А. А. Скочинский, происходило в соответствии с реакциями:





Подобные процессы метанообразования возможны и в иных условиях при разложении органических веществ без доступа кислорода (месторождения нефтяные, каменносоляные, стронцианитовые, серные, глиняные, гематитовые, болота, пруды).

В породах метан находится в свободном и сорбированном состояниях. На глубоких горизонтах, где давление газа достигает 5 МПа, основное количество метана находится в сорбированном состоянии. Различают три вида связи газа с твердым веществом: адсорбцию (соединение молекул газа с поверхностью твердого вещества под действием сил молекулярного притяжения), абсорбцию (проникновение молекул газа в твердое вещество без химического взаимодействия и образование «твердого раствора») и хемсорбцию (химическое соединение молекул газа и твердого вещества). Основное количество сорбированного породами метана находится в адсорбированном состоянии. При повышении давления количество сорбированного метана увеличивается, а при повышении температуры оно уменьшается. Сорбционная способность углей значительно выше, чем пород. С повышением степени метаморфизма угля она увеличивается. Сорбционная способность углей при данной температуре зависит от давления газа и описывается уравнением Лэнгмюра

$$p/x = (1/ab) + (p/b), \quad (2.2)$$

где  $p$  — давление газа, Па;  $x$  — количество сорбированного газа, см<sup>3</sup>/г;  $a$ ,  $b$  — коэффициенты Лэнгмюра, имеющие размерность соответственно Па<sup>-1</sup> и см<sup>3</sup>/г.

### 2.3. Метаноносность и метаноемкость угольных пластов и пород

Метаноносность — количество метана, содержащееся в природных условиях в единице массы (м<sup>3</sup>/т) или объема (м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>) угля или породы.

Метаноемкость — максимальное количество метана, которое может поглотить единица массы (м<sup>3</sup>/т) или объема угля или породы при данных давлении и температуре. Метаноемкость определяется в лабораторных условиях. Метаноносность меньше метаноемкости вследствие миграции метана в горном массиве и выделения его из массива в атмосферу на поверхности.

Основными факторами, определяющими метаноносность угольных пластов, являются их степень метаморфизма, сорбционная способность, пористость, газопроницаемость, влажность, генезис, глубина залегания, гидрогеология и угленасыщенность. С увеличением степени метаморфизма угля возрастает количество образовавшегося в нем метана (объем образовавшегося метана может в несколько десятков раз превышать объем угля). Пористостью угля определяется количество газа, находящееся в свободном и сорбированном состояниях. Чем выше пористость угля, тем больше газа в нем может содержаться при прочих рав-

ных условиях. С увеличением степени метаморфизма угля она уменьшается. Пористость углей отечественных месторождений находится в пределах 1—5 %, а пористость пород — в пределах 0—6 %.

Содержащаяся в горной массе влага частично заполняет поровое пространство, в результате чего уменьшается его объем. Известны случаи повышения гигроскопической влажности свежедобытого угля после его дегазации, что объясняется вытеснением находящейся в порах воды перешедшим в свободное состояние газом.

Повышенная газопроницаемость способствует дегазации месторождения и уменьшению его метаноносности. Газопроницаемость углей выше, чем пород. По мере увеличения степени метаморфизма она уменьшается. В направлении напластования газопроницаемость углей в 10 раз (и более) выше, чем в направлении, перпендикулярном к напластованию. С увеличением горного давления и влажности газопроницаемость углей уменьшается.

Газоносность месторождений зависит от угла падения пластов (пологие пласты более газоносны, чем крутые при прочих равных условиях). Метаноносность угольных пластов увеличивается с ростом глубины залегания по зависимости, близкой к гиперболической. В пределах изученных глубин она может достигать 35 м<sup>3</sup>/т. Метаноносность пород достигает 6 м<sup>3</sup>/т. Имеются данные, свидетельствующие об уменьшении темпа роста газоносности с глубиной и даже о ее уменьшении на достаточно большой глубине. По данным Б. М. Косенко, в Донбассе газоносность каменных углей и антрацитов достигает своего максимума на глубине 600—1300 м. При дальнейшем увеличении глубины она уменьшается. По данным М. А. Ермакова, в Карагандинском бассейне максимальная газоносность наблюдается на глубине примерно 500 м. Это явление связано с уменьшением сорбционной способности углей при повышении температуры с глубиной и с потерей антрацитами способности генерировать метан при увеличении степени метаморфизма.

Вековое движение метана из недр к поверхности и движение атмосферного воздуха в обратном направлении обусловили образование в земной коре азотно-углекислой, азотной, азотно-метановой газовых зон.

При обводненности месторождений создаются условия для выноса метана подземными водами в результате его растворения.

Угленасыщенность продуктивных отложений месторождения (количество содержащегося в них углекислого вещества) характеризует общие запасы метана, сохранившиеся в месторождении (чем она выше, тем при прочих равных условиях большее количество газа находится в угольных пластах и вмещающих породах и тем больше доля газа, заключенная в пластах). Коэффициент угленосности для Донецкого, Кузнецкого и Карагандинского бассейнов равен соответственно 0,62; 1,6 и 5 %. Наиболее метано-

носными являются Кузнецкий, Карагандинский и Донецкий (юго-западная часть) угольные бассейны и Егоршинское месторождение, где выделение метана в выработки начинается уже с глубины 50—100 м. Менее метаноносны месторождения Партизанское (Приморский край) и Сахалинское, а также месторождения Тунгусского бассейна, Средней Азии, Кавказа и районов многолетней мерзлоты в Печорском бассейне. Наименее метаноносны Челябинское и Кизеловское месторождения. Подмосковский бассейн имеет незначительную метаноносность.

#### 2.4. Виды выделения метана в шахтах

В горных выработках метан выделяется с обнаженных поверхностей угольных пластов, из отбитого угля, выработанного пространства и в небольших количествах с обнаженных поверхностей пород. Различают обыкновенное, суфлярное и внезапное (внезапный выброс) выделения метана с обнаженных поверхностей угля. Обыкновенное выделение метана происходит с обнаженных поверхностей угольного массива через мелкие (невидимые) трещины. Оно тем больше, чем выше газоносность и газопроницаемость угля и газовое давление. В первый период после вскрытия пласта выделение метана происходит весьма интенсивно (5—50 л/мин с 1 м<sup>2</sup> обнаженной поверхности пласта). Затем интенсивность выделения метана быстро уменьшается и через 6—12 мес оно практически прекращается. Выделение метана с обнаженной поверхности пласта зависит также от производственных процессов, изменяющих условия дегазации массива. Например, при отбойке угля и бурении скважин возможно значительное выделение метана вследствие быстрого обнажения почти недегазированных участков пласта. Поэтому Правила безопасности требуют, чтобы на участках с абсолютной метанообильностью 3 м<sup>3</sup>/мин и более, а также в условиях пластов, опасных по внезапным выбросам и суфлярным выделениям метана (т. е. в условиях, когда обнажение малодегазированных участков пласта может привести к значительному увеличению выделения метана), в очистных выработках у комбайнов и врубовых машин должен осуществляться автоматический контроль содержания метана. При обнаружении у комбайнов, врубовых машин и буровых станков концентрации метана 2 % и более необходимо прекратить работу машин и подачу напряжения на питающий электрический кабель. Возобновление работы машин допускается лишь после снижения концентрации метана до 1 %.

Значительно увеличивается выделение метана при отбойке угля взрывным способом вследствие быстрого обнажения и дробления малодегазированного массива угля. При использовании отбойных молотков заметного повышения выделения метана не наблюдается.

Суфлярным называется выделение метана из крупных (видимых) трещин и пустот в горном массиве. Дебит их может дости-

гать десятков тысяч кубометров в сутки, а продолжительность действия — нескольких лет. Они представляют опасность вследствие неожиданности их проявления и являются причиной образования слоевых скоплений в выработках. Суффлярные выделения могут быть природного и эксплуатационного происхождения. Природные суффляры встречаются в зонах геологических нарушений пликативного и дизъюнктивного характера. В зонах пликативных нарушений продолжительность действия суффляров больше, а дебит меньше, чем в зонах дизъюнктивных нарушений. Они наблюдаются при первом обрушении основной кровли. Для борьбы с суффлярами осуществляется предварительная дегазация массива (путем применения передового бурения, опережающей отработки защитных пластов, соответствующего способа управления кровлей), увеличивается количество воздуха, подаваемое в опасные по суффлярным выделениям выработки, производится каптирование газа. При каптировании газа у устья суффляра сооружается герметичный киоск (из кирпича или бутового камня), из которого газ по трубопроводу отводится или в общую исходящую струю крыла (шахты), или на поверхность.

При внезапном выбросе из угольного пласта в выработку за короткий промежуток времени выделяется большое количество газа и выбрасывается значительное количество угольной (иногда и породной) мелочи. В пласте при этом образуются пустоты различной формы (рис. 2.2), а выработка заполняется угольной мелочью и газом на десятки и сотни метров от забоя. Количество метана, выделяющееся при выбросе, может достигать 50 тыс. м<sup>3</sup> и более, а количество горной массы — 15 тыс. т. В нашей стране наиболее опасны по внезапным выбросам угольные пласты в Донбассе, где происходит свыше 85 % всех выбросов (в 1973 г. на шахте им. Ю. А. Гагарина при выбросе выделилось до 180 тыс. м<sup>3</sup> метана и было вынесено в выработку до 14 тыс. т угля).

Примерно такой же объем газа был зафиксирован при внезапном выбросе на шахте «Северная» в Печорском бассейне, а на шахте «Коксовая» в Кузбассе было выброшено свыше 60 тыс. м<sup>3</sup> газа. Количество выброшенной породы на шахтах СССР достигает 50 м<sup>3</sup> (Воркута). Внезапные выбросы угля и метана наблюдаются на Урале, в Кузнецком, Карагандинском и Печорском бассейнах. Внезапные выбросы обычно происходят при вскрытии опасных пластов и пересечении зон геологических на-

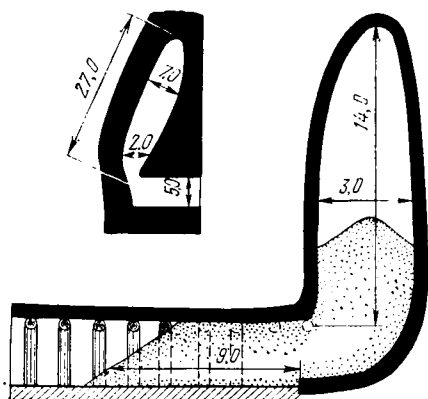


Рис. 2.2. Формы пустот в угольных пластах, образовавшихся в результате внезапного выброса угля и газа

рушений. В самом пласте выбросы угля и газа приурочены чаще к участкам пласта или пачкам угля, имеющим пониженную прочность и слабый контакт с вмещающими породами. Опасность выбросов увеличивается с повышением газоносности пластов, т. е. с увеличением глубины горных работ. Внезапным выбросам обычно предшествуют следующие признаки: удары, толчки, гул в массиве угля, осыпание забоя, отскакивание кусочков угля, выжимание угля, повышение выделения метана. Развитию внезапных выбросов способствуют сотрясения, вызываемые работой ударных инструментов, взрывные работы, появление зон концентрации напряжений (в острых углах и уступах).

Внезапные выбросы, как правило, под действием горного давления вызывают разрушения больших участков пласта, прилегающих к плоскостям обнажений. При этом происходит быстрое перемещение зоны опорного давления в глубь массива. Участки пласта, ранее находившиеся за пределами зоны опорного давления (и вследствие этого почти недегазированные), разгружаются от давления и разрушаются, в результате чего сорбированный углем газ быстро переходит в свободное состояние и интенсивно выделяется в выработку. При больших значениях газоносности и газового давления освобождающаяся в процессе десорбции энергия газа и потенциальная энергия состояния пласта на рассматриваемом участке могут вызвать дробление угольного массива и вынос в выработку значительного количества угля. При движении угля в направлении действия силы тяжести в вертикальных пустотах последняя способствует развитию выброса. Таким образом, основными факторами, влияющими на возникновение внезапного выброса, являются горное давление, энергия заключенного в угле газа, физико-механические свойства угольного пласта. Близки к внезапным выбросам по своему характеру газовыделения, связанные с внезапным выдавливанием угля из забоя и с его высыпанием. Однако их интенсивность и опасность во много раз меньше, чем внезапных выбросов.

Газовыделение из отбитого угля наблюдается в основном при его отделении от массива и погрузке. Вследствие того, что отбивается, как правило, уже значительно дегазированный уголь, его газоносность небольшая. Это обстоятельство и относительно небольшая крупность кусков угля обуславливают быстрое затухание газовыделения. Газовыделение при транспортировании угля невелико. По истечении 10—12 ч газовыделение из отбитого угля практически прекращается. Остаточная газоносность (некоторое невыделившееся количество газа) для большинства углей находится в пределах 2—5 м<sup>3</sup>/т. Однако в условиях сплошной конвейеризации шахт следует ожидать увеличения газовыделения из отбитого угля на свежих струях из-за большого пути транспортирования.

Из выработанного пространства метан выделяется в призабойное пространство очистных забоев, вентиляционные штреки лав и в выработки, находящиеся за пределами участков, при их примыкании к выработанному пространству. Основные источники

выделения метана в выработанное пространство — соседние угольные пласты (называемые сближенными, или пластами-спутниками), иногда породы кровли, оставляемый в выработанном пространстве уголь, околоштрековые целики. При отработке угольного пласта близзалегающие угольные пласты частично разгружаются от давления. При этом часть сорбированного ими метана переходит в свободное состояние и по образующимся в междупластье трещинам перемещается в выработанное пространство разрабатываемого пласта. В условиях пологих пластов метан поступает в выработанное пространство разрабатываемого пласта со всех лежащих выше угольных пластов, залегающих от разрабатываемого пласта на расстоянии, равном не более 130-кратной вынимаемой мощности пласта при полном обрушении кровли и не более 55-кратной вынимаемой мощности при полной закладке. Расстояние до лежащих ниже пластов, отдающих метан, находится в пределах 35—60 м при пологом падении и не более 70-кратной вынимаемой мощности пласта при крутом.

Метановыделение из выработанного пространства на какой-либо участок вентиляционного штрека равно разности переносимого воздухом количества метана в начале и конце этого участка. По мере удаления от лавы оно уменьшается вследствие уплотнения обрушенных пород в выработанном пространстве, восстановления горного давления на соседних пластах, частичной их дегазации и ресорбции метана. Выделение метана из выработанного пространства увеличивается при резком падении атмосферного давления вследствие расширения газа.

Кроме выделения метана в горные выработки, зафиксированы случаи его поступления в помещения на поверхности, расположенные на выходах трещиноватых пород. Борьба с такими выделениями метана может вестись отсасыванием его через скважины с поверхности и нагнетанием цементного раствора в трещины.

## 2.5. Газовый баланс угольных шахт

Газовым балансом шахты называется ее абсолютная метанообильность, представленная суммой метанообильностей источников метановыделения. Он зависит от системы разработки, способа управления кровлей, наличия пластов-спутников, объема выработанного пространства, развития очистных и подготовительных работ, газоносности пласта, свойств угля и горно-геологических условий. Газовый баланс (в % от общего газовойделения) шахт основных угольных бассейнов страны характеризуется следующими данными. В Донбассе метанообильность разрабатываемых пластов и выработанного пространства составляет соответственно 65—75 и 25—35 % (в том числе пологих пластов 50 %), Кузбассе — 20—55 и 10—70 % (в том числе в забоях очистных и подготовительных выработок 15—55 и 5—55 % соответственно; на поступающих струях  $\leq 7$  %, Карагандинском бас-

сейчас — 40—50 и  $\leq 35\%$  (в том числе в забоях очистных и подготовительных выработок 25—50 и 15—50 % соответственно; в пределах добычных участков 15—35 %; за пределами участков  $\leq 35\%$ ; на поступающих струях  $\leq 10\%$ ), Печорском бассейне (Воркутское месторождение) — 35 и 65 %.

Знание газового баланса шахты необходимо для правильной организации ее вентиляции (для определения необходимого количества воздуха и его распределения по выработкам).

По относительной метанообильности и виду выделения метана шахты делятся на пять категорий (табл. 2.2).

Относительная метанообильность (углекислотообильность) шахты ( $\text{м}^3/\text{т}$ ), устанавливаемая ежегодно в январе по результатам ежемесячных замеров газа в шахте (выполненных в течение года), определяется по формуле

$$q = 1440 \left( \sum_{i=1}^n I_{c i} N_i \right) / \Sigma A_i,$$

где  $A_i$  — количество добытого угля на объекте в  $i$ -м месяце в истекшем году, т;  $I_{c i}$  — среднее метановыделение на объекте в  $i$ -м месяце,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;  $N_i$  — число отработанных дней на добыче угля в  $i$ -м месяце;  $n$  — число месяцев работы объекта в году.

Относительная метанообильность шахты, $\text{м}^3/\text{т}$	5	5—10	10—15	>15	Наличие опасности внезапных выбросов
Категория шахты по метану . . . . .	I	II	III	Сверхкатегорная	Опасная по внезапным выбросам

Категория шахты устанавливается по максимальной относительной метанообильности участка, крыла, горизонта, пласта или шахты в целом. Шахты, в которых хотя бы в одной выработке обнаружен метан, относятся к опасным по метану.

Интенсификация добычи и увеличение глубины шахт вызывают возрастание их метанообильности. Так, за период 1971—1981 гг. абсолютная метанообильность выемочных участков на угольных шахтах страны увеличилась в 2 раза. Средняя абсолютная метанообильность шахт Кузнецкого и Карагандинского бассейнов составляет 40 и 90  $\text{м}^3/\text{мин}$ . В настоящее время относительная метанообильность отдельных шахт составляет 100—140  $\text{м}^3/\text{т}$ . В связи с высокой метанообильностью увеличивается опасность работ в шахтах и ограничиваются производственные возможности угледобывающих машин и агрегатов.

## 2.6. Допустимое содержание метана в горных выработках

Для обеспечения безопасных условий работы в газовых шахтах содержание метана в выработках должно быть значительно меньше нижнего предела взрывчатости метано-воздушной смеси, равного 5 %. По Правилам безопасности содержание метана

Таблица 2.2

Вентиляционная струя	Недопустимое содержание метана, % (по объему)
Исходящая из очистной или тупиковой выработки, камеры, выемочного участка	$>1$
Исходящая крыла или шахты	$>0,75$
Поступающая на выемочный участок, в очистные выработки, к забоям тупиковых выработок и в камеры	$>0,5$
Местные скопления метана в очистных, тупиковых и других выработках	$\geq 2$

**Примечание.** Под выемочным участком понимается обособленно проветриваемая очистная выработка и прилегающие к ней подготовительные выработки (при последовательном проветривании обе проветриваемые последовательно очистные выработки с прилегающими к ним подготовительными выработками).

в шахтном воздухе не должно превышать значений, приведенных в табл. 2.2. При контроле содержания метана в исходящих вентиляционных струях участков угольных шахт стационарными автоматическими приборами последние должны обеспечивать отключение электроэнергии при содержании метана не более 1,3 %. Как видно из табл. 2.2, допустимое содержание метана значительно ниже среднего предела его воспламенения, что гарантирует безопасность работ. Более высокое допустимое содержание метана (2 %) при его местных скоплениях объясняется в определенной степени их меньшей опасностью вследствие относительно небольших объемов содержащегося в них метана.

При установлении допустимого содержания метана для струй, исходящих из крыла или шахты, учтено разбавление метана утечками воздуха за пределами участков. Ограничение допустимого содержания метана в поступающих струях необходимо для обеспечения безопасности работ и возможности увеличения нагрузки на очистной забой. Чем меньше содержание метана в поступающей струе, тем больше газовыделение можно допустить в лаве. А так как газовыделение в лаве в определенной степени пропорционально объему добычи угля в ней, то тем больше можно допустить нагрузку на лаву.

## 2.7. Меры борьбы с метаном средствами вентиляции

На шахтах для борьбы с метаном применяются специальные мероприятия с целью предупреждения опасных скоплений метана и его воспламенения, ограничения последствий взрывов. Основным мероприятием, обеспечивающим предотвращение опасных скоплений метана, является вентиляция, которая будет эффективной, если по всей сети действующих выработок шахты поддерживается



допустимое содержание метана. Необходимое увеличение количества поступающего в шахту и на отдельные ее участки воздуха достигается уменьшением аэродинамического сопротивления шахты и распределением воздуха по выработкам в соответствии с их газовым балансом. Необходимо также уменьшать утечки воздуха в шахте, так как они приводят к уменьшению воздуха, подаваемого к местам его основного потребления. При слоевых скоплениях метана часто его среднее содержание на выходе из выработки находится в пределах допустимого, а на некотором участке выработки в слоевом скоплении может быть выше допустимого. Чтобы предупредить это, используют мероприятия по усилению перемешивания воздушного потока в пределах слоя. В тупиковых выработках возможны случаи рециркуляции воздуха, когда вентилятор будет засасывать загрязненный метаном воздух и вновь подавать его в забой. При этом в забое может накапливаться метан и содержание его может превысить допустимое. Чтобы избежать рециркуляции воздуха, необходимо надежно отделять свежую струю от исходящей (располагать вентилятор или конец всасывающего трубопровода только на свежей струе). Аналогично движущийся по сквозным выработкам загрязненный воздух не должен попадать в свежие струи, поступающие к местам ведения работ. При недостаточном перемешивании воздуха метан скапливается в верхней части выработок. Поэтому исходящие струи должны иметь направление снизу вверх (в сторону естественного движения метана). При угле падения пласта  $>10^\circ$  движение воздуха в очистных забоях, где метан выделяется наиболее интенсивно, должно быть восходящим. Нисходящее движение воздуха в очистном забое допускается при использовании схем вентиляции с дополнительной подачей свежего воздуха по выработке, примыкающей к очистному забою на нижнем горизонте. В этом случае скорость движения воздуха в призабойном пространстве должна быть  $\geq 1$  м/с. На опасных по внезапным выбросам пластах нисходящее движение исходящей из очистных выработок вентиляционной струи допускается при угле наклона выработок  $>10^\circ$  и скорости движения воздуха в них  $\geq 1$  м/с, крепь выработок (кроме прилегающих к очистным забоям) должна быть негорючей или трудногорючей при отсутствии электрооборудования и кабелей. Достаточно интенсивное перемешивание метана в вентиляционном потоке возможно лишь при скорости движения воздуха в очистных и подготовительных выработках  $\geq 0,25$  м/с. Естественно, что даже кратковременная остановка вентиляторов в газовой шахте недопустима.

В последнее время наблюдается быстрый рост газообильности шахт вследствие увеличения их глубины и интенсификации добычи угля. При этом вентиляционные возможности шахт могут оказаться исчерпанными, что потребует осуществления специальных мероприятий по борьбе с метаном, из которых главным является дегазация выработок.

Тупиковые забои в газовых шахтах должны проветриваться

нагнетательным способом, при котором вентиляторы постоянно омываются свежим воздухом.

Для ограничения возможных последствий взрыва метана вентиляционная сеть шахт должна состоять из возможно большего числа независимых участков, а свежие и исходящие струи должны быть надежно разделены.

Борьба с суфлярами ведется либо увеличением подачи воздуха в выработки (при небольших суфлярах), либо каптированием газа. Для каптажа суфляра у ее устья сооружается герметичная камера, из которой газ отводится по трубопроводу. Иногда осуществляется тампонаж суфляров.

С целью предупреждения внезапных выбросов угля и газа производится дегазация пласта, уменьшение концентрации напряжений в пласте, укрепление забоя и организационно-технические мероприятия. Дегазация опасного по внезапным выбросам пласта может производиться путем бурения дегазационных скважин по пласту (опережающих или параллельных забою) или другими способами, рассмотренными в разделе 2.8. При вскрытии опасных пластов осуществляется их предварительная дегазация (скважинами или гидроразрывом) через оставляемую породную пробку. Уменьшение концентрации напряжений в пласте достигается устранением острых углов в забоях, управлением кровлей полным обрушением, сотрясательным взрыванием, торпедированием пласта, ведением горных работ без применения машин и механизмов ударного действия. Укрепление забоя достигается применением специальных крепей, обеспечивающих надежное подержание забоя.

## **2.8. Дегазация горных выработок**

С ростом глубины и интенсификации горных работ во многих случаях метанообильность угольных шахт увеличивается в такой степени, что поддерживать содержание метана в выработках в допустимых пределах средствами одной вентиляции невозможно (требуемое очень большое количество воздуха приводит к превышению допустимой скорости его движения в выработках и вызывает необходимость создания специальных вентиляторов). Вентиляция метанообильных шахт будет облегчена, если искусственно уменьшить количество поступающего газа в выработки, т. е. применить их дегазацию. Следует различать понятия «дегазация выработок» и «дегазация горных пород». Последняя включает мероприятия, уменьшающие газоносность пород. Дегазация же выработок является более широким понятием и, помимо мероприятий по уменьшению газоносности, включает такие мероприятия, при которых будет происходить консервация газа в пласте или значительное замедление его выделения из пласта без существенного уменьшения газоносности, а также каптаж суфляров. Дегазация обеспечивает уменьшение газовыделения в выработки, повышение безопасности работ, возможность увеличения нагрузки на очистные

забон. Попытки искусственной дегазации выработок в виде каптажа метана из суфляров относятся еще к первой половине 18 в. В России они были осуществлены в начале 20 в. Широкое применение дегазации на шахтах нашей страны началось в конце 40-х годов. В настоящее время дегазация применяется во всех основных угольных бассейнах страны. Различают оперативную дегазацию, применяемую при разработке пласта (участка, блока), и заблаговременную (до начала очистных работ). Эффективность дегазации оценивается коэффициентом эффективности дегазации, равным отношению количества газа, извлеченного в процессе дегазации за данный период, к общему газовыделению за этот период.

Дегазация сближенных пластов скважинами — один из первых способов, нашедших широкое применение на шахтах. Сущность его состоит в том, что из выработок разрабатываемого пласта (обычно из штреков) в направлении сближенных пластов бурятся скважины, через которые с помощью трубопроводов и вакуум-насосов отсасывается метан (рис. 2.3).

Высокая эффективность дегазации достигается при правильном заложении скважин. Скважины бурятся до подхода к ним очистного забоя. При этом они должны пересекать сближенный пласт в зоне его разгрузки от горного давления и при подвигании лавы не попадать в зону активного обрушения. Если скважина окажется в зоне разгрузки сближенного пласта, то дебит метана из нее будет высоким, так как при разгрузке пласта значительная часть ранее сорбированного метана переходит в свободное состояние. Попадание скважины в зону активного обрушения приводит к нарушению целостности скважины и засасыванию из обрушенного пространства метано-воздушной смеси с небольшим содержанием метана, т. е. к снижению эффективности дегазации. Расстояние между скважинами по простиранию зависит от периода их эффективного действия, расстояния до сближенного пласта, его мощности и марки угля, свойств пород междупластья, скорости подвигания лавы и изменяется в пределах 25—200 м. Скважины должны иметь диаметр не менее 100 мм. Устья скважины имеет больший диаметр для цементации в нем металлической трубы, соединяющей скважину с магистральным газопроводом. Цементация устья позволяет уменьшить подсосывание воздуха из выработки. К магистральному трубопроводу подключаются все действующие скважины, а сам трубопровод соединяется с вакуум-насосом, располагаемым на поверхности. Максимальный дебит скважин наблюдается в период максимальной разгрузки сближенного пласта от давления. Затем он уменьшается и через несколько месяцев скважина истощается. Продолжительность периода целесообразного действия скважины достигает 10 мес. Содержание метана в отсасываемой из скважин метано-воздушной смеси находится в пределах 60—100 %, а ее максимальный дебит составляет 2—10 м<sup>3</sup>/мин. Дегазацию сближенных пластов скважинами целесообразно применять при газовыделении из них не менее 3 м<sup>3</sup>/мин.

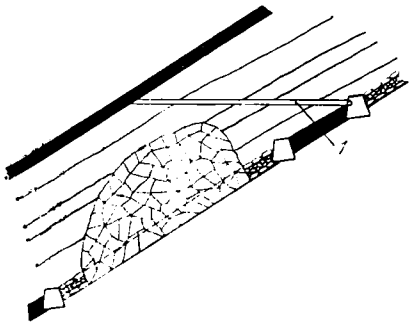


Рис. 2.3. Схема дегазации сближенного пласта скважинами:  
1 — скважина

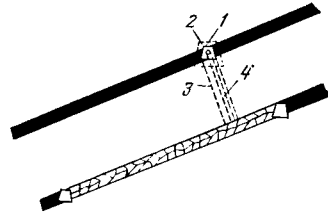


Рис. 2.4. Схема дегазации сближенного пласта выработками:  
1 — дренажная выработка; 2 — перемычка; 3 — гезенк; 4 — трубопровод

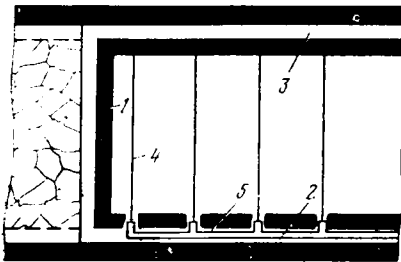


Рис. 2.5. Схема дегазации разрабатываемого пласта скважинами:

1 — очистной забой; 2 — откаточный штрек; 3 — вентиляционный штрек; 4 — скважины; 5 — дегазационный трубопровод

Рис. 2.6. Схема дегазации выработанного пространства:

1 — очистной забой; 2 — перфорированные трубы; 3 — вентили

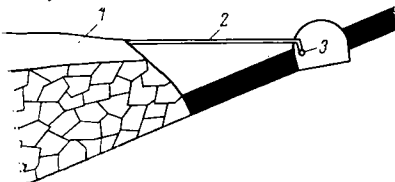
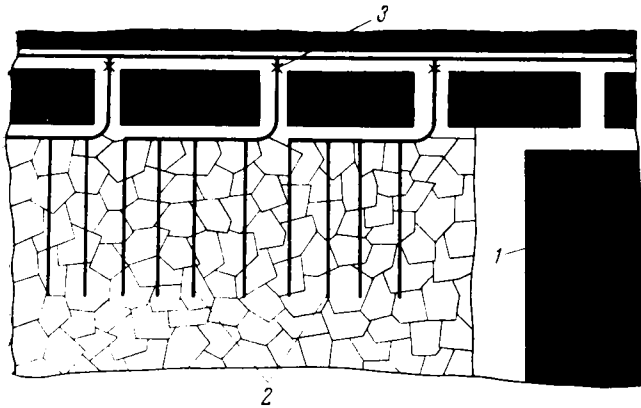


Рис. 2.7. Схема дегазации выработанного пространства скважинами:  
1 — купол обрушения; 2 — скважина; 3 — трубопровод

Коэффициент эффективности дегазации сближенных пластов этим способом составляет 0,5—0,8. С возрастанием расстояния до сближенного пласта он увеличивается.

Дегазация сближенных пластов выработками заключается в проведении по лежащему выше пласту дренажных выработок до начала отработки соответствующего участка разрабатываемого пласта. Выработки соединяются гезенком с разрабатываемым пластом и закрываются перемычками, к которым подводится трубопровод, подсоединяемый к вакуум-насосу (рис. 2.4). Эффективность дегазации дренажными выработками можно повысить бурением в пласте дегазационных скважин. При разгрузке сближенного пласта от давления (вследствие ведения очистных работ на смежном пласте) часть сорбированного в нем метана переходит в свободное состояние и по дренажным выработкам отсасывается вакуум-насосом.

Этот способ дегазации наиболее эффективен при расстоянии до сближенного пласта 20—30 м. Коэффициент эффективности дегазации пластов этим способом составляет 0,6—0,75.

В Карагандинском, Кузнецком и Печорском бассейнах при столбовой системе разработки осуществляется дегазация разрабатываемых пластов мощностью  $\geq 4$  м скважинами. Сущность способа состоит в том, что по пласту с некоторым опережением относительно очистных работ бурятся дегазационные скважины, подключаемые к вакуум-насосу, из которых откачивается метан (рис. 2.5). Эффективность дегазации зависит от расстояния между скважинами и продолжительности их эксплуатации. Так, в Карагандинском бассейне при расстоянии между скважинами 10—20 м и продолжительности их эксплуатации 6—8 мес газобилльность лав уменьшается в 2—2,5 раза (коэффициент эффективности дегазации составляет 0,3—0,5).

При дегазации разрабатываемых пластов выработками подготовленный участок закрывается перемычками. К последним подводятся трубопроводы, по которым выделяющийся в выработки метан отсасывается на поверхность или в общую исходящую струю шахты. Этот способ дегазации применялся в Китае при начальном газовыделении с  $1 \text{ м}^2$  обнаженной поверхности пласта  $\geq 0,7 \text{ м}^3/\text{мин}$ . Продолжительность дегазации составляла 1,5—2,5 года при коэффициенте эффективности дегазации 0,2—0,5.

Дегазация выработанного пространства действующих очистных участков применяется при значительном газовыделении из сближенных пластов, когда в верхней части лав наблюдается высокая концентрация метана. В случае управления кровлей полным обрушением дегазация обычно осуществляется путем отсоса метана через перфорированные трубы длиной 10—30 м, прокладываемые в верхней части выработанного пространства (рис. 2.6), или из дренажных скважин, которые бурятся из вентиляционного или откаточного штрека лежащего выше горизонта в купол обрушения (рис. 2.7). Возможна также изоляция выработанного пространства перемычками в граничащих с ним выработках. К перемыч-

кам подводится трубопровод, по которому отсасывается поступающий в выработанное пространство метан. Коэффициент эффективности дегазации выработанного пространства составляет 0,2—0,7. При дегазации выработанного пространства в трубопровод засасывается значительное количество чистого воздуха, в результате чего концентрация метана в отсасываемой смеси может уменьшиться до взрывоопасной величины. Поэтому возникает необходимость изоляции выработанного пространства от выработок (например, с помощью пенопласта).

В случае нагнетания воды в пласт с целью уменьшения пылеобразования при выемке угля происходит консервация части находящегося в угле метана вследствие заполнения трещин и пор водой под действием давления нагнетания и капиллярных сил. Это явление еще недостаточно изучено, однако замеры показывают существенное уменьшение газовыделения (на 20—40 %) при отбойке увлажненного угля. Исследования ДГИ показали, что нагнетание воды в пласт в течение 20—30 сут обеспечивает уменьшение в 2 раза газовыделения из пластов, склонных к увлажнению.

Физико-химический способ дегазации основан на нагнетании в пласты, склонные к увлажнению, специального раствора, который в порах затвердевает и блокирует в угле метан. Коэффициент эффективности дегазации составляет 0,75—0,95.

Способ дегазации пластов при их подработке или надработке состоит в опережающей выемке сближенных пластов. При этом происходят разгрузка подрабатываемого пласта от горного давления, десорбция значительного количества содержащегося в пласте газа и выделение его по образующимся в процессе подработки трещинам в выработки разрабатываемого пласта. Продолжительность опережения выемки ниже лежащего пласта изменяется от нескольких месяцев до нескольких лет.

Подработка выбросоопасных пластов является эффективным способом предупреждения внезапных выбросов угля и газа. Недостатком ее является увеличение газообильности выработок разрабатываемого пласта. Поэтому при предварительной отработке сближенных пластов, а в ряде случаев и по разрабатываемому пласту проводятся дренажные выработки или бурятся дренажные скважины для обособленного отвода метана.

Способ дегазации пластов их гидрорасчленением или гидроразрывом состоит в увеличении газопроницаемости угля путем раскрытия существующих (гидрорасчленение) или создания новых (гидроразрыв) трещин нагнетанием жидкости в пласт и в последующем (после осушения) отсасывании метана. Жидкость нагнетается через скважины, буримые с поверхности или из подземных выработок. Достоинства способа — независимость дегазации от разгрузки пластов от горного давления, возможность их дегазации еще до вскрытия, в результате чего увеличивается степень их дегазации. Увеличению степени дегазации способствует также искусственное увеличение газопроницаемости пластов. Промыш-

ленные эксперименты в Карагандинском бассейне показали, что дегазация этим способом обеспечивает уменьшение газообильности выработок до 80 %.

Микробиологический способ дегазации основан на принципе окисления метана в процессе жизнедеятельности некоторых видов бактерий. Суть его состоит в нагнетании в пласт бактериальной суспензии в смеси с воздухом. Исследования показали, что коэффициент эффективности дегазации пластов и выработанного пространства этим способом составляет соответственно 0,45—0,6 и 0,2.

### 3. ШАХТНАЯ ПЫЛЬ

#### 3.1. Общие сведения

Под пылью понимается совокупность тонкодисперсных твердых частиц органического или минерального происхождения. По своим свойствам пыль относится к коллоидным системам. Согласно учению о коллоидах, система, где одно из веществ раздроблено и распределено в виде более или менее мелких частиц внутри другого вещества, имеющего непрерывное строение, называется дисперсной. Раздробленное вещество называется дисперсной фазой системы, а вещество, имеющее непрерывное строение, — дисперсионной средой. Следовательно, если перенести эти понятия на пыль, пылинки являются дисперсной фазой системы, а воздух, в котором они находятся, дисперсионной средой. Дисперсная система, в которой дисперсная фаза представлена частицами размером от  $10^{-5}$  до  $10^{-7}$  см, называется золем. Если дисперсионной средой является воздух, то такая система называется аэрозолем. Аэрозолем являются пыль, туман и дым. #

Однако в практике этим термином обозначают и более грубодисперсные системы, в которых могут некоторое время находиться во взвешенном состоянии аэрозоли с частицами размером от  $10^{-3}$  до  $10^{-7}$  см. Частицы размером более  $10^{-3}$  выпадают из воздуха. Пыль, осевшая на поверхностях, называется аэрогелем.

В зависимости от крупности частиц, различают пыль макроскопическую (размером  $>10$  мкм), микроскопическую (размером  $10-0,25$  мкм), ультрамикроскопическую (размером  $0,25-0,01$  мкм), субмикроскопическую (размером  $<0,01$  мкм). В неподвижной дисперсной среде макроскопические пылинки оседают с возрастающей скоростью, микроскопические пылинки — с постоянной скоростью. Ультрамикроскопические и субмикроскопические пылинки в результате постоянного столкновения с молекулами газовой среды находятся в состоянии броуновского движения и практически не оседают.

Существенное значение при оценке свойств пыли (пожароопасности, взрывчатости, силикозоопасности и др.) имеет ее дисперсный состав, т. е. количественное соотношение частиц различной крупности. Пыль, образующаяся в промышленных условиях, по-

лидисперсна, т. е. размеры ее частиц колеблются в широких пределах. Поэтому для практических целей важно знать распределение частиц по размерам в пылевом потоке. Такое распределение для каждого конкретного случая устанавливается экспериментально методом дисперсного анализа и выражается кривыми распределения или данными, сведенными в таблицу. Однако пользоваться ими при решении различных практических и теоретических вопросов весьма неудобно, так как в каждом конкретном случае необходимо производить дисперсный анализ. Более рационально дисперсную характеристику аэрозолей представить в виде функции. В литературе известен ряд эмпирических уравнений, выражающих распределение частиц по их крупности. Эти уравнения имеют ограниченное применение, так как они справедливы для конкретных условий. Функции распределения частиц по их крупности в большинстве случаев имеют хорошо выраженный максимум асимметричной формы (с крутым спадом в сторону мелких частиц и пологим в сторону крупных). Асимметричные кривые распределения частиц описываются логарифмически нормальной функцией

$$\begin{aligned} dN/dx &= F(\mu); \\ \mu &= (x - x_{\min})(x_{\max} - x)/(x_{\max} - x_{\min}), \end{aligned} \quad (3.1)$$

где  $x$  — размер частиц, изменяющийся в пределах  $x_{\min} < x < x_{\max}$ .

Практически использовать уравнение (3.1), называемое неидеальным логарифмически нормальным законом, сложно. Поэтому, учитывая, что нижний предел размеров частиц особенно для высокодисперсных материалов очень мал и определить его невозможно, принимаем  $x_{\min} = 0$ . Так как кривая  $F_x$  со стороны крупных частиц спадает довольно плавно, для описания кривой распределения в области  $x \ll x_{\max}$  можно принять  $F(\mu) = F(x)$ . Таким образом, распределение частиц по размерам описывается логарифмически нормальным законом (выведенным применительно к продуктам разрушения твердых материалов А. Н. Колмогоровым), имеющим вид

$$F(x) = Ax^{-1} (1/\sqrt{2\pi}\sigma) \exp\{-0,5[(\ln x/\xi)/\sigma]^2\},$$

где  $A$  — постоянная нормировки;  $\xi$  — медиана (числовая характеристика распределения вероятностей);  $\sigma$  — дисперсия распределения (мера отклонения случайной величины от математического ожидания).

При таком же предположении относительно предельных размеров частиц дифференциальная кривая распределения может быть аппроксимирована и степенным выражением

$$F(x) = Ax^m \exp(-\alpha x^p); \quad m = m_0 + n,$$

где  $m_0$ ,  $\alpha$ ,  $p$  — параметры распределения, характеризующие остроту максимума и степень асимметричности кривой;  $n$  — параметр, характеризующий вид распределения.

Так, если  $F(x) = dN/dx$  — распределение частиц по размеру, то



$m = m_0$ ; если  $F(x) = dS/dx$  — распределение частиц по площади их поверхности, то  $m = m_0 + 2$ ; если  $F(x) = dM/dx$  — распределение частиц по массе или объему, то  $m = m_0 + 3$ . Величина  $m_0$  в такой записи характеризует только особенности распределения частиц. Значение  $A$  выбирается таким образом, чтобы величина  $F(x)$  выражалась в долях единицы или в процентах на единицу размера.

Столь же широкой общностью обладает формула Свенсона, которая в принятых в данном случае обозначениях в дифференциальной форме имеет вид

$$F(x) = A \exp [-(x/x_0)^{n \cdot p}] (x/x_0)^{n-1},$$

где  $n, p, x_0$  — параметры распределения.

При нормировке удобно, чтобы  $\int_0^{\infty} F(x) dx = 1$ .

Тогда

$$A = p\alpha^{(m+1)/p} \{\Gamma[(m+1)/p]\}^{-1},$$

где  $\Gamma[(m+1)/p]$  — гамма-функция.

Постоянная  $A^{-1}$  представляет собой либо общее число частиц в исследуемой пробе ( $m=0$ ), либо суммарную длину диаметров частиц ( $m=1$ ), либо суммарную площадь поверхности частиц ( $m=m_0+2$ ), либо суммарный объем или массу частиц ( $m=3$ ).

Кривые гранулометрического состава часто неплохо описываются уравнением Розина — Рамллера, которое в дифференциальной форме имеет вид

$$F(x) = \alpha p A x^{p-1} \exp(-\alpha x^p).$$

Уравнение Розина — Рамллера удобно выразить в виде

$$P(x) = \exp [-(x/x_0)^p],$$

где  $(1/x_0)^p = \alpha$ .

В такой интерпретации при любом значении  $p$  параметр  $x_0$  определяется из условия, когда  $x = x_0$  и  $P = e^{-1}$ . Таким образом, содержание частиц размером, большим  $x_0$ , составляет  $e^{-1} = 0,368$ . Величина  $x_0$  характеризует дисперсность продуктов измельчения, которая тем выше, чем меньше значение  $x_0$ . Параметр  $p$  характеризует дисперсию распределения, которая тем больше, чем меньше значение  $p$ .

### 3.2. Горючие и взрывчатые свойства пылевых смесей

Вольшую опасность в отношении горения, взрыва и разрушений представляет пыль, находящаяся в воздухе. В дальнейшем будем подразумевать пыль в состоянии аэрозоля. Химическая реакция между газом и твердым веществом протекает на поверхности последнего. Скорость такой реакции зависит от величины поверхности соприкосновения реагирующих веществ. В зависимости от линейной скорости распространения реакции в том или ином объеме различают горение (скорость не более 10 м/с), дефлаграцию (скорость не превышает скорости звука) и взрыв (скорость равна

или больше скорости звука). Особенность горения состоит в том, что условия, необходимые для быстрого протекания реакции, созданы ею самой. Эти условия заключаются либо в высокой температуре, либо в высокой концентрации активных продуктов, ускоряющих (катализирующих) реакцию. Для воспламенения пыли необходимы два условия: достаточное количество кислорода и нагрев частиц угля до определенной температуры. Различают два режима протекания реакции: диффузионный (скорость реакции определяется молекулярной или турбулентной диффузией исходных компонентов) и кинетический (скорость процесса горения определяется скоростью протекания химической реакции). Определение режима протекания реакции обязательно при решении задачи взрывчатости угольной пыли в выработке. С учетом фазового состояния горючего вещества и окислителя различают три вида горения:

горение газообразных горючих — гомогенное горение (система газ — газ);

горение твердых и жидких горючих — гетерогенное горение (система твердое тело — газ или жидкость — газ);

горение взрывчатых веществ (конденсированная система). ▽

Исследования Д. А. Франка-Каменецкого, З. Ф. Чуханова, Б. Д. Кацнельсона, П. Д. Хитрина свидетельствуют о приемлемости гетерогенного горения для угольной аэрозвеси из-за выхода летучих, сгорание которых происходит в объеме, а не на поверхности горючего вещества. По мнению Н. В. Лаврова, в процессе горения и газификации топлива катализаторы могут оказать влияние на реакцию окисления газов и твердого топлива, уменьшение химического недожога, процессы пиролиза летучих веществ, реакцию метанообразования.

Поэтому необходимо проверить, присутствуют ли катализаторы отдельных типов реакций в зольном остатке или угле. Только в случае учета указанных выше факторов можно получить аналитическое выражение для определения нижнего предела взрываемости аэрозвеси и оценить средства защиты против взрыва угольной пыли. Процесс горения аэрозолей несколько отличен от процесса горения газовых смесей, но между ними есть и много общего. Очень похожи их тепловые эффекты: 1 м<sup>3</sup> 10 %-ной метано-воздушной смеси дает при взрыве теоретически такой же тепловой эффект, как и взрыв максимального количества угольной пыли, которое может сгореть в 1 м<sup>3</sup> воздуха. Максимальное количество углерода, которое можно сжечь в 1 м<sup>3</sup> воздуха массой 1293 г при содержании в нем кислорода 23 %, теоретически равно 111,5 г.

Температура воспламенения метано-воздушной смеси и угольной пыли равна соответственно 650—750 и 700—800 °С. Исследованиями установлено следующее:

пыль может взорваться при полном отсутствии метана и превратить взрыв небольшого количества метана во взрыв большой силы;

присутствие в воздухе тонкой и сухой угольной пыли снижает нижний предел взрывчатости метано-воздушной смеси (смесь становится взрывчатой при содержании метана  $< 5\%$ );

продукты взрыва при участии угольной пыли во взрыве всегда содержат большое количество окиси углерода, которая может явиться причиной гибели людей.

Взрыв угольной пыли имеет следующие особенности:

взрыв пылевого облака зависит от степени дисперсности пыли, ее способности к агрегации, содержания влаги, размеров пространства, мощности источника воспламенения;

химический состав пыли обуславливает выход летучих веществ, которые принимают участие во взрыве;

взрыву предшествует накопление тепла в результате реакции окисления и образование газообразных веществ;

облако угольной пыли способно самозаряжаться электричеством вследствие трения пылинок друг от друга, а при благоприятных условиях разряжаться с появлением искр, которые могут воспламенять пыль;

при взрыве угольной пыли образуется много окиси углерода, а при взрыве метана — преимущественно углекислый газ.

При ведении взрывных работ для предотвращения взрыва пыли применяются водяные завесы, создаваемые распылением воды из полиэтиленовых мешков с помощью взрыва специальных ВВ. Вместимость мешков составляет 20—25 и 40—50 л. Первые подвешиваются к кровле выработки, а вторые укладываются на почву. Заливка мешков водой и их подвеска осуществляются в подготовительную смену. Для взрыва применяются патроны СП-1 или угленил Э-6. Электродетонаторы шпуровых зарядов и зарядов в мешках с водой соединяются в общую взрывную цепь последовательно и взрываются от одного взрывного импульса. Для предупреждения взрывов метана и угольной пыли от детонирующего или выгорающего заряда применяются форсуночные водяные завесы длительного действия. Набор форсунок в завесе производится с учетом формы факела, образующегося при диспергировании воды.

### 3.3. Факторы, влияющие на взрывчатость угольной пыли

*Химический состав пыли.* Одним из основных факторов, характеризующих склонность угольной пыли к взрыву, является выход летучих веществ. Главными компонентами летучих веществ, обуславливающими взрывчатость угольной пыли, являются смолистые вещества, водород, этан и непредельные углеводороды. Нижний предел взрывчатости смеси газообразных продуктов дистилляции угля практически постоянен и равен  $4,23\%$  при коэффициенте вариации  $5,6\%$ . Отсутствует закономерность изменения количества сероводорода и окиси углерода в продуктах пиролиза углей при выходе летучих веществ менее  $15\%$ . Только содержание метана закономерно изменяется при увеличении содержания ле-

тучих веществ до 25—30 %. Затем наступает область насыщения, т. е. по мере возрастания содержания летучих веществ содержание метана остается постоянным, а степень взрывчатости угольной пыли продолжает расти. Степень взрывчатости угольной пыли характеризуется давлением в месте взрыва. С увеличением выхода летучих веществ давление в месте взрыва возрастает. Существует критическое значение выхода летучих веществ, ниже которого угольная пыль перестает взрываться. К опасным по пыли относятся пласты угля с выходом летучих 15 % и более, а также пласты (кроме антрацитов) с меньшим выходом летучих веществ, взрывчатость пыли которых установлена лабораторными испытаниями. В ПНР, ЧССР и Нидерландах к опасным по пыли относятся пласты угля с выходом летучих веществ более 12 %, Великобритании — 20 %, США — 3,1—7,9 %. Различают слабовзрывчатую угольную пыль (содержание летучих веществ < 15 %) и сильновзрывчатую (содержание летучих веществ  $\geq 15$  %).

*Дисперсность пыли.* Дисперсный состав угольной пыли является существенным фактором, оказывающим влияние на взрывчатость. Степень взрывчатости угольной пыли возрастает с увеличением степени ее измельчения. Сила взрыва в отдельных случаях достигает максимума при диаметре частиц < 10 мкм. В шахте по мере удаления от источника пылевыделения пыль потенциально более взрывоопасна. Исследования взрывчатости пыли показали, что с уменьшением частиц пыли возрастает скорость распространения пламени по длине пылевого облака. Для бурого угольной пыли нижняя граница взрыва определяется в основном ее дисперсным составом. Температура воспламенения пыли снижается с уменьшением размеров ее фракций. При размере фракций  $\leq 0,1$  мкм температура воспламенения пыли постоянна.

*Состав атмосферы.* Существенное влияние на степень взрывчатости пыли оказывает состав атмосферы, в которой происходит взрыв. Если в шахтной атмосфере содержится метан, взрыв возможен при меньшем содержании угольной пыли. Установлено, что нижний предел взрывчатости сильновзрывчатой пыли составляет 11—15 г/м<sup>3</sup>, а при содержании в атмосфере 2,5 % метана он

Таблица 3.1

Пласт	Содержание частиц, %		Нижний предел взрывчатости взвешенной угольной пыли (г/м <sup>3</sup> ) при концентрации метана, %				
	негорючих	горючих	0	0,5	0,75	1	2
<i>l</i> <sub>1</sub>	6,2	41,2	11	8	6	5	3
<i>m</i> <sub>6</sub>	10,7	37,1	11	8	7	6	3
<i>l</i> <sub>5</sub>	6,8	32,2	13	9	7	7	3
<i>m</i> <sub>3</sub>	9,1	15,6	32	23	18	16	8
<i>k</i> <sub>7</sub>	6,5	11,5	39	31	25	20	10
<i>h</i> <sub>10</sub>	5,2	8,5	198	148	123	100	40
<i>k</i> <sub>5</sub>	4,1	26	15	14	11	9	5
<i>m</i> <sub>2</sub>	25	23,6	32	25	22	18	8

понижается до 3—5 г/м<sup>3</sup>. Для слабовзрывчатой пыли (пыль с выходом летучих веществ 10—15 %) нижний предел равен 50 г/м<sup>3</sup>. По данным МакНИИ, верхний предел взрывчатости составляет 300—400 г/м<sup>3</sup>. Нижний предел взрывчатости угольной пыли некоторых пластов приведен в табл. 3.1.

Дополнительная зольность (%), которая требуется для превращения взрывчатой пыли в невзрывчатую при наличии в воздухе 1 % метана, определяется по формуле

$$\Delta N = (100 - N)/5,$$

где  $N$  — зольность, при которой данная пыль перестает быть взрывчатой без присутствия метана, %; 5 — нижний предел взрывчатости метана при концентрации его 5 %.

Данная формула выведена исходя из того, что при содержании в воздухе 5 % метана взрыв произойдет, даже если пыль будет полностью представлена золой.

*Влажность пыли.* Фактор влажности играет существенную роль при оценке взрывчатости пыли. Влага действует как инертная добавка. Так как теплоемкость воды больше теплоемкости инертной пыли и происходит процесс ее испарения, вода поглощает тепла в 5 раз больше, чем инертная пыль. Действие влаги на взрывчатость пыли необходимо рассматривать с двух позиций. Во-первых, влага способствует коагуляции мелких частиц в более крупные, в результате чего уменьшается их удельная поверхность и замедляются поверхностные химические реакции. Поэтому взрыв в некоторых случаях становится невозможным. Во-вторых, происходит уменьшение теплового баланса. Однако для предотвращения взрыва необходимо снижение температуры источника взрыва до 600 °С. Возможность взрыва зависит от мощности источника воспламенения и продолжительности контакта пылевого аэрозоля с ним. Взвешенная в шахтном воздухе пыль с любым содержанием влаги при наличии мощного источника воспламенения может взорваться. Поэтому защитное действие влаги выражается в связывании осевшей пыли, которое предупреждает переход ее во взвешенное состояние.

Состав золы зависит от состава вмещающих пород и в основном бывает минерального происхождения. Зола как инертная добавка отрицательно влияет на взрывчатость угольной пыли. Часть тепла, излучаемого горящими частицами угольной пыли, расходуется на нагрев частичек негорючих веществ, что вызывает снижение температуры пламени. Негорючие частицы в смеси с угольной пылью, находясь в состоянии аэрозоля, уменьшают концентрацию горючих частиц. На стадии термического пиролиза негорючие частицы отбирают тепло (за счет теплопроводности) и способствуют обрыву реакционных цепей. Кроме того, негорючие частицы экранируют тепловые лучи, что также способствует уменьшению теплового баланса. Влияние содержания негорючих веществ на взрывчатость угольной пыли различной степени метаморфизма неодинаково. Степень взрывчатости угольной пыли при выходе ле-

тучих веществ <15 % и зольности 20—30 % существенно уменьшается. При выходе летучих веществ >15 % влияние естественной зольности на степень взрывчатости пыли уменьшается. При выходе летучих веществ >30 % естественная зольность не оказывает влияния на взрывчатость угольной пыли.

#### 3.4. Взрывчатость пыли горючих сланцев

Пыль горючих сланцев аналогично угольной взрывается в газовой фазе. При температурном разложении сланца выделяется сернистый газ, водород, метан, окись углерода, неопредельные углеводороды и др. Нижний предел взрывчатости пыли горючих сланцев определяется по эмпирической формуле

$$\delta_b = \delta_c + \delta_c^{0,252} (W^3 + W\delta_c) 0,04,$$

где  $\delta_b$  и  $\delta_c$  — нижний предел взрывчатости соответственно влажной и сухой пыли, г/м<sup>3</sup>;  $W$  — влажность пыли, %.

Нижний предел взрывчатости сухой пыли горючих сланцев изменяется в зависимости от выхода летучих веществ в пределах 6—400 г/м<sup>3</sup>. Нижний предел взрывчатости отложившейся пыли значительно выше, чем витающей. При влажности отложившейся пыли 20 % она теряет способность переходить во взвешенное состояние и не взрывается.

#### 3.5. Особенности взрывов угольной пыли в шахтах

Взрыв угольной пыли имеет ряд особенностей. В зависимости от скорости распространения фронта пламени и движения газообразных продуктов различают:

- спокойное сгорание пыли (воспламенение), происходящее при недостаточном содержании кислорода в пылевоздушной смеси;
- вспышку (при давлении  $\leq 15 \cdot 10^{-3}$  МПа и скорости горения 4—10 м/с);
- взрыв (при скорости горения >100 м/с);
- детонацию (при скорости распространения фронта пламени >1000 м/с).

На шахтах нет условий для возникновения детонации. Взрывчатая пылевоздушная смесь в выработках образуется постепенно (по мере развития взрыва). Поэтому взрыв угольной пыли в шахте называется дефлаграцией. При взрыве угольной пыли впереди пламени со скоростью звука по выработке движется волна сжатия, позади которой давление 22 МПа выше начального давления, а воздух движется со скоростью 30 м/с. Ударная волна вздымает находящуюся на стенках выработки пыль и создает по всей длине выработки между пламенем и волной сжатия взрывчатую пылевоздушную смесь, в которой распространяется пламя. При прочих равных условиях возможность возникновения взрыва пыли от источника воспламенения больше в прямолинейной выработке и меньше в выработке с разветвлениями. Скорость распространения

взрыва замедляется при наличии препятствий, мешающих движению воздуха в выработке (изгибов, тупиков), и в условиях уменьшенного сечения выработки. При увеличении сечения выработок интенсивность взрыва увеличивается. Взрыв угольной пыли в шахте можно рассматривать как результат последовательно происходящих явлений: приведение пыли во взвешенное состояние перед пламенем, воспламенение пыли и передача тепла от слоя горячей пыли следующим слоям. Образование взрывчатой пылевоздушной смеси зависит от давления при начальном взрыве, так как под действием этого давления резко увеличивается скорость движения воздуха, сопровождается более интенсивным взвихрением пыли. Процесс перехода отложившейся пыли во взвешенное состояние можно представить следующим образом. При распространении фронта ударной волны над поверхностью отложившейся угольной пыли в ее слое развивается волна сжатия. Давление фронта этой волны совпадает с давлением газа за фронтом волны. Отражаясь от стенок выработки и свободной поверхности слоя угольной пыли, эта волна приводит к появлению в слое волн сжатия и растяжения, что способствует переходу пыли во взвешенное состояние. Основными факторами, от которых зависит воспламенение и горение угольной пыли при взрыве, являются температура пылевоздушной смеси и наличие кислорода в ней. Обычно при взрыве сгорают только мелкие фракции пыли, горение более крупных частиц после израсходования кислорода переходит в тление. Температура горения зависит от теплоты сгорания пыли и теплоемкости аэрозоля. В отличие от взрыва газов, где взрывчатая среда образуется за счет диффузионного перемешивания, при взрыве пыли требуются дополнительные затраты энергии для создания пылевого облака взрывчатой концентрации. Такое облако может возникнуть либо в процессе выемки угля до появления источника воспламенения, либо сам источник воспламенения за счет ударной волны взвесит ранее отложившуюся угольную пыль, подготовив тем самым среду для дальнейшего протекания взрыва. Согласно тепловой теории, взрыв угольной пыли можно представить следующим образом. За счет тепла источника воспламенения пылинки нагреваются с последующим выделением взрывчатых продуктов пиролиза, образующих вокруг пылинок газовую оболочку. Как только концентрация газа в этой оболочке достигнет взрывоопасных пределов, при соответствующих температурных условиях происходит ее воспламенение (вспышка). Тепловой импульс от горящих частиц за счет излучения и теплопроводности передается к негорящим, которые воспламеняются и являются источником воспламенения следующих. При этом происходит увеличение температуры за счет того, что выделяющееся при реакции окисления тепло не успевает отводиться в окружающую среду. Это вызывает ускорение течения реакции и создает условия для развития быстрого лавинообразного процесса горения. Вследствие того, что при взрывах пыли только тонкодисперсные частицы ее сгорают полностью, а остальная часть подвергается коксованию,

на оборудовании и поверхности выработки образуются характерные агломераты ооксовавшейся пыли и отложения пыли, мало подвергшейся или совсем не подвергшейся ооксованию. На участках, где пламя взрыва распространилось медленно, агломераты чаще обнаруживаются с обеих сторон выработки при значительной скорости — преимущественно на наветренной стороне, а при очень большой скорости — на подветренной.

При всяком взрыве бывают два удара: прямой (от расширения воздуха) и обратный (от сжатия продуктов взрыва при уменьшении их температуры).

### **3.6. Основные мероприятия по борьбе со взрывами угольной пыли в шахтах**

К мероприятиям, препятствующим образованию пыли и пылевого облака, относится следующее:

- использование машин, обеспечивающих минимальное пылеобразование при добыче угля;
- предварительное увлажнение пластов;
- орошение мест пылеобразования и осевшей пыли;
- эффективное проветривание выработок;
- периодическая очистка от пыли откаточных и вентиляционных выработок (3—4 раза в год);
- расположение скиповых подъемов в стволах с исходящей струей;
- расположение сортировочных и обогатительных фабрик таким образом, чтобы пыль не заносилась в шахты.

К мероприятиям, препятствующим появлению источников воспламенения пыли, относятся:

- применение предохранительных ВВ, средств взрывания, электровзрывания, взрывобезопасного электрооборудования; предохранительных шахтных светильников;
- запрещение открытого огня и курения.

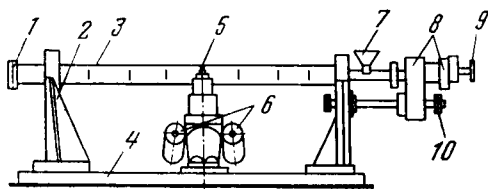
К мероприятиям по локализации или подавлению взрывов пыли относятся осланцевание выработок и применение сланцевых и водяных заслонов. Осланцевание выработок — искусственное повышение зольности отложившейся в выработках пыли путем добавления стандартной инертной пыли. Инертная пыль не должна слеживаться, поглощать влагу, содержать свободной окиси кремния  $> 10\%$  при выходе летучих  $\leq 5\%$ .

На отечественных шахтах наибольшее применение находит инертная пыль, приготовленная из известняка и глинистого сланца. Осланцеванию подвергается поверхность всех откаточных и вентиляционных выработок. Нормы осланцевания выработок в различных странах различны и изменяются в пределах 50—80%. Расход инертной пыли должен соответствовать установленной норме осланцевания. При этом должно учитываться содержание негорючих веществ в смеси угольной и инертной пыли, собранной в выработке. Чтобы выработка была покрыта сплошным слоем инертной пыли, расход ее должен быть не менее 1 кг на



Рис. 3.1. Схема прибора ПКО-1М:

1 — диафрагма; 2 — подставка; 3 — кварцевая трубка; 4 — основание; 5 — спираль для воспламенения; 6 — контрольные лампы; 7 — воронка; 8 — устройство для подачи пыли; 9 — поршень податчика пыли; 10 — крошечный для передвижения податчика пыли при очистке трубки от пыли и копоти



1 м<sup>3</sup> выработки. В нашей стране нормы осланцевания дифференцированы по каждому шахтопласту. До последнего времени эти нормы устанавливались экспериментально в лабораториях МакНИИ и ВостНИИ для углей с выходом летучих веществ <math>< 15\%</math> через год и через три года для углей с выходом летучих веществ  $\geq 15\%$ . Осланцевание выработок может производиться вручную и механизированно. Механизированное осланцевание позволяет более равномерно покрывать выработку инертной пылью при значительно меньших затратах труда. На шахтах предусматривается контроль осланцевания выработок, суть которого состоит в испытании проб осевшей пыли на взрывчатость. Перед испытанием проба просеивается через сито № 6. Испытание производится ответственным лицом пылевентиляционной службы при помощи прибора ПКО-1М (рис. 3.1), представляющего собой испытательную трубку из тугоплавкого стекла с устройством для подачи в нее пыли. В испытательной трубке на равном расстоянии от ее концов расположена спираль накаливания из нихромовой проволоки, а в конце трубки — диафрагма для уменьшения скорости движения воздуха при подаче пыли на спираль. На трубке нанесены деления для определения длины пламени взрыва. Устройство для подачи пыли состоит из цилиндра с поршнем, приводимым в движение пружиной при нажатии кнопки. Прибор снабжен двумя индикаторными лампами для контроля за температурой спирали. Одна из ламп загорается при температуре спирали, соответствующей заданной температуре, а другая — при температуре выше верхнего предела. Взрывчатость осланцованной пыли устанавливается по воспламеняемости ее при продувании над спиралью, нагретой до 1150 °С. Испытание повторяется 5 раз. Отсутствие пламени в трубке при всех испытаниях указывает, что проба пыли невзрывчата. Образование даже незначительных язычков пламени хотя бы при одном испытании означает, что пыль взрывчата и выработку, в которой отобрана проба, необходимо немедленно осланцевать.

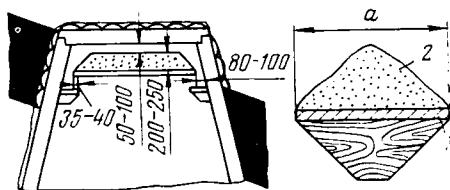


Рис. 3.2. Схема заслона из инертной пыли:

1 — полка; 2 — пыль

В местах наиболее интенсивного отложения пыли целесообразно устанавливать минимально допустимые сроки повторного осланцевания. Например, участки вентиляционных штреков, прилегающих к лаве на протяжении  $\leq 50$  м, рекомендуется осланцевывать не реже одного раза в сутки.

Сланцевый заслон представляет собой ряд полок, располагаемых поперек выработки у ее кровли, на которых размещается инертная пыль (рис. 3.2). Сланцевые заслоны подразделяются на основные и вспомогательные, стационарные и передвижные. Количество инертной пыли для сланцевого заслона по Правилам безопасности определяется из расчета 400 кг на 1 м<sup>2</sup> площади поперечного сечения выработки в месте установки заслона. Масса инертной пыли (кг) в заслоне

$$G = 400S,$$

где  $S$  — площадь поперечного сечения выработки в свету, м<sup>2</sup>.

Количество пыли (кг), которое может быть помещено на одной полке, определяется по формуле

$$q = 0,83 \cdot 10^{-6} a^2 (3l - a) \rho \operatorname{tg} \alpha_{\text{от}},$$

где  $a$  — ширина полки, мм;  $l$  — длина полки, мм;  $\rho$  — плотность инертной пыли, кг/м<sup>3</sup>;  $\alpha_{\text{от}}$  — угол естественного откоса (для инертной пыли  $\alpha_{\text{от}} = 35^\circ$ ).

Число полок для размещения инертной пыли

$$n_{\text{п}} = G/q.$$

Использование инертной пыли основано на охлаждающем действии в результате затраты тепловой энергии на нагревание инертной пыли. По Правилам безопасности основные сланцевые заслоны должны устанавливаться на прямолинейных участках выработок на расстоянии 60—300 м от забоев подготовительных или очистных выработок. Длина заслона принимается не менее 20 м. Для предупреждения взрывов пыли в подготовительных забоях применяются первичные заслоны с принудительным срабатыванием.

Таблица 3.2

Относительная влажность воздуха, %	Продолжительность периода, после которого необходима доливка воды в сосуды (сут) при скорости движения воздуха, м/с								
	0,5	1	2	3	4	5	6	7	8
75	15	12	10	9	8	7	6	5	4
85	20	15	14	12	10	9	8	7	6
90	30	25	20	17	15	12	10	9	8
93	40	35	30	25	20	15	12	10	9
95	60	50	40	35	30	25	20	15	12
97	160	90	70	60	50	40	35	30	25
99	250	210	180	140	125	110	100	90	80

Водяные заслоны представляют собой наполненные водой сосуды вместимостью  $\leq 80$  л, имеющие форму поперечного сечения в виде перевернутой трапеции. Они устанавливаются по длине выработок на расстоянии  $\leq 250$  м один от другого. Масса воды в заслоне принимается из расчета 400 л на 1 м<sup>2</sup> поперечного сечения выработки в свету (в месте установки заслона). Общая длина заслона должна быть  $\geq 20$  м, а расстояние между отдельными сосудами —  $\geq 0,5$  м. Расстояние между кровлей и верхней кромкой сосуда должно быть в пределах 100—400 мм, а между верхней кромкой стенки выработки и крепью —  $\geq 150$  мм. Водяные заслоны, устанавливаемые в конвейерных выработках, являются стационарными. Они устанавливаются на расстоянии  $\leq 250$  м друг от друга и на расстоянии 75—250 м от погрузочных пунктов и сопряжений со смежными конвейерными выработками. Данные, характеризующие периодичность доливки сосудов водой, приведены в табл. 3.2.

### 3.7. Взрывчатость серной и сульфидной пыли

При разработке медных и серноколчеданных руд большую опасность представляют взрывы сульфидной пыли, в результате которых образуется большое количество сернистого газа. Взрывы сульфидной пыли приурочены к колчеданным рудам с большим содержанием пирита (50—90 %). Источником воспламенения сульфидной пыли являются газообразные продукты, образующиеся при взрывных работах. Вероятность воспламенения сульфидной пыли от электрической искры и открытого пламени мала. Практикой установлено, что сульфидная пыль вследствие большой плотности не распространяется далеко от места ее образования. Взрывчатость сульфидной пыли зависит от содержания серы, крупности частиц, их зольности и влажности. Установлено, что с увеличением содержания серы пламя в испытательной трубке удлиняется, что свидетельствует о повышении взрывчатости пыли. Опыты показывают, что взрыв сульфидной пыли возникает при содержании серы  $\geq 30$  %. Анализ же условий взрывов в шахтах свидетельствует о том, что большинство взрывов сульфидной пыли происходит при содержании серы 40 % и более. Учитывая возможность возникновения в шахте условий, близких к лабораторным, к категории взрывоопасных отнесены все шахты, разрабатывающие сульфидные руды с содержанием серы более 35 %.

Наиболее опасна сульфидная пыль, имеющая в своем составе фракции крупностью 10—100 мкм. Пыль крупностью более 250 мкм становится невзрывчатой. Взрывчатость сульфидной пыли при увеличении влажности уменьшается. При влажности 9—9,5 % пыль становится невзрывчатой. Серная пыль более опасна, чем сульфидная и угольная, так как температура воспламенения и нижний предел ее концентрации значительно ниже, чем для угольной и сульфидной пыли. Минимальные значения температуры воспламенения и взрыва серной пыли приведены в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Разновидность серы	Минимальная температура, °С	
	воспламенения	взрыва
Комовая	290	340
Кристаллическая	275	320
Флотоконцентрат	275	320

Серная пыль становится взрывчатой при содержании ее в воздухе 5—15 г/м<sup>3</sup> (нижний предел). Верхний предел взрывчатости составляет 600—1000 г/м<sup>3</sup>. Полное сгорание серы происходит при содержании пыли в воздухе 286 г/м<sup>3</sup>.

Все шахты, опасные по взрыву серной пыли, подразделяются на две группы в зависимости от среднего содержания серы в руде: I группа — от 12 до 18 %; II группа — более 18 %.

При содержании в руде серы < 12 % шахты относятся к группе неопасных по газу и пыли. Пылевые режимы сульфидных и серных шахт одинаковы. Они должны предусматривать выполнение мероприятий, препятствующих образованию пыли (бурение с промывкой и орошение; смыв пыли, осевшей на поверхности выработок), а также препятствующих появлению источников воспламенения пыли (применение предохранительных ВВ, электрического взрывания, взрывобезопасного электрооборудования и предохранительных рудничных ламп; запрещение открытого огня и курения).

Для каждого забоя серной шахты главным инженером утверждается схема расположения шпуров и предельная величина зарядов предохранительных ВВ. Запрещается применение электродетонаторов замедленного действия.

### 3.8. Борьба с пылью средствами вентиляции

Обеспыливающее проветривание имеет целью обеспечить уменьшение концентрации пыли путем ее выноса и взметывание осевшей пыли. Запыленность воздуха уменьшается с увеличением скорости движения воздуха до определенного предела, а затем увеличивается при дальнейшем росте скорости вентиляционного потока вследствие взметывания осевшей пыли и замедления процесса седиментации. Оптимальная скорость движения воздуха по запыленности зависит от многих факторов, основным из которых является исходное пылевыделение, связанное с работой комбайна и условиями взметывания пыли. Важную роль при этом играют физико-химические свойства полезного ископаемого (прежде всего влажность) и поверхность оседания.

Для получения данных, более полно освещающих роль обеспыливающего проветривания, были проведены исследования про-

цесса вентиляции как средства борьбы с пылью на шахтах Донецкого, Карагандинского и Львовско-Волынского, Челябинского и Кузнецкого бассейнов. При увеличении скорости вентиляционной струи с 0,4—0,6 до 1,6—2,1 м/с запыленность воздуха уменьшается, достигая минимума при скорости струи 1,5—2,5 м/с за счет увеличения количества воздуха в призабойном пространстве лавы и выноса пыли. При увеличении скорости вентиляционной струи с 1,8—2,5 до 4—5 м/с запыленность воздуха снова увеличивается, что обусловлено замедлением процесса седиментации и взметыванием ранее осевшей пыли. С увеличением скорости подачи комбайна при выемке угля с 0,6—0,8 до 3—4 м/мин оптимальная скорость вентиляционной струи увеличивается. Последнее обусловлено тем, что с повышением объема разрушаемого угля увеличивается выход пыли в атмосферу призабойного пространства. При увеличении выхода пыли за счет возрастания отбитого угля увеличивается роль фактора выноса пыли, что приводит к смещению оптимума скоростей воздушного потока.

Как показала практика, увеличение содержания влаги в угле при нагнетании воды в пласт приводит к уменьшению запыленности воздуха и смещению оптимума скорости воздушного потока в большую сторону, так как при этом значительно уменьшается количество пыли в воздухе и ее взметывание. Наиболее высокая эффективность пылеподавления (70—90 %) в условиях применения типовой оросительной системы достигается при скорости вентиляционной струи 1,5—2,2 м/с в зависимости от интенсивности выемки угля комбайном, а в комплексе с предварительным увлажнением угля в массиве — при скорости 1,5—2,5 м/с.

Очистные забои при разработке крутых пластов проветриваются восходящей вентиляционной струей. Исследования, проведенные на шахтах Центрального Донбасса, показали, что переход с восходящего на нисходящее проветривание позволяет уменьшить пылевую нагрузку на рабочих комбайновой бригады в 10—30 раз, а запыленность воздуха в ряде случаев — до предельно допустимых концентраций. Кроме того, для нисходящего проветривания характерно наличие оптимальной по пылевому фактору скорости движения воздуха при  $v_{\text{л}} = v_{\text{т}}$  (где  $v_{\text{л}}$  — средняя скорость движения воздуха в лаве, м/с;  $v_{\text{т}}$  — средняя скорость падения угля в лаве, м/с). Скорость падения угля в лаве зависит от угла падения пласта и местоположения комбайна в забое (на шахтах Центрального Донбасса она составляет 3—9 м/с. Оптимальная по пылевому фактору скорость движения воздуха при нисходящем проветривании в 2—6 раз больше, чем при восходящем. Поэтому переход на нисходящее проветривание позволяет увеличить нагрузку на действующие лавы и улучшить их проветривание. Увеличение скорости движения воздуха до значения, близкого к оптимальному, приводит к уменьшению не только запыленности воздуха, но и содержания частиц пыли крупностью  $< 10$  мкм. Оптимальная по пылевому фактору скорость движения воздуха в подготовительных забоях находится в пределах 0,4—0,6 м/с.

### 3.9. Способы измерения запыленности воздуха

*Метрологические особенности пылевого контроля.* Измерение концентрации пыли — трудная метрологическая задача. Это объясняется тем, что пыль представляет собой сложную систему, которую нельзя описать одним или двумя параметрами. Пыль в основном имеет полидисперсный характер (размеры частиц изменяются от  $10^{-2}$  до  $10^2$  мкм, а концентрация пыли — от  $10^{-8}$  до  $10^5$  мг/м<sup>3</sup>). Кроме того, форма и физико-химические свойства частиц пыли могут быть разнообразными. Следует учитывать и изменение свойств пыли во времени. Все это исключает возможность разработки универсального метода измерения концентрации пыли. Известные аналитические методы можно использовать для количественного контроля пыли только в узком интервале концентраций. В отличие от газоанализаторов, которые основаны как на химических, так и на физических методах измерения, в пылемерах применяются только физические методы. Выделение частиц пыли из пыле-газовой смеси, являющейся неустойчивой аэродисперсной системой, возможно методом фильтрации (с использованием центробежных, инерционных и электростатических сил) и методом термодиффузии. Метод фильтрации получил наибольшее применение при определении концентрации как атмосферной пыли и пыли производственных помещений, так и пыли в отходящих промышленных газах. Он основан на пропускании через фильтр определенного объема исследуемого воздуха при помощи аспирационного устройства. Выделение взвешенных частиц пыли с помощью центробежных сил осуществляется в циклоне. Инерционное осаждение частиц пыли основано на использовании кинетической энергии, приобретаемой частицей при прохождении ее через сопло. Выделение взвешенных частиц пыли с помощью электростатических сил основано на способности заряженных частиц перемещаться в электрическом поле. Для зарядки частиц пыли используется коронный разряд, создаваемый при высоком напряжении. Выделение взвешенных частиц пыли методом термодиффузии основано на их способности двигаться от теплой к холодной поверхности и осаждаться на ней. Сила, действующая на частицу в поле температурного градиента, пропорциональна диаметру частицы и температурному градиенту. С увеличением теплопроводности частиц она уменьшается. Методами термодиффузии и электростатического осаждения можно выделить частицы пыли крупностью  $\leq 0,01$  мкм, методом фильтрации — крупностью  $\leq 0,1$  мкм, методом инерционного осаждения — крупностью  $> 0,5$  мкм, методом центробежного осаждения — крупностью  $> 1$  мкм.

Различают следующие методы измерения концентрации пыли, основанные на предварительном ее осаждении.

1. Весовой метод, суть которого состоит в выделении из пылегазового потока частиц пыли и определении их веса.

2. Радиоизотопный метод, основанный на использовании свойства радиоактивного излучения поглощаться частицами пыли.

3. Оптический метод, суть которого состоит в предварительном осаждении частиц пыли на фильтре и определении оптической плотности пылевого осадка. Концентрация пыли в атмосферном воздухе определяется путем осаждения ее на фильтр, обработанный флуоресцирующими растворами, и последующего измерения интенсивности светового потока.

4. Пьезоэлектрический метод, известный в двух вариантах, основанных на измерении изменений частоты колебаний пьезокристалла при осаждении на его поверхности частиц пыли и на подсчете электрических импульсов, возникающих при соударении частиц пыли с пьезокристаллом.

5. Метод, основанный на полном улавливании частиц пыли водой и на дальнейшем отделении их от газа. По степени помутнения воды определяется концентрация пыли в пыле-газовом потоке, пропускаемом через воду. Мутность образующейся водной суспензии определяется по интенсивности прошедшего через мутную воду светового потока, которая сравнивается с интенсивностью светового потока, прошедшего через чистую воду.

6. Метод, основанный на измерении изменений частоты колеблющегося элемента при осаждении на нем пыли.

7. Метод, основанный на измерении перепада давления на входе и выходе фильтра при пропуске через него пыле-газового потока с постоянной скоростью. Метод можно использовать для непрерывного измерения концентрации пыли.

Для измерения концентрации пыли без предварительного ее осаждения используются оптические (абсорбционный, голографический), интегрального светорассеяния и лазерного зондирования), электрические (индукционный, контактно-электрический, емкостной и пьезоэлектрический) и акустический методы. Абсорбционный метод основан на явлении поглощения света при прохождении его через пыле-газовую среду. Метод интегрального светорассеяния позволяет определять концентрацию пыли по измерению суммарной интенсивности рассеянного света. Для измерения концентрации пыли в атмосфере применяется метод счета частиц по интенсивности рассеянного света. Голографический метод основан на получении фраунгоферовой голограммы, представляющей собой наложение дифракционной картины частиц дальнего поля и поля источника света. Метод позволяет получить информацию о концентрации и размере частиц и о положении их в пространстве. Для измерения концентрации атмосферной пыли на больших пространствах и пыли, выбрасываемой в атмосферу промышленными предприятиями, находящимися от места измерения на расстоянии до 10 км, используется метод лазерного зондирования. Индукционный метод основан на определении индуцированного на электроде измерительной камеры заряда, возникшего при движении через камеру заряженных частиц пыли, а контактно-электрический метод — на способности частиц пыли электризоваться при соприкосновении с твердым материалом. В основу емкостного метода положено измерение изменения емкости конденсатора при введе-

нии частиц пыли между его пластинами. Акустический метод основан на измерении изменений параметров акустического поля при наличии частиц пыли в пространстве между источником и приемником звука.

*Методы дисперсионного анализа пыли.* Различают прямые и косвенные методы дисперсионного анализа. К прямым относятся методы непосредственного измерения размеров частиц с помощью некоторого масштаба (шкалы микроскопа или ячейки сит). К косвенным относятся методы определения размеров частиц по какому-либо признаку, зависящему непосредственно от размеров (например, по скорости оседания в вязкой среде, скорости растворения, отражению света суспензией, адсорбционной способности и др.).

Согласно теории А. Н. Колмогорова, при дроблении распределение частиц по размерам асимптотически приближается к логарифмически нормальному закону, т. е. плотность распределения частиц по размерам описывается функцией

$$n_r = (\sqrt{\pi} \ln \beta r)^{-1} \exp [(\ln r - \ln r_c)^2 / (2 \ln^2 \beta)],$$

где  $n_r$  — доля частиц пыли размером от  $r$  до  $r + \Delta r$ ;  $\beta$  — параметр, характеризующий степень рассеивания частиц в зависимости от их размеров;  $r_c$  — средний размер частиц, м;  $\pi = 3,14$ .

Экспериментальная проверка этой функции автором показала применимость логарифмического закона распределения к распределению частиц по размерам в пылевом облаке при различных производственных процессах в подготовительных и очистных выработках угольных шахт.

Вещественный состав пыли зависит от состава разрушаемых пород. В угольных шахтах пыль в основном состоит из угольных и породных частиц. Кроме того, в ее состав входят металлические частицы, образующиеся в результате истирания режущих инструментов.

#### 4. ТЕПЛОВОЙ РЕЖИМ ШАХТ

##### 4.1. Микроклимат горных выработок

Среднее физическое состояние воздушной среды в горных выработках определяет их микроклимат. Он зависит от температуры, влажности, скорости движения воздуха и его давления. Эти параметры в шахте различны. В главных входящих выработках они находятся под сильным влиянием климата на поверхности, а по мере удаления потока от поверхности на них все большее влияние оказывают горно-геологические факторы. В глубоких шахтах физическое состояние воздуха практически не зависит от климата на поверхности. В них формируется собственный микроклимат, кото-



рый существенно зависит от тепло-влагообменных процессов, происходящих по пути движения шахтного воздуха. Шахтный микроклимат оказывает влияние на физико-механические свойства горных пород и на безопасное состояние сооружений и выработок. Изменения шахтного микроклимата могут вызвать обмерзание шахтных стволов, штолен и каналов вентиляторных установок, разрушение вентиляционных сооружений и предохранительных целиков в соляных шахтах, обвалы и пучение стенок выработок в зоне многолетней мерзлоты, обильную конденсацию пара и обводненность вентиляционных стволов глубоких шахт и др. Микроклимат горных выработок влияет на физиологию и гигиену труда подземных рабочих. В организме человека непрерывно образуется тепловая энергия (от 90 Дж/с при бодрствовании в покое до 500 Дж/с и больше при выполнении тяжелой физической работы). Теплоотдача тела человека (поддержание в нем постоянной температуры 36,9 °С) является важным условием для нормального протекания жизненных процессов. Переохлаждение тела человека приводит к простудным заболеваниям, а задержка отдачи тепла — к перегреву и возникновению теплового стресса или удара, что вызывает ухудшение самочувствия человека, снижение производительности труда, увеличение травматизма и может привести к серьезным заболеваниям.

Теплоотдача тела человека в окружающую среду осуществляется конвекцией, теплоизлучением (радиацией) и испарением пота. Конвективная теплоотдача происходит при обтекании тела человека воздушным потоком. Интенсивность охлаждения обнаженной части тела зависит от разницы температур поверхности кожи и воздуха и от скорости обтекающего потока. Когда температура воздуха выше температуры кожи, воздушный поток обогревает человека. Одежда и неподвижные воздушные слои между одеждой и телом задерживают конвективный теплообмен. Перенос тепла в этом покрытии производится теплопроводностью и конвекцией просачивающегося воздуха. Количество тепла, которое тело человека отдает окружающей среде излучением инфракрасных волн, зависит от коэффициента тепловой радиации, площади обнаженной поверхности тела и разницы температур кожи и окружающей среды. При температуре поверхности горных выработок 30—35 °С теплоизлучение тела человека близко к нулю. При температуре поверхности выработок, большей температуры тела человека, возникает обратный поток лучистой энергии (от поверхности выработок к человеку). Часть этой энергии задерживается в поверхностных слоях кожи (инфракрасные лучи с длиной волн 6—14 мм), другая часть проникает в тело человека на несколько сантиметров (лучи с длиной волн 0,76—1,4 мм).

Потоотделение человека является важнейшим терморегуляционным механизмом. Охлаждение тела наступает при наличии условий для испарения отделяющегося пота. Испарительный процесс зависит прежде всего от относительной влажности воздуха. Потоотделение активизируется с увеличением наружной темпера-

Таблица 4.1

Минимальная скорость движения воздуха, м/с	Допустимая температура воздуха (°C) при относительной его влажности, %		
	60—75	76—90	90
0,25	24	23	22
0,50	25	24	23
1,5	26	25	24
2	26	26	25

Примечание. При температуре воздуха в очистных и подготовительных забоях <math> < 16 </math> °C скорость воздушного потока должна быть  $\leq 0,75$  м/с, если она является достаточной для предотвращения опасности загазования выработок.

Таблица 4.2

Скорость движения воздуха, м/с	Допустимая температура воздуха (°C) при относительной его влажности, %	
	60—75	76—90
0,5	18	19
1	19	20
1,5	20	21
2	21	22

туры. При выполнении тяжелой физической работы в неблагоприятных климатических условиях человек может отделать в течение 1 ч пота 2,5 л и более. То теплоотдача при испарении пота достигает допустимой максимальной величины для человека (в среднем 2500 кДж/ч). Такой расход энергии должен чередоваться в течение рабочего дня с меньшими нагрузками, чтобы общая энергоотдача была  $\leq 20\,000$  кДж.

Микроклимат, при котором терморегуляция человеческого организма протекает оптимально, называется комфортным. В шахтных условиях трудно поддерживать комфортный микроклимат. Поэтому Правилами безопасности и Санитарными правилами для угольных шахт нашей страны нормируется допустимый микроклимат (табл. 4.1). При искусственном охлаждении воздуха в шахтах Санитарными правилами нормируется минимальная температура на рабочих местах (табл. 4.2) и максимальный перепад температуры на пути движения рабочих в горных выработках (табл. 4.3).

Таблица 4.3

Максимальная температура воздуха, °C	Минимальная температура воздуха (°C) при скорости его движения, м/с							
	1	2	3	4	5	6	7	8
28	10	12	14	16	18	20	22	24
26	9	11	13	15	17	19	21	23
24	8	10	12	14	16	18	20	22
22	7	9	11	13	15	17	19	21
20	6	8	10	12	14	16	18	20

В мировой практике нет единого метода нормирования шахтного микроклимата. Для этой цели применяются кататермометрия, американская и бельгийская эффективные температуры, французская результивная температура, индексы теплового напряжения, тепловой баланс тела человека и др. Приведенные в табл. 4.1, 4.2 и 4.3 нормативные данные обеспечивают наиболее благоприятные климатические условия на отечественных шахтах по сравнению с нормативными данными в других странах.

Для предотвращения обмерзания горных выработок и сооружений поступающий в шахту воздух в зимних условиях должен подогреваться до температуры  $\geq 2^\circ\text{C}$ .

#### 4.2. Термовлажностные параметры шахтного воздуха

Шахтный воздух характеризуется большой влажностью. Последняя зависит от температуры и влажности воздуха на поверхности, влажности горных выработок, изменения температуры воздуха и поверхности выработок, скорости вентиляционных потоков, давления воздуха. Влажный воздух — смесь сухого воздуха и водяных паров. Физические свойства влажного воздуха описываются законами физики идеальных газов. Основными параметрами влажного воздуха являются температура, давление, плотность, абсолютная и относительная влажность, влагосодержание, теплосодержание (энтальпия).

Уравнение состояния (Клапейрона—Менделеева) влажного воздуха имеет вид

$$p/\rho = RT, \quad (4.1)$$

где  $p$  — давление воздуха, Па;  $\rho$  — плотность воздуха,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $T$  — абсолютная температура, К;  $R$  — газовая постоянная,  $\text{Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ .

Давление влажного воздуха по закону Дальтона можно выразить в виде

$$p = p_c + p_n, \quad (4.2)$$

где  $p_c$ ,  $p_n$  — соответственно давление сухого воздуха и водяных паров, Па.

Аналогично давлению плотность воздуха

$$\rho = \rho_c + \rho_n, \quad (4.3)$$

где  $\rho_c$ ,  $\rho_n$  — соответственно плотность сухого воздуха и водяных паров,  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

Количество водяных паров, содержащееся в  $1 \text{ м}^3$  влажного воздуха, называется абсолютной влажностью воздуха, т. е. абсолютная влажность воздуха — это парциальная плотность водяных паров,  $\rho_n$ . Содержание паров в воздухе может увеличиваться при данной температуре до предела его насыщения. Абсолютная влажность воздуха в насыщенном состоянии увеличивается с ростом температуры.

Таблица 4.4

$t, ^\circ\text{C}$	$\rho_{\text{п. н}}, \text{ г/м}^3$	$p_{\text{п}}, \text{ Па}$	$t, ^\circ\text{C}$	$\rho_{\text{п. н}}, \text{ г/м}^3$	$p_{\text{п. н}}, \text{ Па}$
-20	1,1	120,0	15	12,8	1693,2
-15	1,5	186,7	20	17,2	2319,8
-10	2,3	280,0	25	22,9	3546,4
-5	3,4	413,3	30	30,1	4213,0
0	4,9	613,3	35	39,3	5586,2
5	6,8	866,6	40	50,8	7319,4
10	9,4	1226,6	45	64,9	9519,2

Относительная влажность воздуха (%) характеризует степень насыщения воздуха водяными парами и определяется по формуле

$$\varphi = \rho_{\text{п}} / \rho_{\text{п. н}}, \quad (4.4)$$

где  $\rho_{\text{п. н}}$  — абсолютная влажность воздуха в насыщенном состоянии,  $\text{кг/м}^3$ .

Для состояния паров при данной температуре выражение (4.4) с учетом уравнения (4.1) примет вид

$$\varphi = p_{\text{п}} / p_{\text{п. н}}, \quad (4.5)$$

где  $p_{\text{п. н}}$  — парциальное давление водяных паров, насыщающих воздух при данной температуре, Па (табл. 4.4).

Температура рудничного воздуха повышается в процессе его движения к забоям. Если при этом в выработках происходит интенсивное испарение воды, то относительная влажность воздуха постепенно увеличивается и может достигать 95%. Температура исходящих вентиляционных потоков уменьшается, что приводит к дальнейшему увеличению относительной влажности и к конденсации паров.

Влагодержание ( $\text{кг/кг}$ ) — это отношение плотности водяных паров к плотности сухого воздуха, т. е.

$$X = \rho_{\text{п}} / \rho_{\text{с}}. \quad (4.6)$$

Из выражений (4.1) и (4.6) с учетом выражения (4.2) получим

$$X = \frac{R_{\text{с}}}{R_{\text{п}}} \frac{p_{\text{п}}}{p - p_{\text{п}}}, \quad (4.7)$$

где  $R_{\text{с}} = 287,04$  — газовая постоянная сухого воздуха,  $\text{Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ ;  $R_{\text{п}} = 461,66$  — газовая постоянная водяных паров,  $\text{Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ .

Теплосодержание ( $\text{Дж/кг}$ ) — это количество тепловой энергии, заключенное в 1 кг массы газа. Теплосодержание влажного воздуха определяется по формуле

$$J = c_{\text{с}} t + X (r + c_{\text{п}} t), \quad (4.8)$$

где  $t$  — температура воздуха, °С;  $c_c$  — теплоемкость сухого воздуха при постоянном давлении, Дж/(кг·К);  $r$  — скрытая теплота парообразования, Дж/кг;  $c_n$  — теплоемкость водяных паров при постоянном давлении, Дж/(кг·К).

При нормальных условиях ( $t=0$  °С;  $p=101\,325$  Па)  $c_c=1005$  Дж/(кг·К),  $r=2,5 \cdot 10^6$  Дж/кг и  $c_n=1926$  Дж/(кг·К).

Пренебрегая изменением величин  $c_c$  и  $c_n$ , получим

$$J = 1005t + 2,5 \cdot 10^6 X. \quad (4.9)$$

Плотность влажного воздуха определяется по формулам:

$$\rho = \frac{1}{T} \left( \frac{p_c}{R_c} + \frac{p_n}{R_n} \right); \quad (4.10)$$

$$\rho = \frac{0,00348}{T} (p - 0,378p_n). \quad (4.11)$$

В шахтных условиях температура и относительная влажность воздуха измеряются аспирационным психрометром.

### 4.3. Факторы теплового режима шахт

Вентиляционные потоки способствуют интенсивному теплообмену и переносу тепла и влаги в горных выработках. Они оказывают большое влияние на формирование теплового режима шахты, зависящего от температуры и влажности атмосферного воздуха и вмещающих пород, процессов испарения, окисления, сжатия и расширения воздуха, теплообмена с трубопроводами и местными теплоисточниками.

Температура и влажность атмосферного воздуха. Параметры атмосферного воздуха зависят от климатических особенностей данного географического района. Сезонные изменения температуры и влагосодержания воздуха имеют характер периодических колебаний. Среднемесячная температура атмосферного воздуха определяется по формуле

$$t_m = t_r - \Delta t \cos(\omega\tau), \quad (4.12)$$

где  $t_m$  — среднемесячная температура атмосферного воздуха, °С;  $t_r$  — среднегодовая температура воздуха в районе, °С;  $\Delta t$  — максимальное отклонение от среднегодовой температуры (амплитуда колебания), °С;  $\omega = 2\pi/365$  — суточная частота температурных колебаний;  $\tau$  — продолжительность периода, прошедшего с начала текущего года, сут.

Температура и влажность атмосферного воздуха на дневной поверхности в зимний период имеют небольшие значения, а при поступлении воздуха в шахту они быстро увеличиваются. Летом поступающий в шахту воздух имеет высокую температуру и большую влажность, что ограничивает процесс испарения. При охлаждении воздуха быстро происходит конденсация водяных паров. Аналогично происходят процессы испарения и конденсации днем

и ночью. Амплитуда колебаний температуры и влажность поступающего в шахту воздуха уменьшается тем больше, чем интенсивнее процессы теплообмена на пути вентиляционных потоков и меньше скорость движения воздуха.

Температура горных пород. Тепловой режим в различных географических районах формировался под влиянием рельефа земной поверхности, возраста, состава и строения горного массива, теплофизических процессов в массиве, режима подземных вод и др. Температура пород на глубине  $H$  определяется по формуле

$$\theta_n = \theta_n + \sigma (H - H_n), \quad (4.13)$$

где  $H_n$  — расстояние от поверхности до пород с постоянной температурой (глубина нейтрального слоя), м;  $\theta_n$  — температура пород в нейтральном слое, °С;  $\sigma$  — геотермический градиент района (изменение температуры пород, приходящееся на 1 м глубины), °С/м.

Нейтральный слой расположен на расстоянии 20—40 м от земной поверхности и имеет температуру, примерно равную среднегодовой температуре атмосферного воздуха в данном районе. Температура пород над нейтральным слоем зависит от суточных и сезонных колебаний температуры воздуха и от циркуляции почвенных вод. Он определяется путем измерений температуры в скважинах и горных выработках. Установлено, что геотермический градиент имеет постоянную величину до глубины 1500—2000 м. На большей глубине средние значения геотермического градиента возрастают. Величина, обратная геотермическому градиенту, называется геотермической ступенью. Геотермическая ступень считается нормальной, если температура горных пород повышается с увеличением глубины и остается почти постоянной на уровне отдельных горизонтов. Геотермическая ступень в различных отложениях изменяется в пределах 2—200 м/°С. В нефтяных месторождениях она чаще находится в пределах 10—15 м/°С, в угольных месторождениях — 30—40 м/°С, в рудных месторождениях — 50—130 м/°С. Геотермическая ступень в угольных шахтах Донбасса составляет 34—39 м/°С, а в рудных шахтах Кольского полуострова — 50—70 м/°С. В некоторых районах наблюдаются местное повышение или уменьшение температуры горных пород под влиянием глубинных или поверхностных вод или других геофизических проявлений. В зоне геотермической аномалии температура пород переменная по всем направлениям и может быть представлена изотермами на горизонтальных и поперечных планах.

Теплообмен между шахтным воздухом и горными породами. Процессы теплообмена в горных выработках нарушают первичное температурное поле горного массива. Наибольшие изменения температуры горных пород наблюдаются у стен выработок. Тепловой поток на границе между температурным полем этого слоя и температурным полем воздуха

в турбулентном ядре вентиляционного течения описывается уравнением Ньютона конвективного теплообмена

$$\theta_k = \alpha_T (\theta_c - t) P_B l_B, \quad (4.14)$$

где  $\theta_k$  — конвективный тепловой поток, Вт;  $\alpha_T$  — коэффициент теплопередачи, Вт/(м<sup>2</sup>·К);  $\theta_c$ ,  $t$  — температура соответственно стенки выработки и воздуха в выработке, К;  $P_B$  — периметр поперечного сечения горной выработки, м;  $l_B$  — длина выработки, м.

Коэффициент теплопередачи характеризует количество тепла, переносимое через пограничный слой между турбулентным ядром воздушного потока и обтекаемой им поверхностью выработки. Оно зависит от теплофизических свойств воздуха, скорости его движения, шероховатости поверхности выработки и ее влажности, температуры пограничного воздушного слоя и др. Коэффициент теплопередачи находится опытным путем. Для прямых участков горных выработок он определяется по формуле

$$\alpha = 2,326\varepsilon (\rho Q)^{0,8} P_B^{0,2} / S_B, \quad (4.15)$$

где  $\varepsilon$  — коэффициент, учитывающий шероховатость поверхности выработки (для незакрепленной выработки с гладкой поверхностью  $\varepsilon = 1$ );  $Q$  — дебит вентиляционного потока, м<sup>3</sup>/с;  $\rho$  — плотность воздуха, кг/м<sup>3</sup>;  $S_B$  — площадь поперечного сечения горной выработки, м<sup>2</sup>.

Для закрепленной горной выработки  $\varepsilon = 3$  при поперечном и продольном калибре крепи, равном соответственно 0,12 и 3—7.

Конвективный теплообмен при влажной поверхности выработки сопровождается испарением влаги. Необходимое для испарения тепло отдается воздухом и породами. Если  $t < \theta_c$ , то тепловой поток направлен от поверхности выработки к воздуху и может увеличить только влажность воздуха (изотермическое увлажнение) или одновременно влагосодержание и температуру. Если  $t > \theta_c$ , то воздух охлаждается только в результате испарения влаги с поверхности выработки (адиабатическое увлажнение) или одновременно в результате испарения влаги и подогрева слоя пород у поверхности выработки. Если  $\theta_c < t_M$  ( $t_M$  — температура мокрого термометра), то пар конденсируется на стенах.

Описанные выше процессы тепловлагообмена описываются зависимостью (4.14) с учетом приведенного коэффициента теплопередачи, определяемого по формуле

$$\alpha_{пр} = \alpha + \beta_p \frac{(\rho_{п.с} - \rho_n) q_n}{\theta_c - t}, \quad (4.16)$$

где  $\beta_p$  — коэффициент влагопередачи, кг·м/с·Дж;  $\rho_{п.с}$  — парциальное давление насыщенных водяных паров при температуре поверхности выработки, Па;  $\rho_n$  — парциальное давление водяных паров в шахтном воздухе, Па;  $q_n$  — теплота парообразования, Дж/кг.

Если с поверхности выработки происходит интенсивное испарение, то  $\theta_c - t \rightarrow 0$  и  $\alpha_{пр} \rightarrow \infty$ . В теплотехнических расчетах такое состояние принимается при  $\alpha > 30$ .

Окислительные процессы. Уголь, сульфидные руды, угленосные сланцы и древесина окисляются при сравнительно низкой температуре. Интенсивность процесса окисления зависит от их раздробленности, влажности и температуры, а также доступа к ним кислорода. Образованная при окислении теплота определяется по формуле А. Ф. Воропаева

$$\psi_{ок} = \alpha_{в} q_{т} P_{в} l_{в}, \quad (4.17)$$

где  $q_{т}$  — удельное теплообразование (при скорости движения воздуха 1 м/с), Вт/м<sup>2</sup>;  $\alpha_{в}$  — коэффициент, учитывающий влияние скорости движения воздуха.

Удельное теплообразование определяется опытным путем. На шахтах Донбасса  $q_{т} = (3 \div 5)$  Вт/м<sup>2</sup>. При интенсивном выделении метана удельное теплообразование уменьшается в 1,5—2 раза вследствие охлаждающего эффекта десорбции газа.

Сжатие и расширение воздуха. В нисходящих потоках повышается атмосферное давление и воздух сжимается. В восходящих потоках воздух расширяется. В первом случае воздух нагревается, а во втором охлаждается (в результате перехода механической энергии в тепловую и наоборот). Количество тепла, поглощающееся или освобождающееся при этом термодинамическом процессе, определяется по формуле

$$\psi_{в} = a_{т} \frac{z_{н} - z_{к}}{l_{в}} \chi p Q c_{п.д}, \quad (4.18)$$

где  $z_{н}$ ,  $z_{к}$  — геодезическая высота в начале и конце вентиляционного потока, м;  $a_{т}$  — температурный градиент вентиляционного потока (являющийся следствием термодинамического процесса), °С/м;  $\chi$  — текущая длина выработки, м;  $c_{п.д}$  — теплоемкость воздуха при постоянном давлении, Дж/(кг · К).

$$a_{т} = g(m - 1)/(mR_c); \quad (4.19)$$

$g$  — ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $m$  — показатель политропы;  $R_c$  — газовая постоянная, Дж/(кг · К).

Значения показателя политропы в горных выработках сравнительно близки к значениям показателя адиабаты, поэтому в инженерных расчетах принимается адиабатический градиент.

Теплообмен между вентиляционным потоком и трубопроводом описывается зависимостью

$$\psi_{т} = k_{т} (t_{т} - t) P_{т} l_{т}, \quad (4.20)$$

где  $k_{т}$  — коэффициент теплоперехода от стенок трубопровода к воздуху выработок, Вт/(м<sup>2</sup> · К);  $t_{т}$  — температура воздуха в трубопроводе, °С;  $P_{т}$  — периметр поперечного сечения трубопровода, м;  $l_{т}$  — длина трубопровода, м;

$$k_{т} = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_1} + \frac{1}{\alpha_2} + \frac{\delta}{\lambda_{т}}}, \quad (4.21)$$



$\alpha_1$  — коэффициент теплопередачи для внешней стенки трубопровода, Вт/(м<sup>2</sup>·К);  $\alpha_2$  — то же, для внутренней стенки, Вт/(м<sup>2</sup>·К);  $\delta$  — толщина стенки трубопровода, м;  $\lambda_T$  — коэффициент теплопроводности стенки трубопровода, Вт/(м·К).

Температура воздуха в трубопроводе является функцией длины и времени.

Описанные выше процессы тепло- и влагообмена распределены по длине горных выработок и могут быть стационарными или нестационарными. Некоторые из них зависят также от температуры воздуха. К этим процессам можно отнести также тепломассообмен с водоотводными канавами, транспортируемой горной массой, кабелями и др. В горных выработках могут находиться и другие источники тепла (трансформаторы, электродвигатели, пневматические двигатели и машины, механизмы, светильники, люди). Эти источники тепла оказывают непосредственное влияние на температуру шахтного воздуха вокруг них, где смешивается тепловая энергия поступающего воздуха с тепловым потоком местного источника. Температура вентиляционного потока после смешивания с тепловым потоком от местного источника определяется по формуле

$$t_2 = t_1 + \frac{N_{T.и}}{\rho Q c_{п.д}}, \quad (4.22)$$

где  $t_1$  — температура воздуха до появления местного теплоисточника, °С;  $t_2$  — температура воздуха в результате влияния местного теплоисточника, °С;  $N_{T.и}$  — мощность теплового потока от местного источника, Вт.

Количество обменного тепла зависит от вида источника, мощности поступаемой в него внешней энергии и продолжительности работы. Местным источником теплообмена являются также воздухоохладители при искусственном охлаждении воздуха. Их влияние также описывается формулой (4.22), в которой второе слагаемое в правой части берется со знаком минус.

В условиях многолетнемерзлых пород возникают особые тепловые условия. Воздухоподающие горные выработки в таких условиях подвергнуты резким годовым колебаниям температуры воздуха. Температура воздуха в очистных забоях обычно отрицательная. Летом в воздухоподающих выработках наблюдается оттаивание пород, а зимой — промерзание. В результате оттаивания существенно уменьшается устойчивость горных выработок, в результате чего затрудняется ведение горных работ. Для сохранения устойчивости горных выработок рекомендуется поддерживание отрицательной температуры воздуха в них в течение всего года.

#### 4.4. Тепловой баланс шахт и вентиляционных потоков

Распределение тепловой энергии, поступающей в горные выработки, по видам источников зависит от конкретных горно-геологических и горнотехнических условий. По данным литературных

источников, тепловой баланс угольной шахты на глубине 1000 м следующий: тепловыделения от пород, в результате процессов окисления, работы машин равны соответственно 48,5; 28,8; 8,5 %. С увеличением глубины шахт возрастает доля тепловыделений из пород и за счет термодинамического эффекта от сжатия и расширения воздуха. На глубине 1000—2000 м доля тепловыделений за счет термодинамического эффекта достигает 30 %. Прирост тепловой энергии по направлению движения вентиляционного потока между двумя его поперечными сечениями определяется по формуле

$$\Delta\psi = \rho Q (J_2 - J_1), \quad (4.23)$$

где  $J_1, J_2$  — энтальпия (теплосодержание) воздуха соответственно в первом и втором сечениях, Дж/кг.

Из выражений (4.23) и (4.8) получим уравнение теплового баланса вентиляционного потока при процессах теплообмена

$$\Sigma\psi = \rho Q c_{п.д} (t_2 - t_1) + \rho Q r (X_2 - X_1), \quad (4.24)$$

где  $\Sigma\psi$  — результирующий тепловой поток, Вт;  $X_1, X_2$  — влагосодержание воздуха соответственно в первом и втором сечениях, кг/кг;  $r$  — скрытая удельная теплота парообразования, Дж/кг.

Уравнение (4.24) показывает, что результирующий тепловой поток оказывает влияние на температуру воздуха (явную теплоту) и на его влажность (скрытую теплоту). Во влажных горных выработках наблюдается интенсивное испарение воды и уменьшение прироста температуры. В результате насыщения водным паром замедляется рост влажности и увеличивается количество явной теплоты.

Тепловой баланс вентиляционных потоков определяется для отдельных выработок и участков вентиляционной сети или для шахты на основе измеренных или прогнозных значений температуры, давления и относительной влажности воздуха.

#### 4.5. Кондиционирование шахтного воздуха

При температуре шахтного воздуха, не соответствующей санитарно-гигиеническим требованиям, возникает необходимость регулирования теплового режима шахты. Совокупность мероприятий, изменяющих термовлажностное состояние воздуха, называется **тепловым кондиционированием** воздуха. Последнее осуществляется путем интенсивной вентиляции горных выработок, ограничивая притока тепла к воздуху, искусственного охлаждения и осушения воздуха и искусственного подогрева поступающего в шахту воздуха. Интенсивная вентиляция горных выработок достигается увеличением скорости вентиляционного потока. Охлаждающий эффект вентиляционного потока интенсивно проявляется при увеличении его скорости с 0,5 до 4 м/с. При дальнейшем увеличении скорости потока интенсивность уменьшения температуры воздуха снижается, т. е. температура воздуха

асимптотически приближается к некоторой постоянной температуре. Если последняя выше допустимой максимальной температуры, то наряду с интенсивной вентиляцией следует применить искусственное охлаждение воздуха.

Теплопоступление к воздуху ограничивается с помощью теплоизоляции поверхности выработок и трубопроводов, ограничения низкотемпературного окисления угля и древесины, уменьшения числа и мощности местных теплоисточников, обособленного проветривания мощных теплоисточников (камер с трансформаторами, насосных станций, подъемных установок и др.), охлаждения сжатого воздуха перед подачей его в шахтные трубопроводы, выбора рационального движения поступающих вентиляционных потоков. Практика показывает, что целесообразно осуществлять теплоизоляцию вновь пройденных выработок в породах с температурой  $>40^{\circ}\text{C}$ . Вокруг старых горных выработок имеется уже охлажденный слой пород, выполняющий роль теплоизоляции. Теплоизоляция поверхности призабойного пространства, где породы наиболее интенсивно отдают тепло, практически невозможна. Теплоизоляция трубопроводов применяется успешно (теплопоступления от них уменьшаются в 4—5 раз). Теплоизоляционными считаются материалы, для которых  $\lambda=0,25$  Вт/(м·К). Кроме того, они должны быть дешевыми, легкими, компактными, гигроскопическими, безопасными в отношении пожаров. Этим условиям отвечают доменные и котельные шлаки, для которых  $\lambda=0,17\div 0,29$ . В настоящее время на шахтах все более широкое применение находят пенопласты ( $\lambda=3,5\div 5,8$ ) из-за сравнительно легкого механизированного нанесения их на поверхность выработок и повышенной устойчивости к воздействию шахтной атмосферы. Теплоизоляция позволяет уменьшить необходимую для поддержания определенной температуры скорость вентиляционного потока. Однако для каждого конкретного случая необходимо делать технико-экономическое сравнение вариантов с вентиляцией и теплоизоляцией.

Тепловыделение в результате процессов окисления можно сократить путем уменьшения количества угольной пыли и мелочи в выработках, изоляции поверхностей угля с помощью слоя глины или других материалов, уменьшения продолжительности откатки добытого угля, отказа от применения деревянной крепи или импрегнирования древесины растворами, препятствующими гниению.

Вентиляционные схемы при высокой температуре пород оказывают существенное влияние на нагрев и увлажнение воздуха при его движении от дневной поверхности до рабочих мест с учетом естественных и горнотехнических условий в выработках, длины пути вентиляционных потоков, продолжительности вентиляции выработок, потерь воздуха в вентиляционной сети. Кроме того, температура шахтного воздуха зависит от степени концентрации и интенсификации горных работ. Выбор рациональной схемы вентиляции по тепловому фактору необходимо осуществлять одновременно с выбором системы разработки. Эта задача решается также

на базе многовариантных технико-экономических расчетов включающих все технические средства регулирования теплового режима шахты (в том числе средства искусственного охлаждения воздуха).

Искусственное охлаждение и осушение воздуха осуществляется путем пропуска воздушного потока через каналы и сооружения, имеющие сравнительно большую поверхность контакта с воздухом и меньшую температуру по сравнению с температурой воздуха (воздухоохладители):

$$\Delta\psi_{\text{ох}} = -\rho Q (c_{\text{п. д}} \Delta t_{\text{ох}} + r \Delta X), \quad (4.25)$$

где  $\Delta\psi_{\text{ох}}$  — общая мощность воздухоохладителей, Вт;  $\Delta t_{\text{ох}}$  — глубина охлаждения, °С;  $\Delta X$  — уменьшение влагосодержания, кг/кг.

Охлаждение позволяет уменьшить явную теплоту воздуха и повысить его относительную влажность до 100 %. При дальнейшем уменьшении температуры воздуха наступает конденсация водяных паров на холодных стенах (потение и стекание воды), что способствует осушению воздуха. Для поддержания процесса охлаждения во внутреннем пространстве воздухоохладителей осуществляется движение холодной воды. Поток воды находится в открытом цикле (при наличии достаточного количества холодной воды) или в замкнутом. В случае замкнутого цикла вода охлаждается с помощью холодильных машин. Искусственное охлаждение шахтного воздуха возможно путем пропускания его через охлажденные и обмерзшие каналы, испарения жидкого воздуха, расширения сжатого воздуха, использования водяных завес и др. Способ охлаждения воздуха путем пропускания его через охлажденные каналы может найти применение в северных районах.

Искусственный подогрев подаваемого в шахту воздуха осуществляется с помощью паровых, водяных или электрических калориферов. Калориферы располагаются в специальных каналах, через которые пропускается часть подаваемого в шахту воздуха. Подогретый воздух подается в шахтный ствол с помощью вентилятора через отверстия, расположенные на расстоянии 1,5—2 м от дневной поверхности. Для лучшего смешивания с поступающим через устье шахтного ствола холодным воздухом теплый воздух направляется под углом к поперечному сечению шахтного ствола.

Мощность калориферной установки определяется следующими зависимостями:

$$\Delta\psi_{\text{кал}} = \rho_1 Q_1 c_{\text{п. д}} (t_1 - t_{\text{п}}); \quad (4.26)$$

$$Q_2 = \frac{\rho_1}{\rho_2} Q_1 \frac{t_1 - t_{\text{п}}}{t_2 - t_{\text{п}}}, \quad (4.27)$$

где  $\Delta\psi_{\text{кал}}$  — теплопроизводительность калориферной установки, Вт;  $Q_1$  и  $Q_2$  — соответственно общий дебит вентиляционного и подогреваемого потоков, м<sup>3</sup>/с;  $t_1$ ,  $t_2$  — температура воздуха соответственно после смешивания с общим потоком и в потоке за

калориферами, °С;  $\rho_1, \rho_2$  — плотность воздуха в тех же местах, кг/м<sup>3</sup>;  $t_{II}$  — температура воздуха на поверхности, °С.

Температура  $t_2$  по технико-экономическим обоснованиям принимается в пределах 60—70 °С, температура воздуха после смешивания  $t_1$  должна быть  $\geq 2$  °С.

#### 4.6. Установки для охлаждения шахтного воздуха

Наибольшее применение нашло искусственное охлаждение шахтного воздуха холодильными установками. Принцип работы такой установки (рис. 4.1) состоит в следующем. С помощью насосов и компрессора поддерживается движение хладагента в машине, жидкости для охлаждения конденсатора и холодоносителя для охлаждения воздуха. Компрессор всасывает пары хладагента из испарителя и нагнетает их в конденсатор. Под влиянием повышенного давления и внешнего охлаждения пары переходят в жидкое состояние, отдавая теплоту в конденсаторе. За регулирующим вентилем давление снова понижается и хладагент испаряется, охлаждая при этом холодоноситель в контуре воздухоохладителя. При этом термодинамическом цикле в контур машины поступает теплота из охлаждаемой жидкости внешнего контура в испарителе в охлаждающую жидкость внешнего контура в конденсаторе. Это возможно согласно второму закону термодинамики благодаря подведенной к системе механической энергии компрессора, мощность которого

$$\psi_k = \psi_x - \psi_{o.ж}, \quad (4.28)$$

где  $\psi_k$  — мощность компрессора, Вт;  $\psi_{o.ж}$  — тепловой поток от охлаждаемой жидкости (холодоносителя) к хладагенту, Вт;  $\psi_x$  — тепловой поток от хладагента к охлаждающей жидкости (теплота конденсации), Вт.

Хладагент должен обладать высокими хладопроизводительными свойствами в термодинамическом цикле машины. Кроме того, он должен отвечать требованиям безопасности в шахтах (не

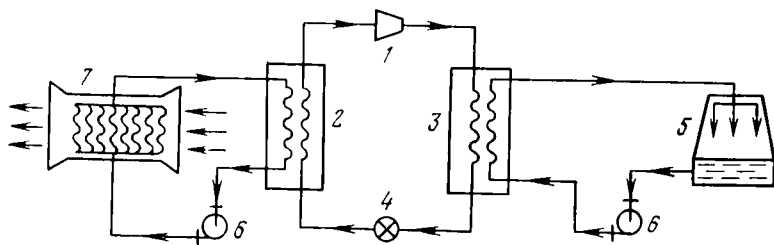


Рис. 4.1. Принципиальная схема установки для искусственного охлаждения шахтного воздуха:

1 — компрессор; 2 — испаритель; 3 — конденсатор; 4 — регулирующий вентиль; 5 — охлаждающее устройство; 6 — насосы; 7 — воздухоохладитель

гореть, не быть ядовитым, не образовывать взрывчатых смесей, иметь слабую агрессивность в отношении конструктивных материалов и масел). Наибольшее применение в качестве хладоносителя нашли аммиак и фреон, но аммиак в подземных холодильных машинах не используется, так как он ядовит и образует взрывчатые смеси. Фреон имеет хорошие термодинамические свойства и более безопасен, чем аммиак, что позволяет применять его в подземных холодильных машинах. Наибольшее применение нашли фреон-12 ( $\text{CF}_2\text{Cl}_2$ ) и фреон-22 ( $\text{CHF}_2\text{Cl}$ ). Фреон-12 — бесцветный газ со слабым запахом (при концентрации более 20 %), не ядовит и не образует взрывчатых смесей. При температуре  $>400^\circ\text{C}$  он разлагается и образует отравляющий газ фосген. Аналогичные свойства имеет фреон-22, но его хладопроизводительность по сравнению с фреоном-12 в 1,6 раз больше.

Для охлаждения конденсатора чаще используется вода, которая движется в замкнутом цикле и отдает свою теплоту в градированном или брызгальном бассейне. В небольших подземных машинах вода движется в открытом цикле (поток теплой воды выводится из проветриваемых горных выработок изолированными трубопроводами или канавами). Хладоносителем в контуре испаритель-воздухоохладитель является вода или раствор соли (рассол). Вода ограничивает глубину охлаждения в испарителе и производительность холодильной машины. Растворы хлорида натрия, хлорида кальция или хлорида магния имеют температуру заморозания соответственно  $-21,2$ ;  $-55$  и  $-33,6^\circ\text{C}$ . Водные растворы указанных солей могут использоваться в смеси с другими минеральными компонентами так, чтобы их температура была на  $5$ — $10^\circ\text{C}$  ниже по сравнению с максимальной температурой охлаждения хладоносителя, а они не были ядовитыми, не имели запаха, не были агрессивными, имели высокую удельную теплоту. Если испаритель холодильной машины расположен на поверхности или на верхнем горизонте, давление хладоносителя в воздухоохладителе может быть очень высоким. В таких случаях в шахте предусматривается промежуточный теплообменник с высоким давлением. Таким образом, оформляются два основных контура хладоносителя (с высоким и низким давлением). В контуре с высоким давлением в качестве хладоносителя используется рассол, а в контуре с низким давлением — вода. Трубопроводы с охлажденным хладоносителем имеют теплоизоляцию. Трубопроводы, по которым хладоноситель возвращается к теплообменникам, могут иметь теплоизоляцию или быть открытыми (в зависимости от теплового режима выработок, по которым они проложены).

На шахтах применяются также (более ограниченно) воздушные и абсорбционные холодильные машины. В воздушно-компрессорных машинах цикл хладопроизводства открытый, а хладагентом и хладоносителем является воздух, который после расширения поступает в вентиляционный поток. В абсорбционных машинах цикл хладопроизводства замкнут и поддерживается процессом сорбции и внешней тепловой энергией испарения хладагента.

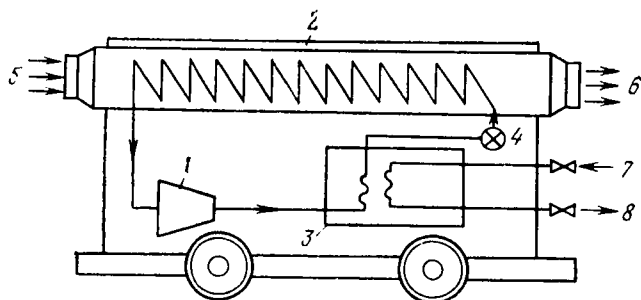


Рис. 4.2. Схема передвижной холодильной установки:

1 — компрессор; 2 — испаритель; 3 — конденсатор; 4 — регулирующий вентиль; 5 — теплый воздух; 6 — охлажденный воздух; 7 — холодная вода; 8 — теплая вода

Холодильные установки бывают стационарными и передвижными. Передвижные установки (рис. 4.2) предназначены для охлаждения воздуха в тупиковых выработках или в отдаленных очистных забоях и имеют хладопроизводительность 50—140 кВт. Воздух в них охлаждается непосредственно у испарителя, а теплота конденсации отводится водой в незамкнутом или замкнутом циклах с дополнительным внешним охлаждением. Некоторые модификации передвижных холодильных установок имеют легкопереносимый воздухоохладитель. Воздушно-компрессорные машины РВК-1 и ВВК-1 имеют хладопроизводительность соответственно 17—20 и 35—45 кВт, а пароконпрессорные типа КПШ — 40—120 кВт.

В перспективе будут применяться следующие схемы искусственного охлаждения воздуха в общешахтной вентиляционной системе:

холодильная установка находится на дневной поверхности, а поступающий в шахту воздух охлаждается у устья шахтного ствола;

холодильная установка находится на дневной поверхности, а высоконапорный теплообменник — в околоствольном дворе; воздухоохладители расположены недалеко от очистных забоев;

холодильная установка находится в шахте, а воздухоохладители — недалеко от забоев; теплота конденсации отводится из шахты исходящим вентиляционным потоком или шахтной водой.

Холодильные установки на поверхности комплектуются турбокомпрессорными холодильными машинами производительностью 2300—4600 кВт. Стационарные холодильные установки в шахте комплектуются турбокомпрессорными или поршневыми машинами хладопроизводительностью 400—1500 кВт. Расположение холодильной машины и всего оборудования на дневной поверхности обеспечивает высокую надежность, эксплуатационную безопасность и большую хладопроизводительность. Однако охлаждение воздуха на дневной поверхности недостаточно эффективно (осо-

бенно для глубоких шахт). Этого недостатка можно избежать при расположении высоконапорного теплообменника в околоствольном дворе. В случае же расположения воздухоохладителей недалеко от забоев возникают затруднения с выносом теплоты конденсации, ограничивающие мощность холодильной установки. Выбор схемы искусственного охлаждения воздуха требует комплексного технико-экономического обоснования с учетом природных условий и дальнейшего увеличения глубины шахты.

На отечественных шахтах для кондиционирования шахтного воздуха используются стационарные и передвижные холодильные установки. Так, на шахте им. А. Стаханова в Донбассе работают три холодильные установки мощностью 8130, 9260 и 7070 кВт, в которых в качестве хладагента используется фреон-12. В воздухоохладителях на дневной поверхности в качестве хладоносителя используется рассол. Каждая установка включает три холодильные машины ХТМФ-248-4000-1С.



## II. ШАХТНАЯ АЭРОМЕХАНИКА

### 5. ОСНОВНЫЕ ЗАКОНЫ АЭРОСТАТИКИ

#### 5.1. Основное уравнение аэростатики

Аэростатика — наука о равновесии газов (воздуха). Она исследует условия, при которых воздух может находиться в неподвижном состоянии — состоянии равновесия. Одной из основных задач аэростатики является определение изменения давления неподвижного воздуха с ростом высоты или глубины, а также условий равновесия находящегося в воздушной среде тела. Давление, рассматриваемое в аэростатике, называется аэростатическим; оно вызывается весом лежащих выше слоев воздуха. Основное уравнение аэростатики в проекциях на координатные оси имеет вид

$$dp = \rho (Xdx + Ydy + Zdz), \quad (5.1)$$

где  $p$  — давление;  $\rho$  — плотность воздуха;  $X$ ,  $Y$ ,  $Z$  — проекции объемной силы, отнесенной к единице массы, на координатные оси;  $x$ ,  $y$ ,  $z$  — координаты.

Если ось  $Oz$  направить вертикально вниз, то  $X=Y=0$  и  $Z=g$ . Тогда уравнение (5.1) примет вид

$$dp = \rho g dz, \quad (5.2)$$

где  $g$  — ускорение свободного падения.

Если начало координат расположить на дневной поверхности (в устье ствола), то давление на глубине  $z=h$  определяется интегрированием уравнения (5.2) при граничных условиях  $z=0$  и  $p=p_0$ , т. е.

$$p = g \int_0^h \rho dz + p_0. \quad (5.3)$$

Если в какой-либо выработке  $\rho = \text{const}$  или  $\rho \neq \text{const}$ , но ее можно характеризовать некоторой средней величиной, то из уравнения (5.3) получим

$$p = p_0 + g\rho h, \quad (5.4)$$

где  $h$  — разность высотных отметок начала и конца выработки.

#### 5.2. Формулы для определения атмосферного давления

В зависимости от термодинамического состояния воздуха его плотность изменяется с ростом глубины. Запишем уравнение газового состояния в виде

$$p = g\rho RT, \quad (5.5)$$

где  $R$  — газовая постоянная,  $T$  — абсолютная температура.

Проинтегрировав уравнение (5.2) при изменении  $z$  от 0 до  $h$  и граничных условиях  $z=0, p=p_0, T=T_0, \rho=\rho_0$ , с учетом уравнения (5.5) получим формулы для определения атмосферного давления:

при изохорическом процессе

$$p = p_0 + g\rho_0 h; \quad (5.6)$$

при изотермическом процессе

$$p = p_0 \exp(h/RT_0). \quad (5.7)$$

Формула (5.7) наиболее проста и дает результаты, весьма близкие к результатам при адиабатическом и политропическом процессах. Формулы (5.6) и (5.7) позволяют определять аэростатическое давление в шахте на различной глубине. Как видно из этих формул, приращение статического давления не зависит от площади поперечного сечения столба воздуха, т. е. давление в выработке не зависит от площади ее поперечного сечения.

### 5.3. Определение равнодействующей сил давления

Согласно закону Паскаля, давление в данной точке воздушной среды одинаково во всех направлениях, а изменение давления в любой точке вызывает такое же изменение давления во всех других точках. Из закона Паскаля следует, что давление, воспринимаемое пластинкой, расположенной в данной точке пространства, не зависит от ее ориентации в пространстве, т. е. давления на одну и другую ее плоскости равны (рис. 5.1). Отсюда следует, что давление на все стенки выработки, расположенные на одной высоте, в неподвижном воздухе одинаково. Так как давление действует по нормали к поверхности, то равнодействующая сил давления, приложенных к пластинке, равна нулю, т. е. аэростатическое давление не может вызвать перемещения тела.

Рассмотрим силы, действующие на находящееся в воздушной среде инородное тело. Пусть это будет некоторый объем  $\Omega$  газа, имеющего плотность, отличную от плотности заполняющего горизонтальную выработку воздуха (рис. 5.2). В каждой точке поверхности  $S$  этого объема по внутренней нормали к поверхности будет действовать сила, вектор которой равен  $\bar{p}$ . Главный вектор всех сил будет равен

$$\bar{P} = \int_s \bar{p} dS. \quad (5.8)$$

Проекции главного вектора на оси координат (см. рис. 5.2) выразятся в следующем виде:

$$\begin{aligned} P_x &= \int_s p \cos \alpha dS; \\ P_y &= \int_s p \cos \beta dS; \\ P_z &= \int_s p \cos \delta dS, \end{aligned} \quad (5.9)$$

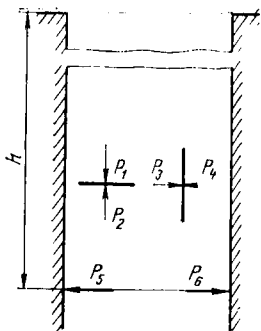


Рис. 5.1. Схема действия аэростатических сил в воздушной среде:  
 $P_1=P_2$ ;  $P_3=P_4$ ;  $P_5=P_6$

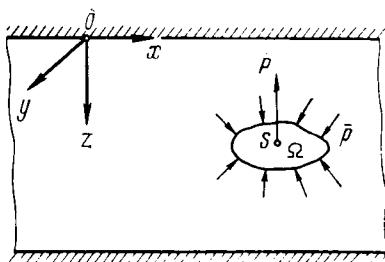


Рис. 5.2. Схема действия сил на тело, помещенное в воздушную среду

где  $\cos \alpha$ ,  $\cos \beta$ ,  $\cos \delta$  — направляющие косинусы внутренней нормали к поверхности  $S$ .

Аэростатическое давление определяется по уравнению (5.4), проинтегрировав которое при  $\rho = \text{const}$  в пределах от 0 до  $z$  и граничных условиях  $z=0$  и  $p=p_0$  получим

$$p = p_0 + g\rho z. \quad (5.10)$$

Давление  $p_0$  — внешнее давление в рассматриваемой горизонтальной выработке, которое передается из соседних выработок.

Используя уравнение (5.10) и формулу перехода от поверхностного интеграла к объемному

$$\int_S \bar{p} dS = - \int_{\Omega} \text{grad } p d\Omega,$$

а также учитывая независимость координат  $x$ ,  $y$ ,  $z$ , получим следующие выражения для определения составляющих главного вектора сил давления:

$$P_x = 0; \quad P_y = 0; \quad P_z = -g\rho\Omega. \quad (5.11)$$

Из выражений (5.11) следует, что равнодействующая всех сил, приложенных к находящемуся в воздухе инородному телу, направлена вертикально вверх и равна весу воздуха в объеме тела. Составляющая  $P_z$  называется выталкивающей силой. Пусть вес тела равен  $W$ . Тогда из выражения (5.11) следует, что тело при  $W > P_z$  будет погружаться, при  $W = P_z$  будет находиться в равновесии и при  $W < P_z$  будет всплывать.

#### 5.4. Атмосферное давление в шахте

Атмосферное давление — аэростатическое давление воздуха в земной атмосфере. Аэростатическое давление воздуха увеличивается с ростом глубины и каждой глубине  $h$  соответствует свое давление  $P_h$  (рис. 5.3). Следовательно, атмосферное давление воздуха в шахте неодинаково (в неглубоких шахтах оно меньше,

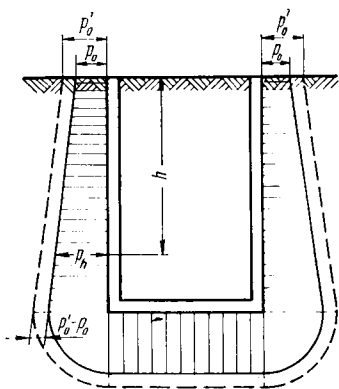


Рис. 5.3. Эпюры атмосферного давления в выработках шахты

трения). Объемными называются силы, действующие на каждый элемент объема потока (например, вес).

**Виды давления.** Над любой областью движения воздуха всегда находятся его слои, вес которых оказывает аэростатическое давление на каждый объем движущегося воздуха. Известно, что любое движущееся тело обладает кинетической энергией и в случае встречи тела с какой-либо преградой оно окажет на преграду давление, величина которого будет зависеть от кинетической энергии тела. Являясь материальной субстанцией, движущийся воздух подчиняется этому закону. Если в поток воздуха поместить какое-либо тело (например, пластину), то движущийся воздух будет оказывать на нее давление, определяемое его кинетической энергией. Это давление называется динамическим, или скоростным. Таким образом, аэростатическое и динамическое давления — составные части полного давления движущегося воздуха.

**Энергетическая интерпретация давления.** Выделим в неподвижной атмосфере некоторый объем воздуха, находящийся под аэростатическим давлением  $p_{ст}$  (в дальнейшем будем называть его статическим). Если вокруг этого объема создать разрежение, то он будет расширяться до тех пор, пока давление внутри него и снаружи не выравняются. При расширении объемом воздуха будет совершена работа. Следовательно, уменьшение статического давления воздуха сопровождается выполнением определенной работы. Это свидетельствует о том, что статическое давление является одним из видов энергии (потенциальной энергией), которая при определенных условиях может переходить в работу. Поэтому статическое давление воздуха можно определить как потенциальную энергию, характеризующую работу, которую может совершить данный объем воздуха при его расширении до давления  $p=0$ . Статическое и динамическое давление (Па) характеризует энергию единицы объема воздуха. Так как

чем в глубоких). Согласно закону Паскаля, изменение атмосферного давления на дневной поверхности вызывает такое же изменение атмосферного давления в шахте.

## 6. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ЗАКОНЫ ШАХТНОЙ АЭРОДИНАМИКИ

### 6.1. Виды давления в движущемся воздухе. Депрессия

В потоке действуют поверхностные и объемные силы. Поверхностными называются силы, действующие на какую-либо поверхность (например, сила давления одного тела на другое, сила

причиной динамического давления является движение воздуха, то оно характеризует кинетическую энергию воздуха. Кинетическая энергия тела массой  $M$ , движущегося со скоростью  $u$ ,

$$E_k = Mu^2/2,$$

а отнесенная к единице его объема, равна

$$e_k = \rho u^2/2.$$

Если  $p_{\text{дин}} = e_k$ , т. е. вся кинетическая энергия переходит в динамическое давление, то

$$p_{\text{дин}} = \rho u^2/2. \quad (6.1)$$

Так как в общем случае  $u \neq \text{const}$ , динамическое давление является функцией точки. В то время как статическое давление во всех точках поперечного сечения одинаково, динамическое давление изменяется в поперечном сечении выработки.

Полная энергия единицы объема воздушного потока равна сумме его потенциальной и кинетической энергии. Так как потенциальная энергия потока характеризуется его статическим давлением, а кинетическая — динамическим давлением, то полное давление ( $P$ ) равно

$$P = p_{\text{ст}} + p_{\text{дин}}. \quad (6.2)$$

Согласно закону Паскаля, статическое давление действует на все поверхности в потоке воздуха (поверхности воздухопроводов и тел, находящихся в потоке) (рис. 6.1). Динамическое давление действует лишь на поверхности, на которые происходит набегающего воздуха (например, на поверхности, расположенные поперек движения воздуха (например, на поверхность пластины, обращенную навстречу потоку). Так, пластина  $I$ , параллельная потоку, будет находиться в равновесии (см. рис. 6.1), а пластина  $II$  — под действием силы, равной

$$[(p_{\text{ст}} + p_{\text{дин}}) - p_{\text{ст}}] S_{\text{п}} = p_{\text{дин}} S_{\text{п}},$$

где  $S_{\text{п}}$  — площадь пластины.

Депрессией в рудничной вентиляции называется разность давлений (известный термин «компрессия» устарел).

Разность статических давлений называется статической депрессией, а разность скоростных давлений — скоростной депрессией, разность полных давлений — полной депрессией.

## 6.2. Основные законы аэродинамики

*Закон сохранения массы.* Применительно к движению воздуха этот закон можно сформулировать следующим образом: масса любого объема воздуха, состоящего из одних и тех же частиц,

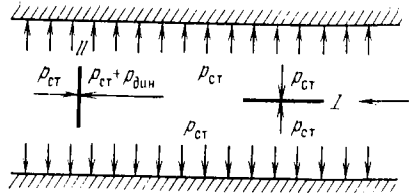


Рис. 6.1. Схема к пояснению статического и динамического давления в воздушном потоке

остаётся постоянной в процессе его движения, т. е. изменение массы во времени равно нулю. Если в потоке воздуха выделить элементарный объём, с постоянной плотностью, то закон сохранения массы выразится в виде

$$dM/dt = 0, \quad (6.3)$$

где  $M$  — масса воздуха в выделенном объёме;  $t$  — время.

Уравнение (6.3), выраженное через проекции скорости потока на оси координат, имеет вид

$$\partial \rho / \partial t + \partial (\rho u) / \partial x + \partial (\rho v) / \partial y + \partial (\rho w) / \partial z = 0, \quad (6.4)$$

где  $u$ ,  $v$ ,  $w$  — проекции скорости потока на оси координат.

Выражение (6.4) называется уравнением неразрывности потока. Между полной производной по времени в уравнении (6.3) и частной производной по времени в уравнении (6.4) существует различие. Полная производная учитывает изменение дифференцируемой величины вследствие развития процесса во времени и перемещения рассматриваемого объёма в пространстве, а частная производная не учитывает изменения вследствие перемещения в пространстве.

Для стационарного (установившегося) движения, при котором характеристики потока (плотность, скорость, давление и др.) в некоторой фиксированной точке пространства не изменяются во времени,  $\partial \rho / \partial t = 0$  и уравнение неразрывности примет вид

$$\partial (\rho u) / \partial x + \partial (\rho v) / \partial y + \partial (\rho w) / \partial z = 0. \quad (6.5)$$

При  $\rho = \text{const}$  уравнение (6.5) выразится в виде

$$\partial u / \partial x + \partial v / \partial y + \partial w / \partial z = 0. \quad (6.6)$$

Так как в выработке постоянного сечения  $v = w = 0$ , то из уравнения (6.6) найдем, что  $u = \text{const}$ , т. е. скорости движения воздуха в сходственных точках постоянны. Из уравнения (6.6) следует, что увеличение скорости потока в одном направлении должно вызывать уменьшение ее в другом направлении, так как сумма членов в его левой части будет равна нулю тогда, когда одни из них будут положительными (ускорение течения), другие — отрицательными (замедление). Для случая стационарного движения воздуха в выработке из уравнения (6.3) получим

$$M = \text{const}. \quad (6.7)$$

Таким образом, массовый расход воздуха в выработке постоянный.

Выразим массовый расход воздуха в выработке в виде

$$M = \rho Q,$$

где  $Q$  — объёмный расход воздуха в выработке.

Тогда для изотермического потока (т. е. при  $\rho = \text{const}$ ) из выражения (6.7) получим

$$Q = \text{const}. \quad (6.8)$$

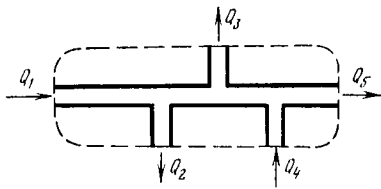


Рис. 6.2. Схема разветвления воздушных потоков

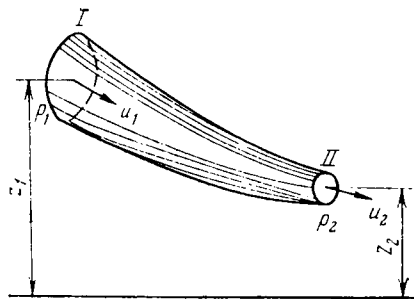


Рис. 6.3. Схема к выводу уравнения Бернулли для струйки воздуха в выработке

Из выражения (6.8), называемого уравнением расхода, следует, что в случае стационарного движения объемный расход воздуха в выработке постоянный.

При разветвлении потока уравнение (6.8) примет вид

$$\sum_{i=1}^n Q_i = 0, \quad (6.9)$$

где  $i$  — номер потока;  $n$  — число потоков в разветвлении.

Для схемы, показанной на рис. 6.2, уравнение (6.9) выразится в виде

$$Q_1 - Q_2 - Q_3 + Q_4 - Q_5 = 0,$$

где  $Q_1, Q_2, Q_3, Q_4, Q_5$  — расход воздуха соответственно в 1-, 2-, 3-, 4-, 5-м потоках (положительными приняты расходы входящих в разветвление потоков, отрицательными — расходы выходящих из него потоков).

Выразим расход воздуха в выработке в виде

$$Q = uS_b, \quad (6.10)$$

где  $S_b$  — площадь поперечного сечения выработки.

Из выражений (6.8) и (6.10)

$$uS_b = \text{const}. \quad (6.11)$$

Из выражения (6.11) следует, что при постоянном расходе воздуха чем больше поперечное сечение выработки, тем меньше скорость движения воздуха.

**Закон сохранения энергии.** Применительно к движению воздуха этот закон может быть сформулирован следующим образом: изменение энергии произвольного объема движущегося воздуха за некоторый промежуток времени равно сумме количества сообщенной ему тепловой энергии и работы внешних сил, приложенных к воздуху, т. е.

$$\Delta E_p + \Delta E_n + \Delta E_k = \Delta Q + \Delta A, \quad (6.12)$$

где  $\Delta E_v$  — изменение внутренней энергии движущегося воздуха, определяемой кинетической энергией движения молекул и потенциальной энергией их взаимодействия;  $\Delta E_p$  — изменение потенциальной энергии движущегося воздуха;  $\Delta E_k$  — изменение кинетической энергии движущегося воздуха;  $\Delta Q$  — изменение тепловой энергии движущегося воздуха;  $\Delta A$  — работа внешних сил.

Внешними силами при движении воздуха по выработке являются силы сопротивления движению воздуха (силы трения) и статического давления. Для адиабатического потока, при котором  $\Delta E_v = \Delta Q = 0$ , и установившегося движения элементарной струйки\* воздуха выражение (6.12) можно выразить в виде

$$dp + g\rho dz + d(\rho u^2)/2 + g\rho dh = 0, \quad (6.13)$$

где  $h$  — работа внешних сил, отнесенная к единице веса воздуха.

Выражение (6.13) называется уравнением Бернулли в дифференциальной форме (по имени ученого Даниила Бернулли, получившего это уравнение в 1738 г.).

Интегрируя выражение (6.13) вдоль струйки от  $I$  сечения до  $II$  сечения выработки (рис. 6.3) при  $\rho = \text{const}$ , получим

$$(\rho_1 - \rho_2) + g\rho(z_1 - z_2) + (\rho/2)(u_1^2 - u_2^2) = h, \quad (6.14)$$

где  $\rho_1, \rho_2$  — статическое давление воздуха соответственно в  $I$  и  $II$  сечениях;  $z_1, z_2$  — высота столбов воздуха плотностью  $\rho_1$  и  $\rho_2$  в  $I$  и  $II$  сечениях соответственно;  $u_1, u_2$  — средняя скорость движения воздуха в  $I$  и  $II$  сечениях соответственно.

При разной плотности воздуха в сечениях  $I$  и  $II$  уравнение (6.14) для всего потока в выработке примет вид

$$(\rho_1 - \rho_2) + g(\rho_1 z_1 - \rho_2 z_2) + [k_1(\rho_1 u_1^2/2) - k_2(\rho_2 u_2^2/2)] = h, \quad (6.15)$$

где  $k_1, k_2$  — коэффициенты кинетической энергии, учитывающие неравномерность распределения скоростей движения воздуха в  $I$  и  $II$  сечениях выработки;  $h$  — работа всех внешних сил, выполняемая потоком при перемещении из  $I$  сечения во  $II$  сечение;

для круглых штрекообразных выработок

$$k = 1 + 21,7\alpha;$$

для штрекообразных выработок, закрепленных неполными крепежными рамами,

$$k = 0,810 + 28,7\alpha;$$

$\alpha$  — коэффициент трения.

Внешние силы могут вызвать уменьшение первоначальной энергии воздуха (силы сопротивления) или увеличение ее (например, при работе вентиляторов). В первом случае  $h > 0$ , во вто-

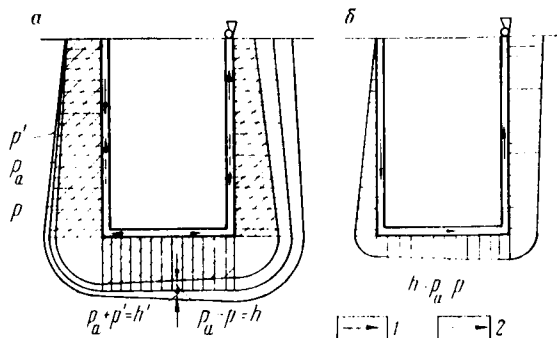
---

\* Под элементарной струйкой понимается участок потока (малого поперечного сечения), ограниченный с боков линиями тока, проходящими через контур сечения. Под линией тока понимается линия, касательная к векторам скорости движения частиц. Сечение струйки выбирается настолько малым, чтобы скорости движения воздуха во всех его точках были одинаковы.



Рис. 6.4. Эпюры абсолютного давления (а) и депрессии (б):

$p_a$  — атмосферное давление;  $p'$  — давление при всасывающем способе вентиляции;  $p''$  — то же, при нагнетательном способе;  $l$  — движение воздуха при всасывающем способе вентиляции;  $2$  — то же, при нагнетательном способе



ром  $h < 0$ . В уравнении (6.15) первые два слагаемых в скобках представляют собой изменение потенциальной энергии потока, третье — изменение его кинетической энергии. Таким образом, изменение полной энергии потока между двумя произвольными его сечениями равно энергии, расходуемой на преодоление сопротивлений движению воздуха на этом участке ( $h > 0$ ), или энергии, поступающей в поток ( $h < 0$ ), или тому и другому одновременно. В уравнении (6.15) давление  $p_2$  не является атмосферным давлением на глубине  $z_2$ , что видно из следующего. Полагая для простоты  $\rho_1 = \rho_2 = \rho$ , уравнение (6.15) можно выразить в виде

$$(p_1 - p_2) + g(\rho_1 z_1 - \rho_2 z_2) + [k_1(\rho_1 u_1^2/2) - k_2(\rho_2 u_2^2/2)] = p_1 + g\rho\Delta z - p_2 + \Delta p_{\text{дин}} = p_a - p_2 + \Delta p_{\text{дин}} = h, \quad (6.16)$$

где  $p_a$  — атмосферное давление на глубине  $z_2$ .

Из уравнения (6.16) следует, что

$$p_2 = p_a - (h - \Delta p_{\text{дин}}).$$

Таким образом, давление  $p_2$  равно атмосферному давлению на глубине  $z_2$ , уменьшенному на величину потерь энергии при движении воздуха между  $I$  и  $II$  сечениями и на величину разности динамических давлений между этими сечениями (рис. 6.4).

Из уравнения Бернулли следует, что при  $h = \text{const}$  изменение скорости движения воздуха в сечении вызывает изменение давления. Следовательно, увеличение скорости движения воздуха в сечении (например, из-за уменьшения его расхода) вызывает уменьшение в нем статического давления и наоборот. Уравнение Бернулли является одним из основных уравнений шахтной аэродинамики, так как объединяет все основные величины, необходимые для решения аэродинамических задач. Оно выражает баланс потенциальной и кинетической энергии единицы объема потока. Разность давлений  $p_1 - p_2$  является следствием работы вентилятора и называется депрессией вентилятора  $h_v$ . Дополнительная разность давлений  $g(\rho_1 z_1 - \rho_2 z_2)$  создается естественными факторами и называется депрессией естественной тяги  $h_e$ . Обозначим  $\Delta p_{\text{дин}}$  через  $h_{\text{дин}}$ . Тогда уравнение (6.15) примет вид

$$h_v \pm h_e \pm h_{\text{дин}} = h. \quad (6.17)$$

В уравнении (6.17) выражение  $h_{в} \pm h_{дин}$  представляет собой изменение получаемой от вентилятора полной энергии потока  $h_{пол}$  между I и II сечениями, т. е.

$$h_{пол} \pm h_e = h. \quad (6.18)$$

Естественная тяга может увеличивать энергию потока ( $h_e > 0$ ) или играть роль сопротивления ( $h_e < 0$ ). Аналогичное влияние на поток могут оказывать и другие факторы (открытый поток пульпы в выработках гидрошахт, ветер, дующий в устье выработки, и др.). Обобщая уравнение Бернулли применительно к нескольким источникам энергии и ко всем видам сопротивлений движению, найдем, что

$$h_{вн} = h, \quad (6.19)$$

где  $h_{вн}$  — энергия единицы объема воздуха, поступающая от внешних источников;  $h$  — энергия единицы объема воздуха, расходуемая на преодоление сопротивлений его движению.

Из выражения (6.19) следует, что при установившемся адиабатическом движении воздуха по выработкам энергия, поступающая в поток от внешних источников, полностью расходуется на преодоление всех сопротивлений на пути движения воздуха.

### 6.3. Режимы движения воздуха в шахтах

Течение воздуха по любому каналу может быть ламинарным и турбулентным. Ламинарный режим характеризуется небольшой скоростью и параллельными траекториями движения частиц при отсутствии перемешивания между различными слоями потока. Для турбулентного режима характерны беспорядочные изменения параметров движения во времени и пространстве и перемешивание между слоями. Если средняя скорость объемов потока при ламинарном движении постоянна, то скорость и давление потока в любой точке не изменяются во времени, т. е. движение является стационарным. При турбулентном движении даже в случае постоянства средней скорости потока скорость и давление потока в любой точке изменяются (пульсируют) во времени (постоянны лишь их средние значения), т. е. движение является квазистационарным. Пульсация скорости потока вызывает пульсацию содержания газа, пыли, тепла и др. Такие пульсации являются проявлением существующих в потоке вихрей различных размеров. Основное различие между ламинарным и турбулентным режимами движения состоит в механизме переноса вещества. При ламинарном режиме этот перенос обусловлен обменом молекулами между слоями потока, а при турбулентном — обменом объемами. Турбулентный перенос во много раз интенсивнее молекулярного.

Режим движения воздуха в выработке можно установить по движению тонких струек дыма. Если струйки сохраняются на значительном расстоянии от источника, то движение ламинарное. Если струйки перемешиваются с воздухом быстро, то это указы-

вает на турбулентное движение. Режим движения воздуха в выработке можно также установить по числу Рейнольдса, определяемому по формуле

$$Re = uD/\nu, \quad (6.20)$$

где  $u$  — средняя скорость движения воздуха в выработке, м/с;  $D$  — гидравлический диаметр выработки, м;  $\nu$  — кинематический коэффициент вязкости воздуха, м<sup>2</sup>/с;

$$D = 4S/P, \quad (6.21)$$

где  $S$  — площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>;  $P$  — периметр выработки, м.

Экспериментально установлено, что в гладких трубах при  $Re \geq 2300$  устойчиво турбулентное движение, так как даже небольшие возмущения потока (внесение в поток постороннего тела, колебания стенки воздухопровода и др.) вызывают переход ламинарного движения в турбулентное и в дальнейшем движение остается турбулентным и при устранении возмущений. При  $Re < 2300$  устойчиво ламинарное движение. В шахтных выработках критическое значение  $Re = 1000 \div 1500$ . При  $D = 2,5$  м и  $\nu = 1,5 \cdot 10^{-5}$  м<sup>2</sup>/с минимальная скорость, при которой движение еще остается турбулентным, находится в пределах 0,006—0,01 м/с. Правила безопасности требуют, чтобы скорость движения воздуха в выработках была  $\geq 0,25$  м/с. Фактически скорость движения воздуха на шахтах значительно выше. Поэтому в выработках, проветриваемых деятельной вентиляционной струей, движение воздуха всегда турбулентное. При фильтрационном течении воздуха с небольшой скоростью по узким каналам (просачивание воздуха через целики, перемычки, уплотненные участки обрушений в выработанном пространстве и др.) часто наблюдается ламинарный режим движения.

Переход ламинарного движения в турбулентное в любой точке происходит почти мгновенно, однако в пространстве между источником возмущения и сечением потока, где движение является полностью турбулентным, лежит переходная область, лишь частично заполненная турбулентными вихрями. Наблюдения показывают, что в очень шероховатых воздухопроводах, к которым относится и большинство горных выработок, турбулентность зарождается на стенках непосредственно у выступов шероховатости, в то время как при гладких стенках развитие турбулентности может происходить от вихрей, заносимых ядром потока. Вдоль потока режим движения может изменяться вследствие увеличения или уменьшения диаметра канала. Все изложенное выше свидетельствует о том, что возможно существование промежуточного режима. Промежуточные режимы наблюдаются при движении воздуха в выработанном пространстве, через слой угля в бункерах и герметизирующие сооружения. Однако даже при развитом турбулентном движении у стенок воздухопровода сохраняется тонкий слой, в пределах которого движение ламинарно. Такой слой называется ламинарным пограничным слоем.

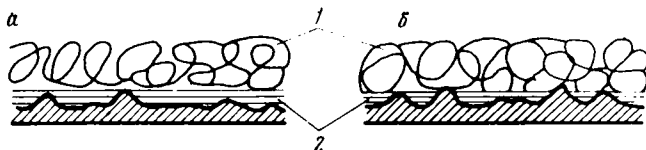


Рис. 6.5. Схема ламинарного пограничного слоя при малом (а) и большом (б) числе Рейнольдса:

1 — турбулентное ядро потока; 2 — ламинарный пограничный слой

При малом значении  $Re$  толщина ламинарного пограничного слоя большая и в него погружены все выступы шероховатости (или их большинство), вследствие чего они оказывают минимальное сопротивление потоку. С увеличением значения  $Re$  толщина ламинарного слоя уменьшается, выступы шероховатости внедряются в турбулентное ядро потока, оказывая последнему все возрастающее сопротивление (рис. 6.5).

#### 6.4. Типы воздушных потоков в горных выработках

Различают воздушные потоки двух типов: ограниченные (с твердыми границами) и свободные (не имеющие твердых границ), называемые свободными струями. Примером ограниченных потоков являются потоки воздуха на прямолинейных участках штреков при постоянном их сечении. В этом случае потоки имеют твердые границы в виде поверхности выработок. Свободные струи образуются при выходе воздушного потока из воздухопровода ограниченного сечения в неограниченное (большее) пространство. Воздушная струя при этом распространяется в заполненном воздухом пространстве и не имеет твердых границ. Примером свободных струй являются потоки воздуха, выходящие из штрека в камеру большого сечения, из трубопровода в выработку и др. В зависимости от формы поперечного сечения свободные струи могут быть круглыми и плоскими. Ею свободная струя соприкасается с твердой поверхностью и не получает полного развития, она называется неполной. Знание законов движения ограниченных потоков необходимо для организации вентиляции выработок (штреков, квершлагов, лав), а знание законов движения свободных струй — для организации вентиляции камер, призабойной части тупиковых выработок и др.

#### 6.5. Основные характеристики ограниченных воздушных потоков в выработках

Уравнения движения в проекциях на оси координат имеют вид:

$$\left. \begin{aligned} du/dt + udu/dx + vdu/dy + wdu/dz &= X - (1/\rho) (\partial p/\partial x) + \nu \Delta^2 u; \\ dv/dt + u dv/dx + v dv/dy + w dv/dz &= Y - (1/\rho) (\partial p/\partial y) + \nu \Delta^2 v; \\ d\omega/dt + u d\omega/dx + v d\omega/dy + w d\omega/dz &= Z - (1/\rho) (\partial p/\partial z) + \nu \Delta^2 \omega, \end{aligned} \right\} (6.22)$$

где  $\nu$  — кинематический коэффициент вязкости воздуха;

$\Delta$  — оператор Лапласа:

$$\Delta = \partial^2/\partial x^2 + \partial^2/\partial y^2 + \partial^2/\partial z^2.$$

Уравнения (6.22) называются уравнениями Навье—Стокса. Они справедливы для ламинарного и турбулентного режимов движения и характеризуют количественную связь между полным ускорением (левая часть) и ускорениями от объемных сил, давления и сил вязкости (правая часть). Уравнения включают восемь неизвестных ( $u, v, w, X, Y, Z, p, \rho$ ), поэтому для их решения необходимо иметь еще пять независимых уравнений, содержащих эти неизвестные (уравнение неразрывности, уравнение состояния и три уравнения для проекций объемной силы  $X, Y, Z$ ). Движение воздуха в горных выработках, как правило, турбулентное. В этих условиях уравнения движения удобнее выразить в форме Рейнольдса. Для этого каждая переменная  $A$  в уравнениях (6.22) выражается в виде

$$A = \bar{A} + a, \quad (6.23)$$

где  $\bar{A}$  — среднее значение переменной по времени;  $a$  — пульсационное значение переменной.

С этой целью используется следующее правило Рейнольдса для усреднения по времени:

$$\left. \begin{aligned} \bar{a} &= 0; \\ \overline{\bar{A}} &= \bar{A}; \\ \overline{A_1 + A_2} &= \bar{A}_1 + \bar{A}_2; \\ \overline{A_1 A_2} &= \bar{A}_1 \bar{A}_2; \\ \overline{\partial A / \partial x} &= \partial \bar{A} / \partial x. \end{aligned} \right\} \quad (6.24)$$

После усреднения левой и правой частей уравнений (6.22) при  $\rho = \text{const}$ ,  $\nu = \text{const}$  и постоянных объемных силах получим:

$$\left. \begin{aligned} \rho [(\partial \bar{u} / \partial t) + (\bar{u} \partial \bar{u} / \partial x) + (\bar{v} \partial \bar{u} / \partial y) + (\bar{w} \partial \bar{u} / \partial z)] &= \rho X - \\ - (\partial \bar{p} / \partial x) + \mu \Delta \bar{u} + (\partial / \partial x) (-\rho \bar{u}_n^2) + (\partial / \partial y) (-\rho \bar{u}_n \bar{v}_n) + \\ + (\partial / \partial z) (-\rho \bar{u}_n \bar{w}_n); \\ \rho [(\partial \bar{v} / \partial t) + (\bar{u} \partial \bar{v} / \partial x) + (\bar{v} \partial \bar{v} / \partial y) + (\bar{w} \partial \bar{v} / \partial z)] &= \rho Y - \\ - (\partial \bar{p} / \partial y) + \mu \Delta \bar{v} + (\partial / \partial x) (-\rho \bar{u}_n \bar{v}_n) + (\partial / \partial y) (-\rho \bar{v}_n^2) + \\ + (\partial / \partial z) (-\rho \bar{v}_n \bar{w}_n); \\ \rho [(\partial \bar{w} / \partial t) + (\bar{u} \partial \bar{w} / \partial x) + (\bar{v} \partial \bar{w} / \partial y) + (\bar{w} \partial \bar{w} / \partial z)] &= \rho Z - \\ - (\partial \bar{p} / \partial z) + \mu \Delta \bar{w} + (\partial / \partial x) (-\rho \bar{u}_n \bar{w}_n) + (\partial / \partial y) \times \\ \times (-\rho \bar{v}_n \bar{w}_n) + \partial / \partial z (-\rho \bar{w}_n^2), \end{aligned} \right\} \quad (6.25)$$

где  $\bar{u}$ ,  $\bar{v}$ ,  $\bar{w}$  — компоненты средней скорости движения воздуха;  $u_n$ ,  $v_n$ ,  $w_n$  — компоненты пульсационной скорости движения воздуха;  $\mu$  — динамический коэффициент вязкости воздуха;

$$\left. \begin{aligned} u &= \bar{u} + u_n; \\ v &= \bar{v} + v_n; \\ w &= \bar{w} + w_n. \end{aligned} \right\} \quad (6.26)$$

Для получения аналитических решений систему уравнений (6.25) необходимо упростить.

Для этого плотность воздуха в выработках в большинстве случаев можно принимать постоянной ( $\rho = 1,2 \text{ кг/м}^3$ ). Давление воздуха является функцией только координаты  $x$ , поэтому  $\bar{d}p/dy = 0$  и  $\bar{d}p/dz = 0$ . Так как в прямолинейной выработке постоянного сечения воздух движется только в направлении оси  $Ox$  (одномерный поток), то  $\bar{v} = \bar{w} = 0$ ,  $\bar{d}u/dx = 0$ . Кроме того, при движении воздуха объемной силой  $X$  можно пренебречь. При таких допущениях система уравнений (6.25) упрощается до одного (первого) уравнения, которое также существенно упрощается. Интегрируя это уравнение по  $x$  для случая движения воздуха в вертикальной выработке (случай наибольшего влияния объемной силы) при  $X = g$  и  $\rho = \text{const}$ , а также граничных условиях —  $x = 0$ ;  $\bar{p} = \bar{p}_a$ ,  $x = h$ ,  $\bar{p} = \bar{p}_1$  и обозначая интеграл правой его части через  $\Phi$ , получим

$$\bar{p}_1 = \bar{p}_a + \rho g h_{\text{ш}} + \Phi,$$

где  $h_{\text{ш}}$  — глубина шахты.

Определив значение  $\rho g h_{\text{ш}}$ , найдем, что даже в глубоких шахтах пренебрежение объемными силами вносит погрешность всего около 10 %.

Если же поток воздуха в выработке считать однородным в направлении оси  $Ox$  и плоскопараллельным и пренебречь влиянием боковых стенок, то все производные от скоростей по  $x$  и  $y$  будут равны нулю и система уравнений (6.25) сведется к одному уравнению, которое при  $X = 0$  примет вид

$$\bar{d}p/dx = \mu \bar{d}^2 u / \bar{d}z^2 + (\partial/\partial z) (-\rho \overline{u_n w_n}). \quad (6.27)$$

Напряжения в потоке характеризуют действующую в потоке силу. В системе уравнений (6.25) слагаемые  $-\rho \overline{u_n^2}$ ,  $-\rho \overline{v_n^2}$ ,  $-\rho \overline{w_n^2}$  характеризуют нормальные турбулентные напряжения в потоке (по сравнению со статическим давлением эти напряжения малы и не оказывают существенного влияния на свойства потока), а слагаемые

$$\left. \begin{aligned} -\rho \overline{u_n v_n} &= -\rho \overline{v_n u_n} = \tau_{xy}; \\ -\rho \overline{u_n w_n} &= -\rho \overline{w_n u_n} = \tau_{xz}; \\ -\rho \overline{v_n w_n} &= -\rho \overline{w_n v_n} = \tau_{yz} \end{aligned} \right\} \quad (6.28)$$

характеризуют касательные турбулентные напряжения (так как произведения  $u_{\pi}v_{\pi}$ ;  $u_{\pi}\omega_{\pi}$  и т. д. отрицательны, а  $\tau_{\tau}$  положительно, в выражениях (6.28) введен знак минус). Кроме того, в потоке существуют касательные молекулярные (вязкие) напряжения, которые для одномерного потока выражаются в виде:

$$\left. \begin{aligned} \tau_{mxy} &= \mu \bar{d}u/dy; \\ \tau_{mxz} &= \mu \bar{d}u/dz. \end{aligned} \right\} \quad (6.29)$$

С учетом принятых обозначений уравнение (6.27) примет вид

$$\bar{d}p/\bar{d}x = (\partial/\partial z) (\tau_{\tau xz} + \tau_{mxz}) = \partial \tau_{\pi xz} / \partial z, \quad (6.30)$$

где  $\tau_{\pi}$  — полное касательное напряжение.

Касательные напряжения возникают вследствие взаимодействия потока со стенками выработки и характеризуют сопротивление трению, а также определяют профиль скорости движения воздуха. Молекулярные касательные напряжения по абсолютной величине везде (за исключением мест непосредственно у поверхности выработки) в сотни и тысячи раз меньше турбулентных касательных напряжений.

Величина полных касательных напряжений зависит от плотности воздуха, скорости его движения и шероховатости поверхности выработки. С увеличением скорости движения воздуха значение  $\tau_{\pi}$  возрастает, что объясняется увеличением ее градиента и пульсационных составляющих. При повышении шероховатости поверхности выработки касательные напряжения также увеличиваются (у более шероховатой поверхности касательные напряжения имеют большее значение, чем у менее шероховатых). Турбулентные касательные напряжения, выраженные через градиент скорости, имеют вид:

$$\left. \begin{aligned} \tau_{\tau xy} &= \rho D_{1y} \bar{d}u/dy; \\ \tau_{\tau xz} &= \rho D_{1z} \bar{d}u/dz, \end{aligned} \right\} \quad (6.31)$$

где  $D$  — коэффициент турбулентного обмена для импульса, зависящий от направления (тензор второго ранга).

Коэффициент турбулентного обмена непостоянный в сечении выработки и зависит от скорости потока и шероховатости поверхности (у шероховатой поверхности он больше).

С учетом выражений (6.31) полные касательные напряжения для плоскопараллельного потока выразятся в виде

$$\tau_{\pi xy} = (\rho D_{1z} + \mu) \bar{d}u/dz. \quad (6.32)$$

Полные касательные напряжения в потоке являются линейной функцией расстояния до поверхности выработки. Они имеют максимальное значение на поверхности выработки и обращаются в нуль на оси потока.

В аэродинамике большое значение имеют касательные напряжения на поверхности выработки. Для их определения в выра-

ботке постоянного сечения выделим участок, ограниченный сечениями  $I—I$  и  $II—II$  (рис. 6.6). Отбросим часть потока слева от сечения  $I—I$  и часть потока справа от сечения  $II—II$  и заменим действие отброшенных частей потока на выделенный объем эквивалентным действием давлений  $p_1$  и  $p_2$ . При установившемся движении воздуха разность давлений между двумя любыми сечениями выработки уравнивается силами трения воздуха о ее поверхность, т. е.

$$p_1 S - p_2 S = \tau_w PL,$$

где  $\tau_w$  — касательные напряжения на поверхности выработки;  $P$  — периметр выработки;  $L$  — длина рассматриваемого участка;  $S_v$  — площадь поперечного сечения выработки.

Отсюда следует, что

$$\tau_w = (p_1 - p_2) S / PL = h S / PL, \quad (6.33)$$

где  $h$  — депрессия участка.

Касательные напряжения на поверхности выработки определяются также по формуле

$$\tau_w = \alpha u_{cp}^2, \quad (6.34)$$

где  $\alpha$  — коэффициент трения;  $u_{cp}$  — средняя скорость воздушного потока.

Поле средних скоростей потока воздуха в выработке определяется режимом движения воздуха, шероховатостью стенок, конфигурацией сечения и наличием различных источников возмущений потока (повороты, внезапные сужения и расширения, загроможденность выработок и др.). На поле скоростей потока воздуха оказывает влияние расслоение (стратификация) потока по плотности (вследствие выделения газа, теплообмена, различия во влагосодержании). В результате этого поле скоростей почти в каждой выработке имеет свои особенности. Оно может изменяться и по длине выработки. Эти особенности, однако, проявляются на фоне общих закономерностей, суть которых состоит в том, что на границах потока скорость движения воздуха равна скорости перемещения границы (условие прилипания), на неподвижных границах (например, на поверхности выработок) равна нулю, а в средней части потока (в ядре) она имеет максимальное значение. При ламинарном режиме профиль скорости движения воздуха более вытянут, чем при турбулентном, и нарастание скорости от нуля на поверхности выработки до максимума в ядре потока происходит значительно быстрее. В соответствии с этим отношение максимальной скорости потока к ее среднему значению по сечению для круглой гладкой трубы при ламинарном режиме движения равно 2, а при турбулентном — 1,23.

Шероховатостью поверхности выработок определяется положение максимального значения скорости потока — область максимума смещается к менее шероховатой поверхности (например, к почве).



Рис. 6.6. Схема к определению касательных напряжений на поверхности выработки

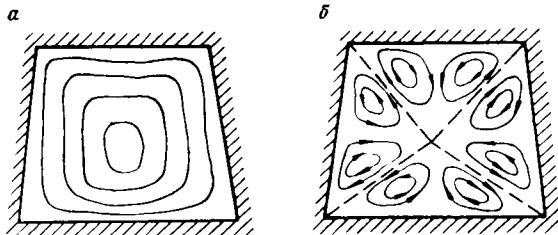
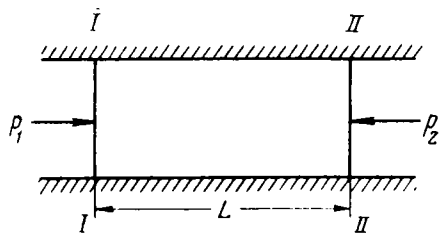
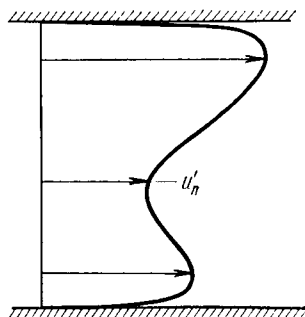


Рис. 6.7. Изолинии результирующего поля скоростей движения воздуха (а) и вторичных токов в выработке (б)

Рис. 6.8. Схема распределения среднеекватричной продольной пульсационной скорости в поперечном сечении выработки



Характерным для выработок некруглого сечения является наличие вторичных токов воздуха, вызывающих искривление изолиний скорости потока (рис. 6.7). Причиной вторичных токов являются различные значения турбулентности в выработке в различных направлениях. Вторичные токи в виде циркуляционного движения или парных вихрей и круглых неармированных стволах исследованы П. И. Мустелем. В зависимости от условий вторичные токи наблюдались на расстоянии до сорока диаметров ствола от места поступления в него воздуха. В армированных стволах такого движения не наблюдалось.

Пульсационная скорость потока определяет условия распространения примесей в воздушном потоке. Среднеекватричное значение продольной пульсационной скорости потока, равное  $u'_n = \sqrt{u_n^2}$  ( $u_n$  — мгновенное значение пульсационной скорости), имеет максимум вблизи поверхности выработки. Затем оно уменьшается до минимума на оси потока (рис. 6.8). Поле

пульсационной скорости в общем асимметрично вследствие различной шероховатости стенок. Пульсационная скорость потока увеличивается при увеличении абсолютной скорости движения воздуха и шероховатости стенок выработки. Отношение среднеквадратичной пульсационной скорости к средней скорости потока называется интенсивностью турбулентности, т. е.

$$\varepsilon = u'_n / \bar{u}. \quad (6.35)$$

Под действием пульсационной скорости потока элементарные объемы воздуха совершают хаотическое движение. Расстояние, которое они при этом проходят до полного смешения с окружающей средой, называется длиной пути перемешивания. Л. Прандтлем установлена следующая количественная связь между пульсационной скоростью и средней скоростью потока

$$u'_n = l_z \partial \bar{u} / \partial z, \quad (6.36)$$

где  $l_z$  — длина пути перемешивания в направлении оси  $Oz$ , перпендикулярной к кровле.

## 6.6. Характеристики турбулентных свободных струй

Свободные струи имеют большое значение в шахтной вентиляции. Они действуют в камерах, призабойном пространстве тупиковых выработок (проветриваемых нагнетательными вентиляторами), пространстве между крепежными рамами и подчиняются тем же законам, что и ограниченные потоки. Движение их описывается уравнениями (6.22). В них также действуют молекулярные и турбулентные напряжения, а также пульсационные скорости. Однако из-за отсутствия у них твердых границ они имеют ряд особенностей. Точка пересечения внешних границ свободной струи называется полюсом струи (рис. 6.9). При выходе воздушного потока из начального сечения  $AB$  на его кромке происходит срыв струй, в результате чего образуется расширяющийся турбулентный пограничный слой  $A'ACBB'$ . Между его внутренними границами  $AC$  и  $BC$  находится ядро постоянной скорости, равной продольной скорости в начальном сечении. Продольная скорость свободной струи имеет максимальные значения на ее оси и уменьшается до нуля на внешней границе (рис. 6.10). Абсолютное значение скорости уменьшается также по мере удаления от начального сечения.

Весьма важным свойством свободной струи является то, что давление во всем ее объеме постоянно и равно давлению воздуха вне струи.

Центральное ядро струи, через поперечное сечение которого в единицу времени проходит количество воздуха, равное количеству воздуха в начальном сечении, называется ядром постоянной массы (см. рис. 6.9,  $B''BAA''$ ). Пространство между ядром постоянной массы и внешней границей струи занято присоединенными массами, которые увлекаются ядром постоянной массы и дви-

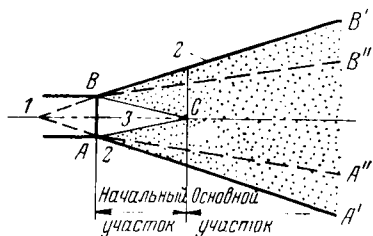


Рис. 6.9. Схема турбулентной свободной струи:  
1 — полюс струи; 2 — внешние границы струи; 3 — ядро постоянной скорости струи

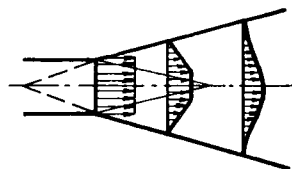


Рис. 6.10. Эпюры скоростей турбулентной свободной струи

жуются в том же направлении, составляя неотъемлемую часть свободной струи. Объем присоединенных масс увеличивается в направлении движения. Присоединенные массы играют большую роль в массообмене между свободной струей и окружающей средой, так как они являются посредником обмена между чистым воздухом ядра и загрязненным воздухом, в котором распространяется свободная струя. Этот обмен происходит в результате наличия на внешней границе свободной струи поперечных пульсационных составляющих скорости. Сечение, проходящее через точку *C* (см. рис. 6.9), называется переходным.

Дальнобойность свободной струи определяется по формуле (по В. Н. Воронину)

$$l_c = 0,5 \sqrt{S_b} (1 + 0,5a) = 0,5b (1 + 0,5a), \quad (6.37)$$

где  $S_b$  — площадь поперечного сечения выработки;  $a = 0,06 \div 0,08$  — коэффициент, учитывающий структуру струи;  $b$  — максимальное расстояние от поверхности выработки, подающей воздух, (или от вентиляционной трубы) до боковой поверхности выработки, в которой распространяется свободная струя.

Расход воздуха в произвольном сечении основного участка круглой струи, находящемся на расстоянии  $x$  от выходного отверстия, определяется по формуле

$$Q = 2,18Q_n (ax/R_{от} + 0,29), \quad (6.38)$$

где  $Q_n$  — расход воздуха в начальном сечении струи;  $R_{от}$  — радиус выходного отверстия.

Максимальная интенсивность турбулентных пульсаций на основном участке струи, определяемая по формуле (6.35), наблюдается на расстоянии от ее внешней границы, равном 0,2—0,5 радиуса струи. Интенсивность турбулентности возрастает вдоль струи. Частота же пульсаций вдоль струи уменьшается. В приосевой части струи наблюдаются вихри с большей зоной завихрения. В сечении струи путь перемешивания постояен и пропорционален расстоянию от полюса струи. Закручивание струи значительно увеличивает путь перемешивания и ее перемешивающую способность.

## 6.7. Закон сопротивления

Под законом сопротивления в рудничной вентиляции понимается соотношение между депрессией  $h$  и средней скоростью движения воздуха  $u$  или его расходом  $Q$ . Экспериментально установлено, что такая зависимость имеет параболический характер и выражается в виде

$$h = R_1 u^n \text{ или } h = R_2 Q^n, \quad (6.39)$$

где  $R_1, R_2$  — коэффициенты пропорциональности;  $n$  — показатель степени, зависящий от режима движения (при турбулентном режиме  $n=2$ ; при ламинарном  $n=1$ ).

Выражение (6.39) называется одночленным законом сопротивления.


При малой скорости движения воздуха показатель  $n$  уменьшается, что объясняется увеличением толщины ламинарного пограничного слоя потока в выработке (а также в пространстве между крепью и боковыми породами. Депрессия выработок рассчитывается при  $n=2$ , что вносит в расчет некоторый запас. В случае просачивания воздуха через целики угля, трещины в породах, кирпичную и бутовую кладку, уплотненные участки обрешеченных пород  $n=1$ . При утечках воздуха через вентиляционные двери, неуплотненную бутовую кладку, тонкий слой угля в бункерах  $n \approx 2$  (особенно в случае больших депрессий). Однако наиболее часто при фильтрации  $1 < n < 2$ , что свидетельствует о значительной роли ламинарного течения. В этом случае целесообразно использовать двучленный закон сопротивления, выражаемый в виде

$$h = R_1' Q + R_2' Q^2, \quad (6.40)$$

где  $R_1', R_2'$  — соответственно линейное и квадратическое сопротивление воздухопровода.

Для шахты в целом возможно  $n < 2$ , что объясняется существенным удельным весом ламинарного движения на шахте. Показатель  $n$  определяется либо по графику, либо логарифмированием выражения (6.39) с последующей подстановкой в полученное выражение  $h_1, Q_1$  и  $h_2, Q_2$ , т. е.

$$\ln h_1 = \ln R_2 + n \ln Q_1; \quad \ln h_2 = \ln R_2 + n \ln Q_2.$$

Слагаемое  $\ln R_2$  исключается вычитанием одного выражения из другого. Нельзя сильно изменять значение  $Q$ , чтобы не изменить режим движения. 

## 6.8. Подобие шахтных вентиляционных потоков

В шахтных условиях не всегда возможно исследовать динамику вентиляционных потоков. Поэтому используется лабораторное моделирование, позволяющее в более широком диапазоне изменить условия протекания процесса, выполнять эксперименты бо-

лее точно и с меньшей затратой труда. Для получения при моделировании объективных результатов необходимо соблюдать условия подобия. Подобными называются такие два явления, характеристики одного из которых могут быть получены по аналогичным характеристикам другого путем их умножения на некоторые масштабные коэффициенты. Подобие явлений требует соблюдения геометрического и механического подобия. Геометрическое подобие заключается в постоянстве отношения всех соответствующих линейных размеров природы  $l_n$  и модели  $l_m$ , называемого геометрическим масштабом моделирования, т. е.

$$l_n/l_m = \text{const.}$$

Механическое подобие складывается из кинематического и динамического подобия. Кинематическое подобие заключается в постоянстве отношения соответствующих скоростей (ускорений) в природе  $u_n$  и в модели  $u_m$ , называемого критерием кинематического подобия, т. е.

$$u_n/u_m = \text{const.}$$

Динамическое подобие заключается в постоянстве отношения соответствующих сил в природе и модели.

В рудничной аэродинамике используются следующие критерии подобия:

число Рейнольдса, характеризующее отношение сил инерции и вязкости.

$$\text{Re} = uD/\nu; \quad (6.41)$$

число Фруда, характеризующее отношение сил инерции и тяжести,

$$\text{Fr} = u^2/gD; \quad (6.42)$$

Число Струхала, характеризующий отношение отрезков времени в природе и модели,

$$\text{No} = uT/D, \quad (6.43)$$

где  $T$  — характерный период времени.

При моделировании аэродинамического сопротивления в последнее время используется не число Рейнольдса, а средняя скорость движения воздуха

$$u_c = \text{const.} \quad (6.44)$$

Это объясняется тем, что условие (6.44) обеспечивает равенство интенсивности турбулентности потоков, которая определяет его основные характеристики.

После выбора критерия подобия задаются натурные условия и определяются подобные им условия в модели. Соответствующие критерии подобия принимаются одинаковыми для природы и модели. Так, если в качестве критерия используется число Рейнольдса, то

$$\text{Re}_n = \text{Re}_m.$$

Учитывая выражение (6.41), получим

$$u_n D_n / v_n = u_m D_m / v_m. \quad (6.45)$$

Если моделирование производится на воздухе, то  $v_n = v_m$ . Тогда из выражения (6.45) получим

$$u_m = u_n D_n / D_m. \quad (6.46)$$

Из выражения (6.46) следует, что при моделировании по числу Рейнольдса необходимо увеличить скорость движения воздуха в модели соответственно масштабу моделирования  $D_n/D_m$ , что не всегда оказывается возможным. В этом случае необходимо либо отказаться от равенства чисел Рейнольдса в натуре и модели (если оба числа находятся в области автомодельности), либо перейти к моделированию по средней скорости, либо осуществлять моделирование на жидкости, при котором  $v_m < v_n$ .

Соблюдение при моделировании приведенных выше критериев подобия обеспечивает лишь подобие класса моделируемых процессов. Чтобы моделируемые процессы были однозначно подобны друг другу, необходимо соблюдение начальных условий (условий протекания процесса в начале рассматриваемого явления) и граничных условий (условий протекания процесса на его границах), которые выделяют данный процесс из всех процессов рассматриваемого класса. Для получения критериев однозначности начальные и граничные условия описываются математически. По полученным выражениям определяются критерии однозначности (критерии подобия начальных и граничных условий). К условиям однозначности относится и геометрическое подобие воздухопроводов. Например, для установившегося движения воздуха в выработке граничными условиями являются средняя скорость и давление на входе в выработку и выходе из нее, форма выработки, ее длина, гидравлический диаметр, высота выступов шероховатости.

## 7. АЭРОДИНАМИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

### 7.1. Природа и виды аэродинамического сопротивления

В воздухе действуют силы межмолекулярного сцепления, обуславливающие его молекулярную вязкость и касательные напряжения, и силы давления, вызывающие появление нормальных напряжений. Вязкость воздуха обуславливает его прилипание к поверхности воздухопровода, что вызывает торможение движущихся слоев воздуха. В результате появляется первая составляющая сопротивления — сила трения, которая действует на границах потоков и внутри них между соседними слоями, находящимися в относительном движении. Вследствие наличия внутреннего трения энергия, сообщаемая воздуху извне и приводящая его в движение, рассеивается в виде тепла и поток безвозвратно теряет ее. При движении воздуха отдельные его объемы, набегая на

омываемые потоком тела, оказывают на них давление и испытывают аналогичную реакцию со стороны этих тел. При этом объемы воздуха тормозятся и теряют часть своей энергии. В результате возникает вторая составляющая силы аэродинамического сопротивления, называемая силой давления. Последнюю можно определить путем измерения давления на поверхности тела (через специально просверленные отверстия) и последующего суммирования его по всей поверхности. Таким образом, сила аэродинамического сопротивления состоит из двух составляющих — силы трения и силы давления. Сила аэродинамического сопротивления в выработке и соотношение ее составляющих зависят от шероховатости поверхности выработки, ее поперечного сечения и длины, наличия в ней поворотов, сужений, различных предметов (вагонеток, механизмов, элементов крепи и др.), загромаждающих сечение. По этим факторам различают три вида аэродинамического сопротивления: сопротивление трения, местные сопротивления и лобовое сопротивление.

## 7.2. Сопротивление трения

*Механизм действия сил сопротивления трения.* В связи с тем, что поверхность горных выработок шероховата, движущийся воздух оказывает давление на выступы шероховатости, вследствие чего появляется сила давления. Шероховатость поверхности выработок распределена по их длине и периметру поперечного сечения, в результате чего силы трения и силы давления распределяются по поверхности выработки и везде проявляются совместно. Обе силы оцениваются по суммарному эффекту, который условно называется силой трения, а вызываемое ею сопротивление — сопротивлением трения. ✓

В горных выработках основное сопротивление движению воздуха оказывают элементы крепи. Поток воздуха, подойдя к элементу крепи, поджимается (рис. 7.1), в результате чего лобовая

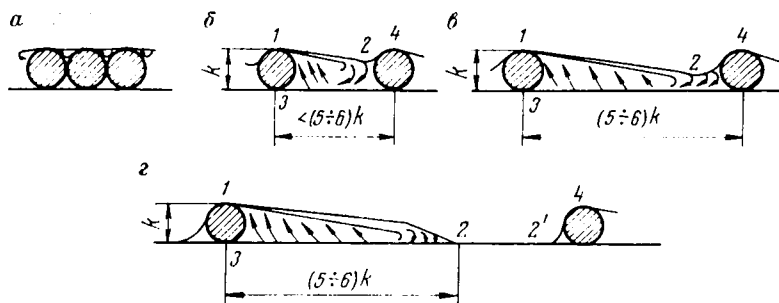


Рис. 7.1. Схема обтекания элементов крепи воздушной струей:

а — сплошное расположение элементов крепи; б, в, г — расположение элементов крепи на различном расстоянии друг от друга; 1—2 — граница ядра постоянной массы свободной струи; 2—2' — область ограниченного потока; 1—2—3 — застойная вихревая область; 2 (2') — область поджатия потока

часть элемента испытывает динамическое давление. За элементом крепи вследствие срыва потока образуются свободная струя и мертвая зона, заполненная воздухом, находящимся в вихревом движении. Далее в зависимости от расстояния до следующего элемента крепи либо находится область ограниченного потока, либо начинается его поджатие (см. рис. 7.1). При сплошном расположении элементов крепи объем застойных зон минимальный. По мере увеличения расстояния между элементами крепи увеличиваются объем вихревых зон и потери энергии в них. Одновременно увеличивается область лобовой части крепи, испытывающая давление потока. С появлением участка ограниченного потока вихревые зоны достигают максимального развития и потери энергии в них, а также силы давления на крепь достигают максимума. При дальнейшем увеличении расстояния между элементами крепи их число и число полностью развитых вихревых зон на единицу выработки уменьшается, а величина сопротивления каждого элемента остается постоянной. Увеличение трения о поверхность выработки на участках ограниченного потока при этом не может компенсировать уменьшения сопротивления, вызываемого уменьшением числа элементов крепи. В результате после первоначального увеличения сил сопротивления (на единице длины) до некоторого максимума начинается их уменьшение. Опыт показывает, что максимальное сопротивление достигается при расстоянии между элементами крепи, примерно 5—6-кратной их высоте.

*Определение сопротивления трения.* Рассмотрим случай движения воздуха по горизонтальной прямолинейной выработке постоянного сечения. Применим уравнение Бернулли (6.15) для двух произвольных сечений выработки  $I$  и  $II$  (см. рис. 6.6). В рассматриваемых сечениях  $u_1 = u_2$ ,  $k_1 = k_2$ ,  $z_1 = z_2$ . При постоянной плотности воздуха ( $\rho = \text{const}$ ) из уравнения (6.15) получим

$$p_1 - p_2 = h = \int_I^{II} dh, \quad (7.1)$$

где  $p_1$ ,  $p_2$  — соответственно давление в  $I$  и  $II$  сечениях.

Потерю энергии на преодоление сопротивления трения  $h = \int_I^{II} dh$  на единицу объема на участке, ограниченном сечениями

$I$  и  $II$ , можно выразить в виде

$$dh = T dx, \quad (7.2)$$

где  $x$  — расстояние вдоль потока;  $T$  — сила трения на единицу объема.

$$T = \tau P \cdot l / S \cdot l, \quad (7.3)$$

где  $\tau$  — сила трения, приходящаяся на единицу площади поверхности выработки;  $P$ ,  $S$  — соответственно периметр и площадь поперечного сечения выработки единичной длины.



Из выражений (7.1), (7.3) найдем, что

$$p_1 - p_2 = (P/S) \int_I^{II} \tau dx. \quad (7.4)$$

Из курсов гидравлики известно, что

$$\tau = \beta \rho u^2 / 2, \quad (7.5)$$

где  $\beta$  — безразмерный коэффициент трения, учитывающий степень шероховатости поверхности выработки;  $\rho$  — плотность воздуха;  $u$  — средняя скорость движения воздуха в выработке;

$$\beta = \frac{h}{PL} : \frac{\rho u^2}{2S};$$

$h$  — энергия единицы объема воздуха, теряемая на преодоление трения;  $L$  — длина выработки между сечениями  $I$  и  $II$ .

В рассматриваемых условиях  $\rho$  и  $u$  постоянны. Примем шероховатость поверхности выработки также постоянной по ее длине ( $\beta = \text{const}$ ). Проинтегрировав выражение (7.4) с учетом выражения (7.5), получим формулу для определения депрессии трения

$$h = p_1 - p_2 = (\beta/2) (\rho PL/S) u^2.$$

Так как  $u = Q/S$ ; то имеем

$$h = (\rho\beta/2) (PL/S^3) Q^2, \quad (7.6)$$

где  $Q$  — объемный расход воздуха.

Так как в рассматриваемых условиях  $\beta$  и  $\rho$  постоянны, то их совокупное воздействие можно характеризовать одной величиной, называемой коэффициентом сопротивления трению ( $H \cdot c^2/m^4$ ), определяемым по формуле

$$\alpha = \beta\rho/2. \quad (7.7)$$

При  $\rho = 1,2 \text{ кг/м}^3$

$$\alpha = 0,6\beta. \quad (7.8)$$

С учетом выражения (7.7) формула (7.6) выразится в виде

$$h = \alpha (PL/S^3) Q^2 = RQ^2, \quad (7.9)$$

где  $R$  — аэродинамическое сопротивление трения,  $H \cdot c^2/m^8$ ;

$$\checkmark R = \alpha PL/S^3. \quad (7.10)$$

Из выражения (7.9) следует, что величина  $h$  зависит от формы поперечного сечения выработки, так как последняя определяет периметр поперечного сечения при  $S = \text{const}$ .

Удельное сопротивление трения (т. е. сопротивление единицы длины выработки)

$$\checkmark R_y = \alpha P/S^3. \quad (7.11)$$

Из формулы (7.10) следует, что  $\alpha$  выражает удельное сопротивление выработки при такой ее длине, для которой  $PL/S^3 = 1$ .

Для круглых воздухопроводов

$$R = 6,48\alpha L/D^5, \quad (7.12)$$

где  $D$  — диаметр трубопровода.

Формулы (7.9) и (7.10) справедливы для прямолинейных выработок постоянного сечения при неизменных шероховатости их поверхности, плотности воздуха, средней скорости его движения и развитом турбулентном режиме.

Поэтому при  $\rho = \text{var}$  расчет депрессии следует производить по массовому расходу воздуха в выработке, который в соответствии с законом сохранения массы постоянен и при переменной плотности воздуха, а коэффициент  $\alpha$  выразить через плотность в соответствии с формулой (7.7). Так как  $Q = M/\rho$ , то из выражения (7.9) получим формулу для расчета депрессии выработки при переменной плотности воздуха

$$h = (\beta/2\rho_{\text{cp}}) (PL/S^3) M^2, \quad (7.13)$$

где  $\rho_{\text{cp}}$  — средняя плотность воздуха в выработке;  $M$  — расход воздуха по массе.

Так как расход воздуха по массе в ряде случаев может изменяться по длине выработки вследствие процессов поглощения и выделения газов (например, при пожарах), депрессия выработки должна рассчитываться по формуле (7.13) для тех ее участков, на которых расход воздуха по массе остается постоянным. При этом величина для каждого участка будет соответствовать газовому составу и температуре воздуха.

*Коэффициент сопротивления трения.* Из выражения (7.10) видно, что единственной величиной, требующей специального исследования, является коэффициент  $\alpha$ . Изучением его длительное время занимались отечественные и зарубежные ученые. Установлено, что величина  $\alpha$  зависит от числа Рейнольдса  $Re$  потока и шероховатости поверхности выработки.

Изменение коэффициента  $\alpha$  от числа  $Re$  можно характеризовать изменением безразмерного коэффициента трения  $\lambda$  от числа  $Re$  (рис. 7.2). При увеличении числа  $Re$  (скорости потока) вначале коэффициент  $\lambda$  уменьшается по гиперболе (закон Гагена-Пуазейля) и не зависит от степени шероховатости поверхности выработки. Закон Гагена-Пуазейля справедлив для ламинарного движения. По мере развития турбулентности потока с увеличением числа  $Re$  уменьшение коэффициента  $\alpha$  вначале замедляется, а затем начинается его рост. Последнее объясняется уменьшением толщины ламинарного пограничного слоя потока и внедрением выступов шероховатости в его турбулентное ядро. По данным М. М. Ольвовского, начиная с определенного значения числа  $Re$ , величина  $\alpha$  остается примерно постоянной (рис. 7.3). Такое постоянство называется автомодельностью коэффициента  $\alpha$  относительно числа  $Re$ . Оно возникает в условиях развитого турбулентного режима, т. е. при больших значениях числа  $Re$ . Для горных выработок автомодельность наступает при  $Re > (0,5 \div$

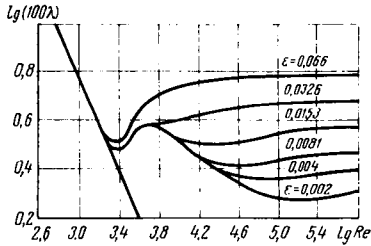


Рис. 7.2. График зависимости коэффициента трения  $\lambda$  от числа Рейнольдса  $Re$  для трубопроводов с небольшой равномерной шероховатостью ( $\epsilon$  — отношение высоты выступов шероховатости к радиусу трубы)

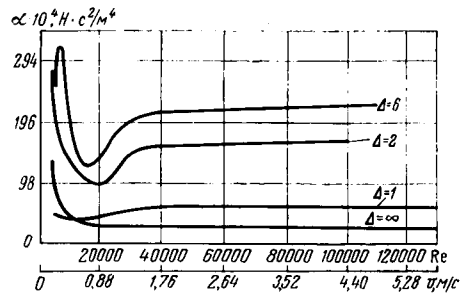


Рис. 7.3. График зависимости коэффициента  $\alpha$  от числа Рейнольдса  $Re$  для штрека, закрепленного неполными крепежными рамами из круглых бревен ( $\Delta$  — продольный калибр крепи)

$\div 1) \cdot 10^5$ , что при гидравлическом диаметре 2,5 м соответствует  $v \geq 0,3$  м/с. Эти условия характерны для большинства выработок с активной вентиляционной струей. Поэтому при практических расчетах принято считать, что коэффициент  $\alpha$  не зависит от числа  $Re$ . Однако при весьма малой скорости движения воздуха зависимость  $\alpha(Re)$  может оказаться существенной.

Зависимость коэффициента  $\alpha$  от степени шероховатости поверхности выработки видна из формулы (7.7). Установлено, что на величину  $\alpha$  влияет как степень, так и характер шероховатости поверхности выработки. Степень шероховатости поверхности выработки характеризуется относительной ее шероховатостью, определяемой по формуле

$$\epsilon = k/D, \quad (7.14)$$

где  $k$  — высота выступов шероховатости;  $D$  — гидравлический диаметр выработки.

Увеличение коэффициента  $\alpha$  при увеличении числа  $Re$  начинается тем раньше, чем больше значение  $\epsilon$ . В воздухопроводах с большей относительной шероховатостью автомодельность наступает раньше (это особенно относится к выработкам). Так как значение  $\epsilon$  зависит от диаметра выработки, то коэффициент  $\alpha$  зависит и от площади ее поперечного сечения. Влияние площади поперечного сечения выработки сводится к изменению относительной шероховатости ее поверхности. Для существующего на шахтах диапазона площади поперечного сечения выработок коэффициент  $\alpha$  может изменяться до 1,5 раз. Вследствие того, что шероховатость выработки образуется чередующимися по ее длине элементами крепи, можно ожидать существенного влияния на коэффициент  $\alpha$  продольной плотности расположения этих элементов (рис. 7.4), которая называется продольным калибром крепи, определяемым по формуле

$$\Delta = l/k_{ш}, \quad (7.15)$$

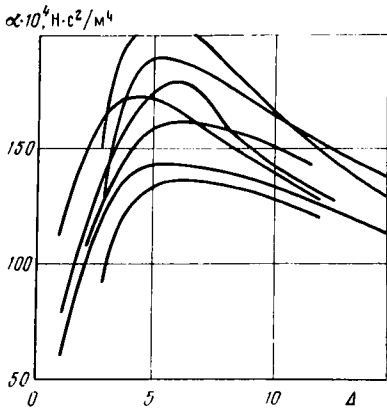


Рис. 7.4. График зависимости коэффициента  $\alpha$  от продольного калибра крепи  $\Delta$  для различных штреков

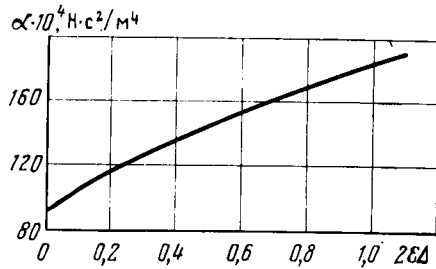


Рис. 7.5. График зависимости коэффициента  $\alpha$  от комплексного параметра  $2\epsilon\Delta$  ( $\epsilon$  — относительная шероховатость поверхности выработки;  $\Delta$  — продольный калибр крепи)

где  $l$  — расстояние между осями соседних элементов крепи.

Совокупное влияние  $\epsilon$  и  $\Delta$  на коэффициент  $\alpha$  показано на рис. 7.5.

Коэффициент  $\alpha$  зависит также от плотности воздуха, что видно из выражения (7.7) (например, в глубоких шахтах, при пожарах и др.).

Значение  $\alpha$  определяется путем лабораторных или натуральных измерений. Для этого измеряются расход воздуха, депрессия рабочего участка, длина участка, площадь и периметр поперечного сечения выработки. Затем по формуле (7.9) определяется коэффициент  $\alpha$ . Экспериментальные значения  $\alpha$  меньше его натуральных значений. Это объясняется большей степенью шероховатости поверхности выработок (по сравнению с моделью), отклонением положения элементов крепи в выработке от нормального, локальными сужениями, искривлениями и расширениями выработки, ее загромождением оборудованием и породой, старением выработки (уменьшением со временем ее сечения, деформацией крепи и др.). По данным М. А. Петрушева и В. А. Емельянова (ДонУГИ), эти причины вызывают увеличение коэффициента  $\alpha$  на 26 и 38 % соответственно для выработок, закрепленных деревянной и металлической крепью.

Коэффициент  $\alpha$  определяется также по формулам. Для выработок с рамной крепью В. Н. Воронин рекомендует определять значение  $\alpha$  ( $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$ ) по формулам

$$\alpha = \frac{1}{\left[ a + b \lg \frac{1}{2\epsilon m_1 m_2 \Delta} \right]^2} \quad (7.16)$$

$$\alpha = 0,035 (1 - \eta) / \eta, \quad (7.17)$$

где  $a$  и  $b$  — эмпирические коэффициенты;  $m_1$  — функция **п** **р**одольного калибра крепи и угла раскрытия свободной струи;  $m_2$  — отношение периметра закрепленной части выработки в **с** **в**ету ко всему периметру выработки;  $\eta$  — отношение средней скорости воздушного потока к максимальной.

В незакрепленных выработках значение  $\alpha$  зависит **о**т вида боковых пород, а также положения выработки относительно **о** напластования и изменяется в пределах  $(5 \div 20) 10^{-3}$ , в **в**енти **л**яционных скважинах большого диаметра —  $(2 \div 8) 10^{-3}$ , в **ш**тре **к**ах, закрепленных бетоном и кирпичом, —  $(3 \div 7) 10^{-3}$ , в **ш**треках, закрепленных крепежными рамами из круглых бревен, **м**еталли **ч**ескими арками из спецпрофиля и сборной железобетонной крепью, тубингами — соответственно  $(9 \div 23) 10^{-3}$ ,  $(5 \div 23) 10^{-3}$ ,  $(7 \div 13) 10^{-3}$   $\text{H} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$ . В конвейерных выработках значение  $\alpha$  увеличивается в 2—2,5 раза. В лавах, закрепленных индивидуальной **к**репью или оборудованных комплексами, значение  $\alpha$  изменяется в **п** **р**еделах  $(10 \div 260) 10^{-3}$  и  $(45 \div 120) 10^{-3}$   $\text{H} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4$  соответственно.

Мероприятия, уменьшающие степень шероховатости **в**ыработок, способствуют уменьшению коэффициента  $\alpha$ . Наиболее **э**ффективными являются следующие мероприятия:

для незакрепленных выработок — торкретирование **п**оверхности, покрытие ее рифленным железом, применение **п**ластм **а**ссовых покрытий (значение  $\alpha$  уменьшается в 2—4 раза);

для выработок, закрепленных бетонной и кирпичной **к**репью, — тщательная штукатурка поверхности (значение  $\alpha$  **у**меньшается в 2 раза);

для выработок с рамной крепью — обшивка крепи **д**осками, затяжка поверхности между рамами деревом или бетонны **м**и плитами, заполнение углублений между рамами чураками, **и**зменение продольного калибра крепи, заполнение углублений **б**алок.

При увеличении поперечного сечения выработки **з**начение  $\alpha$  уменьшается вследствие уменьшения относительной шероховатости ее поверхности.

### 7.3. Местные сопротивления

К местным относятся сопротивления, вызываемые резким **и** (местными) изменениями формы, размеров и направления **в**неш **н**их границ потока (внезапные расширения, сужения и повороты **т**, вентиляционные окна, места разветвления выработок, кросс **и**нги, каналы вентиляторов и др.) (рис. 7.6).

*Механизм действия сил сопротивления.* Для местны **х** сопротивлений характерным является срыв струи с твердых **г**раниц потока под действием сил инерции воздуха и образования **н**е свободной струи. В результате область между свободной **г**раницей потока и поверхностью выработки, называемая застойной (см. рис. 7.6, область 1—2—3—1) или мертвой, заполняется **п**рисоединенными воздушными массами, находящимися во **в**раща **т**ельном движении. Энергия вращательного движения в такой **о**бла **с**ти по-

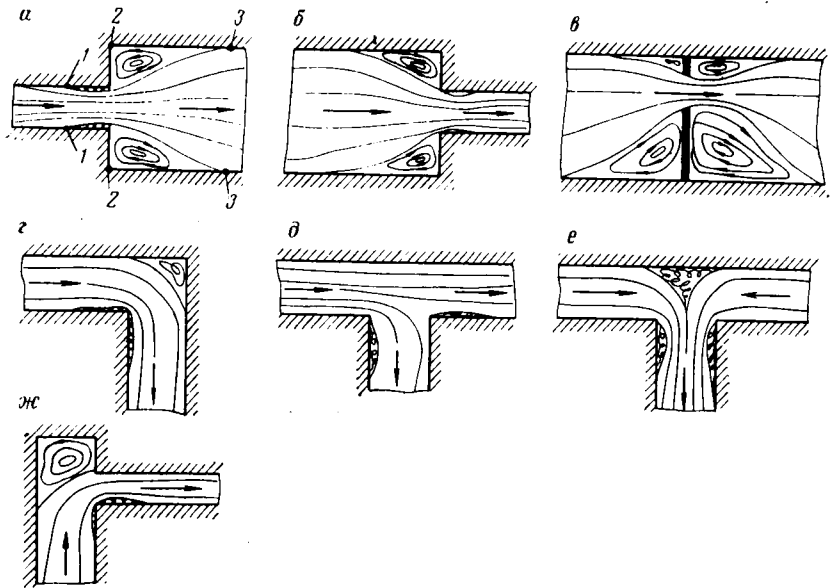


Рис. 7.6. Схемы местных сопротивлений в выработках:

*a* — внезапное расширение; *б* — внезапное сужение; *в* — вентиляционное окно; *г* — поворот; *д* — разделение потока; *е* — слияние потоков; *ж* — поворот с одновременным сужением (например сопряжение канала вентилятора со стволом)

ср едством внутреннего трения передается все более мелким вихря м и в конечном счете рассеивается в виде тепла. В то же время в р езультате турбулентного обмена через границу 1—3 в застойную область из основного потока поступают объемы воздуха, обладающие высокой энергией, а в поток из застойных зон — объемы с малой энергией. Вследствие этого происходит постоянная утечка энергии из потока, расход которой в данном случае значительно больше расхода, который был бы на этом же участке выработки при обычном ограниченном потоке. В сечении 3—3 поток достигает поверхности выработки. Скорость потока здесь уменьшается и застойные области исчезают. Однако вихри из этих областей распространяются еще на некоторое расстояние, увеличивая тем самым область местного сопротивления. Вызванная внезапным расширением выработки дополнительная потеря давления ( $\Pi_a$ ) определяется по формуле Борда-Карно

$$h = (\rho/2) (u_1 - u_2)^2, \quad (7.18)$$

где  $\rho$  — плотность воздуха,  $\text{кг/м}^3$ ;  $u_1, u_2$  — скорость движения воздуха соответственно в узком и широком сечениях,  $\text{м/с}$ .

Аналогично внезапному расширению потока описывается явление неупругого удара твердых тел. Внешнее сходство этих двух явлений дало основание называть внезапное расширение потока ударом. Срыв струй и расширение потока присущи всем видам

местных сопротивлений. Суммарные силы сопротивления нескольких объектов местных сопротивлений зависят от расстояния между ними и их относительного расположения. Расстояние между объектами местных сопротивлений определяет степень деформации потока и восстановления пограничного слоя перед его входом в следующее сопротивление. Полное восстановление деформированного скоростного поля происходит на критическом расстоянии от местного сопротивления. Если расстояние между двумя сопротивлениями меньше критического расстояния, то в месте нахождения второго из них интенсивность вихреобразования и величина сопротивления будут меньше. Определенное взаимное расположение объектов местных сопротивлений может вызвать большее дополнительное вихреобразование и увеличение их суммарного сопротивления (например, суммарное сопротивление двух поворотов в разных плоскостях больше сопротивления двойного поворота в одной плоскости).

*Расчет местных сопротивлений.* Расчет депрессии местных сопротивлений вследствие тождественности действия определяющих сил можно было бы производить по формуле (7.18). Однако ее использование затруднено необходимостью определения фактической максимальной скорости движения воздуха. Для этой цели используется экспериментально установленная формула, суть которой состоит в том, что депрессия местного сопротивления представляет собой часть скоростной энергии потока у местного сопротивления, т. е.

$$h = \xi \rho u^2 / 2, \quad (7.19)$$

где  $\xi$  — коэффициент местного сопротивления.

Выразив скорость движения воздуха через его расход, получим

$$h = \xi (\rho / 2S^2) Q^2 = RQ^2, \quad (7.20)$$

где  $S$  — площадь поперечного сечения выработки,  $m^2$ ;  $Q$  — расход воздуха,  $m^3/c$ ;  $R$  — аэродинамическое сопротивление участка выработки с местным сопротивлением,  $H \cdot c^2/m^8$ :

$$R = \xi \rho / 2S^2. \quad (7.21)$$

Из выражения (7.19) видно, что депрессия местного сопротивления в общей депрессии выработки тем больше, чем больше скорость движения воздуха у местного сопротивления. В местах с большой скоростью движения воздуха (каналы вентиляторов, околоствольные дворы и др.) депрессия местных сопротивлений может достигать нескольких сотен паскалей. Общая депрессия ряда сложных местных сопротивлений (каналы вентиляторов, кроссинги и др.) равна сумме депрессий элементарных местных сопротивлений и депрессии трения, определяемой по формуле (7.9). Для определения потерь давления (Па) в вентиляционных окнах А. А. Харев рекомендует формулу

$$h_{ок} = 1,77Q^2 \left( \frac{1}{S_{ок}} - \frac{1}{S} \right)^2, \quad (7.22)$$

где  $Q$  — расход воздуха через окно,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;  $S_{\text{ок}}$  — площадь окна,  $\text{м}^2$ ;  $S$  — площадь поперечного сечения выработки в месте установки окна,  $\text{м}^2$ .

Формула (7.22) справедлива для любых значений  $S_{\text{ок}}/S$ .

*Определение коэффициента местного сопротивления.* Как правило, коэффициент  $\xi$  определяется экспериментально. Для этого на участке местного сопротивления определяются депрессия, скорость движения воздуха до или после местного сопротивления и плотность воздуха. Затем по формуле (7.19) рассчитывается значение  $\xi$ . Полученное значение  $\xi$  должно сопровождаться указанием скорости, при которой оно рассчитано. Значение  $\xi$  зависит от вида местного сопротивления и степени шероховатости поверхности выработки. От числа  $Re$  в условиях горных выработок значение  $\xi$  не зависит, однако в общем случае зависимость  $\xi(Re)$  подобна зависимости  $\alpha(Re)$ . На коэффициенте  $\xi$  оказывают влияние форма и относительные размеры отдельных элементов твердых границ потока. Так, при внезапном расширении потока коэффициент  $\xi$  будет тем больше, чем больше отношение площадей поперечных сечений выработки до места их изменения и за ним. Коэффициент  $\xi$  уменьшается, если переход от одного сечения к другому осуществляется более плавно. С увеличением угла поворота потока значение  $\xi$  увеличивается, а при скруглении кромок угла уменьшается. Существенно увеличивается значение  $\xi$  при прямом угле поворота с нишами, расположенными против движения воздуха.

Интенсивность вихреобразования в застойных зонах и интенсивность диссипации энергии в них зависят от степени шероховатости поверхности выработки. Чем больше степень шероховатости, тем больше коэффициент  $\xi$ . Для внезапных расширений и сужений

$$\xi = \xi_r (1 + a_1 \alpha),$$

где  $\xi_r$  — коэффициент местного сопротивления для гладких поверхностей выработок;  $a_1$  — эмпирический коэффициент.

Для поворотов

$$\xi = (\xi_r + a_2 \alpha) (b/c + dH),$$

где  $a_2$ ,  $c$ ,  $d$  — эмпирические коэффициенты;  $b$  — ширина выработки,  $\text{м}$ ;  $H$  — высота выработки,  $\text{м}$ .

При внезапных расширениях гладких выработок коэффициент  $\xi$  изменяется от 0 до 1 при изменении отношения площадей поперечных сечений от 1 до 0. При внезапных сужениях гладких выработок коэффициент  $\xi$  изменяется от 0 до 0,45 при изменении отношения площадей поперечных сечений от 1 до 0,1.

Коэффициент местного сопротивления поворота гладкой выработки может быть определен по формуле

$$\xi = 0,57\delta^2,$$

где  $\delta$  — угол поворота, градусы.



Для случаев поворота струи из ствола в канал вентилятора с одновременным ее сужением  $\xi = 0,67 \div 1,16$ . Для кроссингов в зависимости от их вида и размеров  $\xi = 0,15 \div 2,6$ .

*Мероприятия по уменьшению местных сопротивлений.* Так как главным источником дополнительных потерь энергии в местных сопротивлениях являются вихревые зоны, основные мероприятия по уменьшению местных сопротивлений заключаются в придании выработкам таких форм, при которых эти зоны были бы минимальными. Это достигается путем плавных переходов от одного сечения выработки к другому и плавных поворотов, скруглением мест входа воздуха в трубопроводы и выработки, установкой направляющих лопаток на поворотах, уменьшением длины участков местных сопротивлений. Минимальные потери энергии при расширении выработки соответствуют углу раскрытия струи  $5-8^\circ$ , а при сужении — углу  $\leq 5^\circ$ . При закруглении кромок на входе в трубопровод радиусом, равным  $0,1D$  ( $D$  — диаметр трубы), коэффициент уменьшается в 10 раз. Скругление только внутренней кромки угла поворота радиусом, равным  $0,5b$  ( $b$  — ширина выработки), позволяет уменьшить значение  $\xi$  почти в 2 раза. Уменьшению местных сопротивлений способствует также уменьшение степени шероховатости поверхности выработок. С увеличением сечения выработки депрессия местного сопротивления будет уменьшаться вследствие уменьшения скорости движения воздуха. При взаимном влиянии двух местных сопротивлений мероприятия по уменьшению сопротивления необходимо проводить во втором из них (по направлению движения).

#### 7.4. Лобовое сопротивление

Лобовым называется сопротивление, оказываемое потоку находящимся в нем телом. В условиях горных выработок лобовым сопротивлением называется сопротивление тел, размеры которых поперек потока значительно превосходят размеры выступов шероховатости (сопротивление армировки шахтных стволов, вагонеток, стоящих поперек выработки стоек и др.). Однако из соображений удобства расчетов некоторые лобовые сопротивления условно относятся к сопротивлению трения (сопротивление армировки стволов и стоек индивидуальной крепи в лавах). Понятие лобового сопротивления в определенной степени условно. Например, лобовое сопротивление оказывают выступы шероховатости стенок выработки. Однако их сопротивление относится к сопротивлению трения.

*Механизм действия сил сопротивления.* Рассмотрим действие сил сопротивления при обтекании тела вентиляционной струей на примере обтекания цилиндра. Ламинарное движение воздушного потока вдоль всей поверхности обтекаемого тела происходит без срыва струй вследствие преобладания сил вязкости над силами инерции частиц воздуха (рис. 7.7). При турбулентном движении усиливается торможение на поверхности цилиндра (силы

трения становятся пропорциональными квадрату скорости движения воздуха), что вызывает повышение давления в направлении движения. Увеличивающееся давление стремится опрокинуть поток в некоторой точке  $A$  (см. рис. 7.7), где силы инерции значительно ослаблены трением. Точка  $A$  становится точкой отрыва основного потока. За ней вдоль поверхности тела движется встречный поток, образующий вихревую зону  $ABB'A'$ , рассеивающую энергию аналогично местным сопротивлениям. Движение в пограничном слое еще остается ламинарным. При дальнейшем увеличении числа  $Re$  движение в пограничном слое превращается в турбулентное. Турбулизация пограничного слоя затягивает отрыв потока, вследствие этого точка отрыва потока перемещается вниз по течению. В результате вихревая зона сужается, что вызывает уменьшение потери энергии и сопротивления тела (это явление открыто в 1912 г. Г. Эйфелем). Для тел неправильной формы отрыв потока происходит раньше, чем для тел обтекаемой формы, вследствие чего вихревая зона увеличивается и сопротивление тела возрастает. Таким образом, лобовое сопротивление складывается из сопротивления давления (сопротивления формы), с определенной условностью включающего и сопротивление вихревых зон, и сопротивления трения воздуха о поверхность тел. Следует отметить, что последнее также зависит от формы тела. Для тел неправильной формы преобладает сопротивление формы, для тел обтекаемой формы эти два вида сопротивления сравнимы.

*Расчет лобового сопротивления.* Выразим силу сопротивления тела ( $H$ ), обтекаемого турбулентным потоком, через скоростное давление потока около тела, т. е.

$$F = k_d (\rho u^2 / 2) S_m,$$

где  $k_d$  — коэффициент лобового сопротивления;  $\rho$  — плотность воздуха,  $\text{кг/м}^3$ ;  $u$  — средняя скорость движения воздуха в выработке около тела,  $\text{м/с}$ ;  $S_m$  — миделево сечение тела, т. е. площадь проекции тела, оказывающего лобовое сопротивление, на плоскость, перпендикулярную к направлению движения,  $\text{м}^2$ .

Выделим в выработке участок длиной  $l$ , в котором имеется лобовое сопротивление (рис. 7.8). Отбросим части потока, находящиеся слева от сечения  $I-I$  и справа от сечения  $II-II$ , и заменим их действие силами давления  $p_1 S$  и  $p_2 S$  ( $S$  — площадь поперечного сечения выработки). В случае установившегося движения все силы на участке уравновешиваются. Если условно принять силы трения на участке равными нулю, то

$$\begin{aligned} p_1 S &= p_2 S + F. \\ p_1 - p_2 &= F/S. \end{aligned}$$

Откуда

Так как при отсутствии сил трения единственным источником потери энергии на участке является лобовое сопротивление, то  $p_1 - p_2$  есть депрессия лобового сопротивления, т. е.

$$h = k_d (\rho u^2 / 2) (S_m / S). \quad (7.23)$$

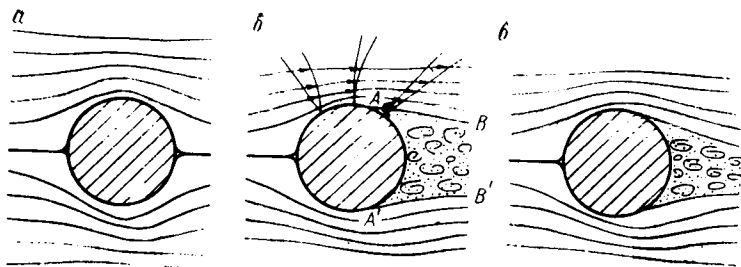


Рис. 7.7. Схема обтекания цилиндра воздушной струей:  
*а* — ламинарное движение воздуха без срыва струй из-за преобладания сил вязкости над силами инерции воздушных частиц; *б* — турбулентное движение воздуха со срывом струй и образованием вихревой зоны *АВВ'А'*; *в* — турбулентное движение воздуха с суженной вихревой зоной

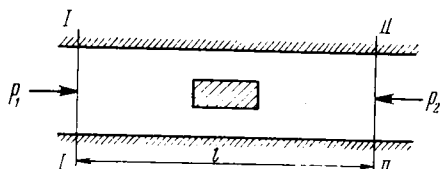
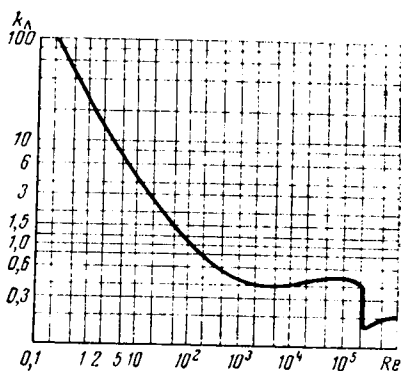


Рис. 7.8. Схема к определению депрессии лобового сопротивления

Рис. 7.9. График зависимости коэффициента лобового сопротивления  $k_L$  от числа Рейнольдса  $Re$



Выразив скорость движения воздуха через его расход  $Q$ , найдем, что

$$h = k_L (\rho/2) [S_m / (S - S_m)]^2 Q^2 = RQ^2, \quad (7.24)$$

$$R = k_L (\rho/2) [S_m / (S - S_m)]^2, \quad (7.25)$$

где  $R$  — аэродинамические сопротивления объекта лобового сопротивления,  $H \cdot c^2 / M^8$ .

Коэффициент лобового сопротивления зависит от числа Рейнольдса, формы и степени шероховатости поверхности тела. Резкое уменьшение значения  $k_L$  при  $Re = 4 \cdot 10^5$  соответствует переходу ламинарного движения в пограничном слое потока около тела в турбулентное (рис. 7.9). При дальнейшем увеличении числа  $Re$  коэффициент  $k_L$  принимает постоянное значение, что имеет место в шахтных условиях. Коэффициент  $k_L$  может существенно изменяться под влиянием соседних тел (особенно при расположении их вдоль потока). Например, лобовое сопротивление двух соприкасающихся цилиндров составляет 47 % сопротивления одного цилиндра. Второй цилиндр в этом случае полностью погружается в вихревую зону первого цилиндра, а так как разрежение в этой зоне, вызываемое срывом струй, уменьшается вдоль потока, то

на второй цилиндр действует сила, направленная навстречу потоку, вследствие чего коэффициент  $k_L$  уменьшается. Увеличение расстояния между цилиндрами вызывает увеличение коэффициента  $k_L$  (взаимное влияние цилиндров прекращается при расстоянии между цилиндрами  $> 100D$  ( $D$  — диаметр цилиндра)). Коэффициент лобового сопротивления может быть значительно уменьшен приданием телу удобообтекаемой формы. Так, если на цилиндр надеть обтекатель, придающий поперечному сечению цилиндра каплеобразную форму, значение  $k_L$  может быть уменьшено в 8—10 раз, а применение обтекателей (в форме полуэллипса) и на лобовой части цилиндра позволяет уменьшить его еще почти в 2 раза. Некоторое уменьшение значения  $k_L$  может быть достигнуто уменьшением степени шероховатости поверхности тела.

### 7.5. Сопротивление шахтных стволов

Шахтные стволы обычно загромождены элементами армировки, лестничными отделениями, трубопроводами и др. Поэтому общее сопротивление ствола складывается из сопротивления трения воздуха о его поверхность и лобовых сопротивлений загромождающих тел. Хотя лобовые сопротивления имеют большой удельный вес, для удобства расчетов их приравнивают к некоторому условному сопротивлению трения, вследствие чего коэффициент трения ствола  $\alpha$  увеличивается.

Удельный вес депрессии, создаваемой стволами, в общей депрессии шахты значителен. В глубоких шахтах он может достигать 50 %. Расчет депрессии и сопротивления стволов производится по формулам (7.9) и (7.10), в которых значение  $\alpha$  определяется с учетом сопротивления трения и лобового сопротивления загромождающих тел.

Основное сопротивление движению воздуха в стволах оказывают элементы армировки, трубопроводы, лестничные отделения. Поэтому значение  $\alpha$  зависит в основном от размеров и профилей поперечного сечения элементов армировки (степени их удобообтекаемости), их взаимного расположения в сечении ствола и по его длине, степени загроможденности сечения ствола. В стволах значение  $\alpha$  не зависит от числа  $Re$  и незначительно зависит от степени шероховатости их поверхности. Лестничное отделение увеличивает сопротивление ствола на 25—30 %. Из-за многочисленности определяющих факторов значение  $\alpha$  устанавливается отдельно для каждого типа ствола. Для отечественных стволов в зависимости от схемы их армировки значение  $\alpha$  находится в пределах  $25 \cdot 10^{-3}$ — $65 \cdot 10^{-3}$  Н · с<sup>2</sup>/м<sup>4</sup>. Для неармированных стволов, закрепленных бетоном и тубингами, значение  $\alpha$  равно соответственно  $(1,5 \div 4) 10^{-3}$  и  $(7 \div 13) 10^{-3}$  Н · с<sup>2</sup>/м<sup>4</sup>.

Известно несколько способов расчета коэффициента  $\alpha$ , основанных на учете лобового сопротивления элементов армировки стволов. Общие потери энергии принимаются равными сумме

частных потерь на обтекание каждого расстрела. При этом учитывается положение расстрела в сечении ствола и связанное с этим изменение скорости его обтекания. Поэтому расчетные формулы получаются весьма громоздкими. Для быстрого определения коэффициента трения бетонных стволов рекомендуется эмпирическая формула П. И. Мустеля

$$\alpha = k_p (\Sigma S_m / \sqrt{lD^3}) [S_c^3 / (S_c - S_n)^3], \quad (7.26)$$

где  $k_p$  — коэффициент, учитывающий форму расстрелов (для расстрелов прямоугольной формы  $k_p=0,33$ ; для двутавровых расстрелов  $k_p=0,4$ );  $\Sigma S_m$  — сумма миделевых сечений всех расстрелов,  $m^2$ ;  $l$  — расстояние между расстрелами по оси ствола,  $m$ ;  $D$  — диаметр ствола,  $m$ ;  $S_c$  — площадь поперечного сечения ствола,  $m^2$ ;  $S_n$  — площадь лестничного отделения,  $m^2$ .

Сопротивление ствола может существенно изменяться при сильном капеже вследствие увлекающего действия капель на воздушный поток. При встречном движении капель и воздуха, а также постоянном его расходе депрессия ствола возрастает, а при попутном она уменьшается. При движении клетей сопротивление ствола увеличивается настолько, насколько оно возросло бы при увеличении длины ствола на 15—100 м в зависимости от площади его поперечного сечения. Интенсивность работы подъема не влияет на сопротивление ствола. Сопротивление ствола можно уменьшить на 40—60 % применением расстрелов удобообтекаемой формы, уменьшением числа расстрелов в сечении ствола, увеличением расстояния между комплектами армировки по оси ствола, применением решетчатых полков в лестничном отделении (вместо сплошных), отшивкой трубно-лестничного отделения. Весьма эффективно применение канатных проводников, вследствие чего значение  $\alpha$  приближается к значению  $\alpha$  неармированных стволов.

## 7.6. Сопротивление выработок гидрошахт

Особенностью выработок гидрошахт является наличие в них трубопроводов, монорельсовых дорог и гидротранспортирования угля в лотках. Трубопроводы (в одной выработке их может быть до восьми) и монорельсовые дороги уменьшают сечение выработок и создают дополнительные лобовые сопротивления (фланцы трубопроводов, арматура подвески монорельса). По данным ВНИИГидроугля, сопротивление выработки на гидрошахтах может быть больше сопротивления аналогичной незагроможденной выработки в 1,65 раза. Для выработок, закрепленных бетонной и тюбинговой крепью, металлическими арками и неполными крепежными рамами из круглых бревен, значение  $\alpha$  равно соответственно  $(6,5 \div 22) 10^{-3}$ ,  $(11 \div 14) 10^{-3}$ ,  $(22 \div 26) 10^{-3}$ ,  $H \cdot c^2/m^4$ , а для пульпопускных печей и выработок, проведенных комбайном без крепления, — соответственно  $50 \cdot 10^{-3}$  и  $11 \cdot 10^{-3} H \cdot c^2/m^4$ .

## 7.7. Общие закономерности проявления аэродинамического сопротивления

*Особенность аэродинамического сопротивления выработок.* Сравнивая выражения (7.19), (7.20) и (7.24), можно видеть, что они могут быть представлены в виде

$$h = RQ^2, \quad (7.27)$$

где  $R$  — аэродинамическое сопротивление объекта.

Это соответствует квадратичному закону сопротивления при развитом турбулентном режиме движения. Зависимости коэффициентов  $\alpha$ ,  $\xi$ ,  $k_{\text{л}}$  и соответствующих сопротивлений  $R$  от числа  $Re$  качественно подобны. Такое подобие возможно лишь в случае тождественности сил сопротивления и подобия механизма их действия в каждом из трех основных видов сопротивления. Это подтверждает вывод о единой природе основных видов аэродинамического сопротивления горных выработок (сопротивления трения, местных сопротивлений и лобового сопротивления) и об определенной условности данного деления. Отсюда следует, что трудность вентиляции выработки определяется не коэффициентами  $\alpha$ ,  $\xi$ ,  $k_{\text{л}}$ , а ее сопротивлением  $R$ .

## 7.8. Единицы измерения сопротивления

Размерность сопротивления  $[R] = [h/Q^2] = \text{Н}/\text{м}^2 / (\text{м}^3/\text{с})^2 = \text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ . Единица, равная  $9,81 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ , носит название киломюрг. ( $\text{к}\mu$ ):  $1 \text{ к}\mu = 9,81 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ . На практике часто используют единицу, в тысячу раз меньшую (мюрг).

В вентиляторостроении и в меньшей мере в шахтной вентиляции для характеристики аэродинамического сопротивления используется еще одна величина, называемая эквивалентным отверстием. Под последним понимается круглое отверстие в тонкой стенке, сопротивление которого равно сопротивлению шахты или выработки. Это понятие вошло в шахтную вентиляцию из области шахтного вентиляторостроения, где для испытания вентиляторов используются тонкие металлические пластины с круглыми отверстиями. Для определения эквивалентного отверстия применим уравнение Бернулли к движению воздуха через круглое отверстие (рис. 7.10). Расположим сечение  $I-I$  на таком расстоянии от отверстия, чтобы скорость движения воздуха в нем можно было принять равной нулю (т. е.  $u_1 = 0$ ), а сечение  $II-II$  — в наиболее узкой части потока. Пренебрегая трением и разностью высот между центрами сечений  $I-I$  и  $II-II$ , выразим уравнение Бернулли в виде

$$p_1 = p_2 + \rho u_2^2/2. \quad (7.30)$$

Тогда скорость движения воздуха в наиболее узкой части струи

$$u_2 = Q/A', \quad (7.31)$$

где  $Q$  — расход воздуха через отверстие;  $A'$  — площадь поперечного сечения струи в наиболее узкой части.

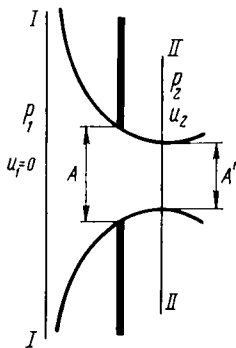
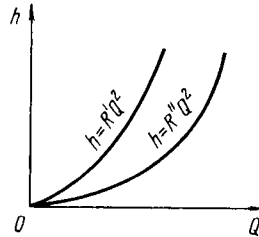


Рис. 7.10. Схема к определению эквивалентного отверстия

Рис. 7.11. Характеристика шахты



Из гидравлики известно, что отношение площади поперечного сечения наиболее узкой части струи к площади отверстия практически постоянно, т. е.

$$\psi = A'/A = \text{const}, \quad (7.32)$$

где  $A$  — эквивалентное отверстие,  $\text{м}^2$ .

Для круглого отверстия  $\psi = 0,65$ .

Подставив выражения (7.31) и (7.32) в уравнение (7.30), получим формулу для определения эквивалентного отверстия ( $\text{м}^2$ )

$$A = \frac{Q}{\psi \sqrt{\frac{2h}{\rho}}}, \quad (7.33)$$

где  $h$  — депрессия отверстия, Па.

При  $\psi = 0,65$  и  $\rho = 1,2 \text{ кг/м}^3$  формула (7.33) примет вид

$$A = 1,19Q/\sqrt{h}. \quad (7.34)$$

При наличии на шахте депрессии естественной тяги эквивалентное отверстие определяется по формуле

$$A = 1,19Q/\sqrt{h_b \pm h_e},$$

где  $h_b$  — депрессия вентилятора;  $h_e$  — депрессия естественной тяги.

Если депрессии  $h_b$  и  $h_e$  имеют одинаковое направление, то величина  $h_e$  берется со знаком плюс. Условно считается, что для легкопроветриваемых шахт  $A > 2$ , для шахт средней трудности проветривания  $1 \leq A \leq 2$  и для труднопроветриваемых  $A < 1$ . Следует отметить, что значение  $A$  может увеличиваться не только при уменьшении сопротивления выработок, но и вследствие увеличения утечек воздуха, которые снижают эффективность вентиляции.

Удельный расход воздуха (на 1 Па депрессии) на вентиляцию шахты (выработки) называется пропускной способностью шахты (выработки), которая определяется по формуле

$$K = Q/\sqrt{h} = 1/\sqrt{R}.$$

График зависимости  $h(Q)$  (рис. 7.11) для выработки или шахты в целом называется характеристикой выработки или шахты. Если на шахте имеют место турбулентное и ламинарное движение воздуха, а также некоторое постоянное сопротивление  $F$  (движение воздуха при постоянном давлении), то депрессия шахты выразится в виде

$$h = F + R_1Q + R_2Q^2. \quad (7.36)$$

Как видно из рис. 7.11, характеристика шахты — парабола, которая тем круче, чем больше сопротивление.

## 8. ШАХТНЫЕ ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СЕТИ

### 8.1. Общие сведения

Проветривание шахты осуществляется путем создания воздушного потока в сети горных выработок. Принятое направление воздушных потоков в сети определяет схему проветривания шахты и отдельных ее участков. В шахтную вентиляционную сеть входят горные выработки и сооружения, по которым движется воздух, а также выработки, вентиляционные сооружения и выработанное пространство, через которые просачивается воздух в таком количестве, которое оказывает влияние на проветривание шахты. Направление воздушных потоков осуществляется с помощью вентиляционных сооружений (вентиляторы, перемычки, двери, трубопроводы, кросинги и др.).

Воздушные потоки, потоки вредных примесей (газов, пыли, тепла), вентиляционная сеть, вентиляционные сооружения и источники тяги в сети образуют шахтную вентиляционную систему, которая характеризуется схемой движения воздуха в сети, интенсивностью вентиляционного процесса (обмена и переноса массы и энергии), аэродинамическим режимом воздушных течений. Ее главными параметрами являются концентрация вредных примесей в шахтной атмосфере, объемные дебиты воздушных потоков (воздухораспределение в сети), аэродинамические сопротивления горных выработок и сооружений, депрессия источников механической и естественной тяги. Шахтная вентиляционная система обычно находится в квазистационарном состоянии (т. е. в среднем стационарна). Однако при пожарах, разрушении вентиляционных сооружений и других газодинамических, термодинамических и аэродинамических возмущениях вентиляционная система может перейти в нестационарное состояние. Переход системы из одного состояния в другое длится от 1—2 мин до нескольких часов. В большинстве случаев переходные режимы приводят к аварийным ситуациям в шахте. Способность шахтной вентиляционной системы обеспечивать допустимый вентиляционный режим в нормальных и аварийных условиях характеризует степень ее надежности.



## 8.2. Классификация шахтных вентиляционных сетей

Шахтные вентиляционные сети могут быть представлены в виде вентиляционного плана, а также пространственной и аэродинамической схем.

Вентиляционный план — план горных выработок, на котором условными знаками отмечены направления воздушных потоков, вентиляционные сооружения, контрольно-измерительные станции, количество проходящего по выработкам воздуха и скорость его движения и др. Пространственная схема вентиляционной сети (рис. 8.1) характеризует пространственное расположение горных выработок. Она очень наглядна для шахт, разрабатывающих наклонные или крутые пласты. Аэродинамическая (или каноническая) схема (рис. 8.2) — это упрощенный график сети (не отражающий пространственного расположения выработок), на котором сохраняется взаимосвязь всех элементов сети. Схема может быть открытой и замкнутой. Замыкание аэродинамической схемы осуществляется атмосферой на поверхности.

Шахтная вентиляционная схема представляет собой замкнутый связный граф. В теории графов приняты следующие понятия:

узел — место соединения трех и более выработок (см. рис. 8.2, точки 2, 3, 5, 6, 7, 8);

ветвь — отдельная выработка (или несколько последовательно соединенных выработок), соединяющая два узла;

маршрут — путь в сети, включающий неповторяющиеся ветви;

контур — замкнутый путь в сети, включающий неповторяющиеся ветви;

элементарная ячейка (сокращенно ячейка) — часть сети, которая не пересекается ветвями.

Если замкнутый путь в сети очерчивает одну ячейку, то он называется простым контуром. В зависимости от направления воздушных потоков в ветвях контуры бывают однонаправленными и двунаправленными.

Для каждой замкнутой аэродинамической схемы существует топологическая зависимость

$$m = n + k - 1, \quad (8.1)$$

где  $m$  — число ветвей;  $n$  — число узлов;  $k$  — число ячеек.

Каждый замкнутый связный граф с множеством ветвей и узлов может быть преобразован в открытый связный граф так, чтобы два его произвольных узла соединились только посредством единственного маршрута. Это достигается путем последовательного устранения по одной произвольной ветви в контурах до их преобразования в маршруты. Каждая из устраняемых ветвей должна принадлежать только одному из размыкаемых контуров. Новый граф называется деревом, а устраненные ветви — антидеревом главного графа. Ветви антидерева и разомкнутые контуры называются независимыми ветвями и независи-

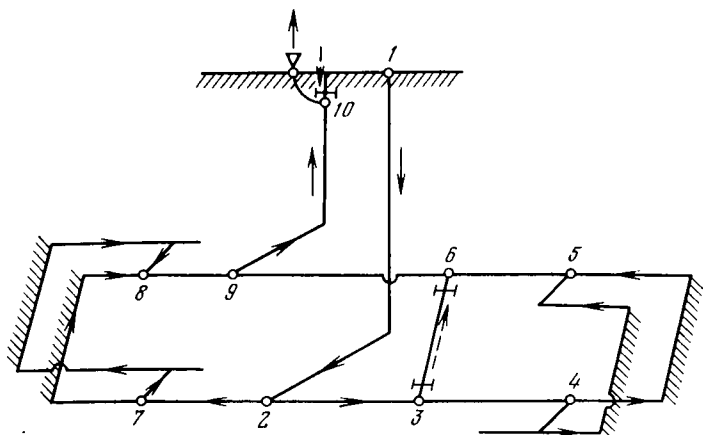


Рис. 8.1. Пространственная схема вентиляционной сети (цифрами обозначены узлы сети)

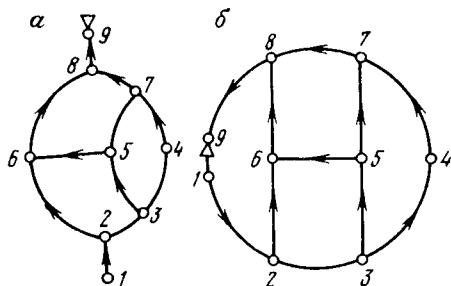


Рис. 8.2. Аэродинамические схемы вентиляционной сети (цифрами обозначены узлы сети):  
а — открытая; б — замкнутая

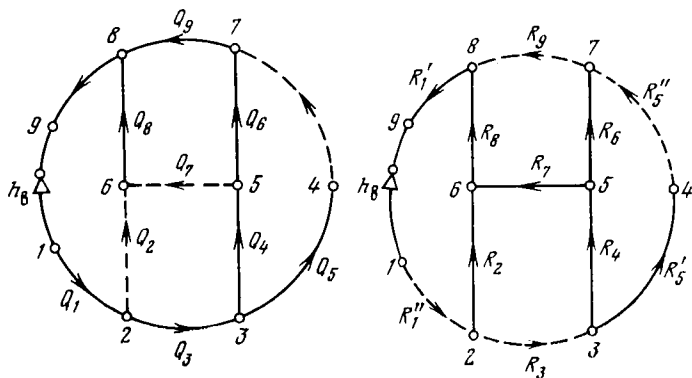


Рис. 8.3. Граф с различными комбинациями независимых контуров (ветви антидерва показаны штриховыми линиями)

мимы контурами. Число независимых контуров равняется числу ячеек. В одном графе могут быть образованы различные комбинации независимых контуров (рис. 8.3).

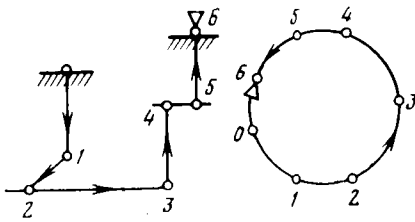


Рис. 8.4. Аэродинамическая схема неразветвленной вентиляционной сети

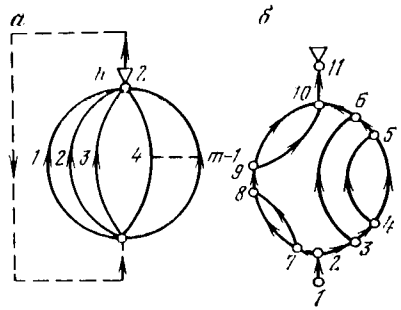


Рис. 8.5. Схемы разветвленных параллельных вентиляционных сетей: а — простая; б — сложная

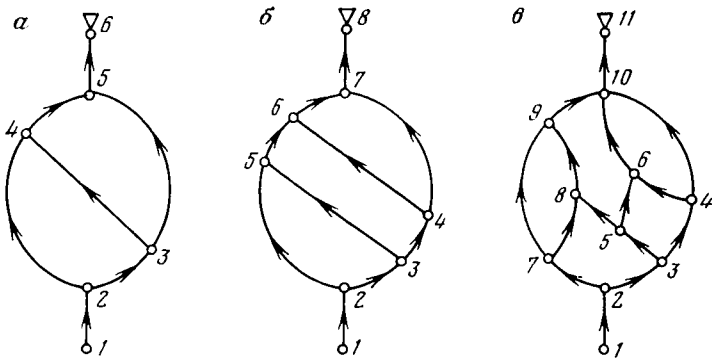


Рис. 8.6. Схемы разветвленных диагональных вентиляционных сетей: а, б, в — варианты схем

В зависимости от способа связи горных выработок различают вентиляционные сети неразветвленные (рис. 8.4) и разветвленные (рис. 8.5 и 8.6). Неразветвленная вентиляционная сеть состоит из одного простого контура последовательно соединенных горных выработок. Разветвленные вентиляционные сети разделяются на параллельные и диагональные. Параллельные вентиляционные сети могут быть простые и сложные. Простая параллельная сеть состоит из двух узлов и не менее двух ветвей, соединяющих эти узлы (рис. 8.5, а). Сложные параллельные сети образуются из последовательно и параллельно соединенных ветвей. Все разветвленные непараллельные сети называются диагональными.

Вентиляционная сеть, в которой определены места расположения и направления действия вентиляторов, направление действия контурной естественной тяги, может быть представлена в качестве ориентированного графа путем указания на ней направлений движений воздуха. Все параллельные сети с одним сосредоточенным источником тяги (вентилятором) имеют одно

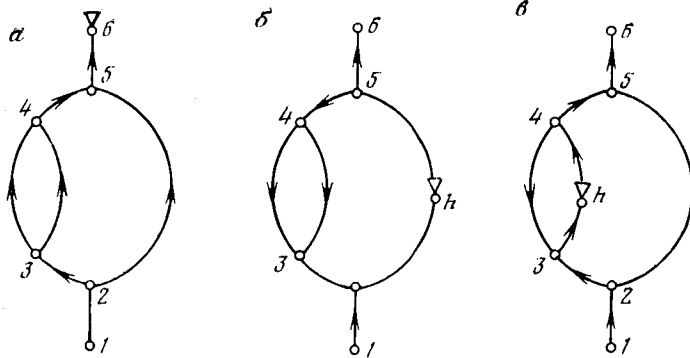


Рис. 8.7. Схемы параллельных вентиляционных сетей с одинаковым (а) и различными (б, в) направлениями воздушных потоков в ветвях

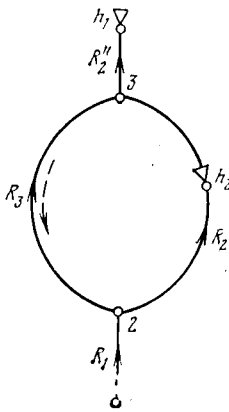
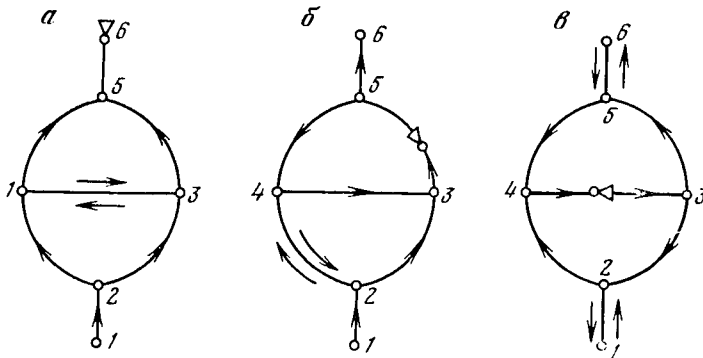


Рис. 8.8. Схема вентиляционной сети с неустойчивым движением воздуха

Рис. 8.9. Схемы простой диагональной вентиляционной сети с неустойчивым движением воздуха: а, б, в — варианты схем



направление вентиляционных потоков, зависящее от места расположения вентилятора (рис. 8.7). Если в параллельных сетях два или более источника тяги находятся во взаимодействии (рис. 8.8), то движение воздуха хотя бы в одной ветви может происходить в различных направлениях. Такое движение воздуха называется неустойчивым. Вентиляционные сети с неустойчивыми

вентиляционными потоками называются неустойчивыми. Направление неустойчивых потоков зависит от соотношения депрессий и аэродинамических сопротивлений в сети. Диагональные вентиляционные сети с одним сосредоточенным источником тяги (вентилятором) имеют не менее одной ветви с неустойчивым вентиляционным потоком. Ветви с неустойчивым движением зависят от места расположения вентилятора (рис. 8.9). Этими ветвями являются диагонали вентиляционной сети. Если в диагональной сети работают два или больше источников тяги, то неустойчивые потоки возникают не только в диагоналях, но и в других ветвях. Устойчивость вентиляционных потоков в шахтных вентиляционных сетях зависит от структуры (топологии) сети и от числа и места действия источников тяги. Естественная тяга имеет незначительную величину и не оказывает существенного влияния на устойчивость воздушных потоков. Однако во время пожара в шахте тепловая депрессия может изменить направление некоторых воздушных потоков.

### 8.3. Основные законы движения воздуха в вентиляционных сетях

При движении воздуха в шахтных вентиляционных сетях действуют следующие законы:

закон сопротивления в ветвях

$$h_j = R_j Q_j^2; \quad (8.2)$$

закон сохранения массы воздушных потоков в узлах

$$\sum_{j \in i} \rho_j Q_j = 0; \quad (8.3)$$

закон сохранения механической энергии воздушных потоков в контурах

$$\sum_{j \in f} \varepsilon_j h_j = \sum_{j \in f} \varepsilon_j h_{вj} + h_{ef}, \quad (8.4)$$

где  $i$  — номер узла;  $j$  — номер ветви;  $h$  — депрессия ветви, Па;  $R$  — аэродинамическое сопротивление ветви,  $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ ;  $Q$  — объемный дебит воздушного потока,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;  $h_{в}$  — депрессия вентилятора, Па;  $h_e$  — депрессия естественной тяги в контуре, Па;  $\rho$  — средняя плотность воздуха в ветви,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $\varepsilon$  — коэффициент направления воздушного потока (для первоначально принятого направления  $\varepsilon = +1$ ; для противоположного направления  $\varepsilon = -1$ ).

Вследствие изменения температуры, давления и влажности воздуха в шахте плотность воздуха изменяется. В результате этого в каждом контуре сети возникает тепловая тяга

$$h_e = g \sum_{j \in i} \rho_j \Delta z_j; \quad \Delta z = z_n - z_k, \quad (8.5)$$

где  $z_n$  — геодезическая высота в начале ветви, м;  $z_k$  — геодези-

ческая высота в конце ветви,  $m$ ;  $g$  — ускорение свободного падения,  $m/c^2$ .

Переменная плотность шахтного воздуха оказывает влияние на дебит воздушных потоков, аэродинамическое сопротивление ветвей и депрессию вентиляторов, которые выражаются через стандартную плотность воздуха  $\rho_c = \text{idem}$  в виде:

$$Q = \frac{\rho_c}{\rho} Q_c; \quad (8.6)$$

$$R = \frac{\rho}{\rho_c} R_c; \quad (8.7)$$

$$h = \frac{\rho}{\rho_c} h_c, \quad (8.8)$$

где  $Q_c$ ,  $R_c$ ,  $h_c$  — дебит, аэродинамическое сопротивление, депрессия, соответствующие стандартной плотности воздуха.

С учетом выражений (8.6), (8.7) и (8.8) зависимости (8.3) и (8.4) примут вид:

$$\sum_{j \in i} Q_{c j} = 0; \quad (8.9)$$

$$\sum_{j \in i} \varepsilon_j \frac{\rho_c}{\rho_j} R_{c j} Q_{c j}^2 = \sum_{j \in i} \varepsilon_j \frac{\rho_j}{\rho_c} h_{в.с. j} + g \sum_{j \in i} \rho_j \Delta z_j. \quad (8.10)$$

Зависимости (8.9) и (8.10), называемые соответственно первым и вторым законами вентиляционных сетей, описывают движение воздуха в вентиляционных сетях с переменной плотностью воздуха, т. е. в реальных сетях, генерирующих тепловую тягу. Такие сети называются активными. Чтобы решать задачи с помощью зависимостей (8.9) и (8.10), необходимо знать скалярное поле плотности воздуха в шахте. Для каждой воздушной ветви такое поле описывается дополнительными зависимостями, вытекающими из уравнения состояния, энергии и движения воздушных потоков. Зависимость (8.9) выражает закон сохранения массы вентиляционных потоков в узлах через стандартизованные объемные дебиты, а зависимость (8.10) — баланс механической энергии в контуре. Увеличение температуры воздуха в отдельных ветвях контура приводит к уменьшению плотности воздуха в них, увеличению потери давления, уменьшению депрессии вентилятора и к увеличению тепловой депрессии. Этот термодинамический процесс наиболее сильно выражается во время пожара в вентиляционной сети.

При небольшой глубине шахты и малой температуре горного массива с достаточной точностью можно принять постоянной плотность воздуха, т. е.  $\rho = \rho_c = \text{idem}$ ;  $Q_c \approx Q$ ;  $R_c \approx R$ ;  $h_{в.с.} = h_{в.с.}$ . Тогда выражения (8.9) и (8.10) выразятся в виде:

$$\sum_{j \in i} Q_j = 0; \quad (8.11)$$

$$\sum_{j \in f} \varepsilon_j R_j Q_j^2 = \sum_{j \in f} \varepsilon_j h_{в. j}. \quad (8.12)$$

В выражениях (8.11) и (8.12) депрессия вентилятора учитывается его напорной характеристикой, определяемой по формуле

$$h_{в. c} = a_0 + a_1 Q_c + a_2 Q_c^2 + \dots + a_r Q_c, \quad (8.13)$$

где  $a_i$  — коэффициент полинома;  $i=0, 1, 2, \dots, r$  — целые числа, определяющие степень полинома.

#### 8.4. Расчет вентиляционных сетей

Расчет шахтной вентиляционной сети сводится к определению распределения воздуха в сети, рабочего режима вентиляторов, общего аэродинамического сопротивления сети, аэродинамического сопротивления регуляторов в сети, естественной тяги. Для этого в соответствии с первым законом сети составляется  $(n-1)$ -е независимое узловое уравнение для произвольно выбранных узлов, а в соответствии со вторым законом —  $k$  независимых контурных уравнений, соответствующих тому же числу произвольно выбранных независимых контуров в сети. Таким образом, составляются  $m$  независимых уравнений, которые взаимно связывают такое же число дебитов вентиляционных потоков, аэродинамических сопротивлений ветвей, средних плотностей воздуха в ветвях и  $q$  вентиляторных напорных характеристик. Общее число параметров равно  $3m+q$ . Затем для большей простоты рассматриваются пассивные вентиляционные сети, при которых  $\rho = \rho_c = \text{idem}$ . Применение указанной системы уравнений возможно в том случае, если предварительно известны не менее  $m+q$  входных параметров для  $Q, R$  и  $h$ .

Решение вентиляционной сети, показанной на рис. 8.3, сводится к решению следующих узловых и контурных уравнений:

$$\left. \begin{aligned} Q_1 - Q_2 - Q_3 &= 0; & Q_2 + Q_7 - Q_8 &= 0; \\ Q_3 - Q_4 - Q_5 &= 0; & Q_8 + Q_9 - Q_1 &= 0; \\ Q_4 - Q_7 - Q_6 &= 0; \\ R_1 Q_1^2 + R_2 Q_2^2 + R_8 Q_8^2 &= h; \\ R_3 Q_3^2 + R_4 Q_4^2 + R_7 Q_7^2 - R_2 Q_2^2 &= 0; \\ R_5 Q_5^2 + R_6 Q_6^2 - R_4 Q_4^2 &= 0; \\ R_9 Q_9^2 - R_8 Q_8^2 - R_7 Q_7^2 + R_6 Q_6^2 &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (8.14)$$

С помощью узловых и контурных уравнений определяются: распределение воздуха в сети  $Q_j$  при заданных аэродинамических сопротивлениях и напорных характеристиках (депрессиях) вентиляторов;

депрессия вентиляторов и параметры регуляторов в вентиляционной сети при заданных дебите и аэродинамическом сопротивлении.

На основе определенного естественного распределения воздуха в сети производится оценка удовлетворения потребности в воздухе горных выработок, устойчивости вентиляционных потоков, совместной работы вентиляторов и др. Затем решается задача обеспечения заданного распределения воздуха в сети с помощью регуляторов и других средств.

Контурные и узловые уравнения применяются также для оптимизации распределения воздуха, обработки результатов воздушных и депрессионных съемок и др.

### 8.5. Расчет естественного распределения воздуха и общего сопротивления сети

Неразветвленная вентиляционная сеть (см. рис. 8.4) состоит из одной ветви ( $m=1$ ), одного контура ( $k=1$ ) и не имеет вентиляционных узлов ( $n=0$ ). Основная ветвь составлена из последовательно соединенных горных выработок, которые разделяют ее на  $j$  вспомогательных ветвей с  $i$  вспомогательными узлами. Расход воздуха в основной ветви постоянный (т. е.  $Q_j=Q=\text{idem}$ ). Из второго закона следует, что

$$h = R_1 Q^2 + R_2 Q^2 + \dots + R_m Q^2. \quad (8.15)$$

Так как депрессия вентилятора равна общей потере энергии в сети, то

$$h = R_{\text{об}} Q^2, \quad (8.16)$$

где  $R_{\text{об}}$  — общее сопротивление последовательно соединенных горных выработок.

Из уравнений (8.15) и (8.16) найдем, что

$$R_{\text{об}} = \sum_{i \in M} R_i. \quad (8.17)$$

Из выражения (8.17) следует, что общее сопротивление последовательно соединенных горных выработок равняется сумме сопротивлений этих выработок. Если аэродинамические сопротивления в выражении (8.17) заменить эквивалентными отверстиями, то получим формулу для определения общего эквивалентного отверстия сети

$$\frac{1}{A_{\text{об}}^2} = \sum_{i \in M} \frac{1}{A_i^2}, \quad (8.18)$$

где  $A_j$  — эквивалентное отверстие  $j$ -й выработки, входящей в сеть.



Простая параллельная вентиляционная сеть имеет  $m-1$  параллельных ветвей,  $n$  узлов и  $k$  независимых контуров. Она описывается уравнениями:

$$Q_{об} = Q_1 + Q_2 + \dots + Q_m; \quad (8.19)$$

$$h = R_1 Q_1^2 = R_2 Q_2^2 = \dots = R_m Q_m^2. \quad (8.20)$$

Из закона сохранения энергии в вентиляционной сети следует, что

$$h = R_{об} Q_{об}^2. \quad (8.21)$$

Система уравнений (8.19), (8.20) и (8.21) решается при известном аэродинамическом сопротивлении параллельных ветвей  $R_j$  и общем расходе воздуха в сети  $Q_{об}$ . Неизвестными параметрами являются расход воздуха в параллельных ветвях  $Q_j$ , общее сопротивление сети  $R_{об}$  и депрессия вентилятора  $h_v$ .

Распределение воздуха в двух параллельных ветвях определяется полученным из выражения (8.20) соотношением

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \sqrt{\frac{R_2}{R_1}}. \quad (8.22)$$

Из выражений (8.19) и (8.20) получим следующие формулы для определения расхода воздуха в ветвях и общего сопротивления сети:

$$Q_j = \frac{Q_{об}}{\sum_{j \in m} \sqrt{\frac{R_m}{R_j}}}; \quad (8.23)$$

$$R_{об} = \frac{R_m}{\left( \sum_{j \in m} \sqrt{\frac{R_m}{R_j}} \right)^2}. \quad (8.24)$$

Если в выражении (8.24) сопротивления выразить через соответствующие им эквивалентные отверстия, то получим формулу для определения эквивалентного отверстия сети

$$A_{об} = \sum_{j \in m} A_j. \quad (8.25)$$

Из выражения (8.24) следует, что общее аэродинамическое сопротивление простой параллельной сети всегда меньше сопротивления любой ее параллельной ветви. Если сопротивления параллельных ветвей равны, то общее сопротивление простого параллельного соединения

$$R_{об} = R/m^2, \quad (8.26)$$

где  $m$  — число параллельных ветвей.

При определении общего сопротивления сложной параллельной сети (рис. 8.10) каждое простое параллельное соединение заменяется условной ветвью с сопротивлением, определенным по формуле (8.24). Затем по формуле (8.17) определяются сопротивления вновь образованных последовательных соединений. Расчет повторяется до приведения сложной параллельной сети в одно последовательное соединение.

Распределение общего расхода воздуха в сложной параллельной сети осуществляется в обратном порядке (см. рис. 8.10). Для этого используются формула (8.23) и вычисленные уже сопротивления параллельных ветвей.

Условие, определяющее направление движения неустойчивого потока в параллельной сети с двумя вентиляторами (см. рис. 8.8), получается из следующих контурных уравнений (условно принимается направление потока от узла 2 к узлу 3):

$$\left. \begin{aligned} R_1 Q_1^2 + R_3 Q_3^2 &= h_1; \\ R_2 Q_2^2 - R_3 Q_3^2 &= h_2. \end{aligned} \right\} \quad (8.27)$$

Из уравнений (8.27) получим

$$\frac{h_1}{h_2} = \frac{R_1 Q_1^2 + R_3 Q_3^2}{R_2 Q_2^2 - R_3 Q_3^2}. \quad (8.28)$$

Движение воздуха в ветви 3 прекращается (т. е.  $Q_3 = 0$  и  $Q_1 = Q_2$ ) при выполнении условия

$$\frac{h_1}{h_2} = \frac{R_1}{R_2}. \quad (8.29)$$

Условие для направления потока от узла 2 к узлу 3 определяется из неравенств:

$$\begin{aligned} R_1 Q_1^2 + R_3 Q_3^2 &> R_1 Q_1^2; \\ R_2 Q_2^2 - R_3 Q_3^2 &< R_2 Q_2^2 < R_2 Q_1^2. \end{aligned}$$

С учетом выражения (8.28) получим

$$\frac{h_1}{h_2} > \frac{R_1}{R_2}. \quad (8.30)$$

Изменение направления в потоке от узла 3 к узлу 2 происходит при выполнении условия

$$\frac{h_1}{h_2} < \frac{R_1}{R_2}. \quad (8.31)$$

Доказательство условия (8.31) аналогично доказательству условия (8.30).

Выражения (8.29), (8.30) и (8.31) показывают, что направление потока в неустойчивой параллельной ветви не зависит от аэродинамического сопротивления этой ветви. Однако в неустойчи-

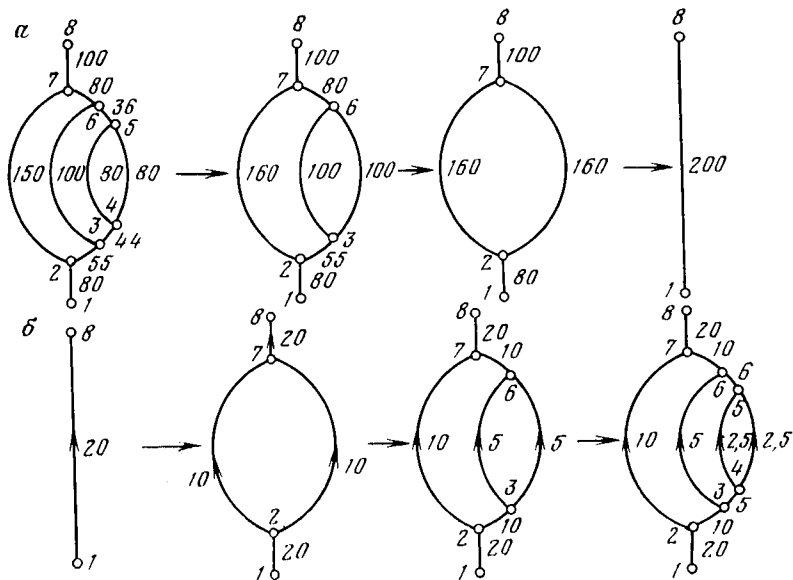


Рис. 8.10. Схемы к определению общего сопротивления (а) и распределения общего расхода воздуха (б) в сложной параллельной вентиляционной сети

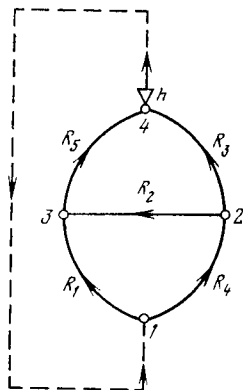


Рис. 8.11. Схема к расчету простой диагональной вентиляционной сети

вой ветви воздушный поток всегда изменяет свое направление при остановке главного вентилятора ( $h_1=0$ ). В случае же увеличения аэродинамического сопротивления  $R_1$  или уменьшения сопротивления  $R_2$  воздушный поток сильно дестабилизируется. Дестабилизация воздушного потока появляется, если в ветви 2 возникает пожарная депрессия, т. е.  $h_2=h_{п.}$

*Диагональные вентиляционные сети.* Движение воздуха в диагональных сетях может быть описано узловыми и контурными уравнениями. Уравнения вида (8.14) не имеют точного аналитического решения, если неизвестен объемный дебит вентиляционных потоков. Решение такой системы нелинейных уравнений осуществ-

вляется с помощью приближенных, или итеративных, вычислений. Движение воздуха в наиболее простой диагональной сети (рис. 8.11) описывается тремя узловыми и тремя контурными уравнениями:

$$\left. \begin{aligned} Q_{06} - Q_1 - Q_4 &= 0; \\ Q_4 - Q_2 - Q_3 &= 0; \\ Q_5 - Q_1 + Q_2 &= 0; \\ R_1 Q_1^2 + R_5 Q_5^2 &= h; \\ R_2 Q_2^2 + R_5 Q_5^2 - R_3 Q_3^2 &= 0; \\ R_2 Q_2^2 + R_4 Q_4^2 - R_1 Q_1^2 &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (8.32)$$

Направление воздушного потока 2—3 (см. рис. 8.11) принимается условно. Для уточнения направления решается система уравнений (8.32). Получение отрицательного дебита свидетельствует о том, что поток имеет направление, обратное первоначально принятому. Последние два контурных уравнения системы (8.32) могут быть представлены в виде:

$$\left. \begin{aligned} R_2 Q_2^2 + R_5 (Q_2 + Q_1)^2 - R_3 Q_3^2 &= 0; \\ R_2 Q_2^2 + R_4 (Q_2 + Q_3)^2 - R_1 Q_1^2 &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (8.33)$$

Разделив уравнения (8.33) на  $Q_2^2$  и обозначив  $Q_1/Q_2$  через  $x$ , а  $Q_3/Q_2$  через  $y$ , получим:

$$\left. \begin{aligned} R_2 + R_5 (1 + x)^2 - R_3 y &= 0; \\ R_2 + R_4 (1 + y)^2 - R_1 x &= 0. \end{aligned} \right\} \quad (8.34)$$

Из уравнений (8.34) найдем, что

$$x = \sqrt{\frac{R_2}{R_1} + \frac{R_4}{R_1} (1 + y)^2}; \quad (8.35)$$

$$y = \sqrt{\frac{R_2}{R_3} + \frac{R_5}{R_3} (1 + x)^2}. \quad (8.36)$$

Из первого контурного уравнения системы (8.32) и выражения (8.21) получим формулу для определения общего аэродинамического сопротивления простой диагональной сети

$$R_{06} = \frac{x^2 R_1 + R_5 (1 + x)^2}{(x + y + 1)^2}. \quad (8.37)$$

Система уравнений (8.34) решается методом последовательных приближений. Для этого принимается  $y=0$  и по выражению (8.35) вычисляется первое приближение для  $x_1$ . Подставив  $x_1$  в выражение (8.36), получим первое приближение для  $y_1$ . Подставив  $y_1$  в выражение (8.35), получим второе приближение для  $x_2$  и т. д. Вычисления продолжают в таком же порядке до по-

лучения необходимой сходимости между двумя последовательными значениями  $x$  и  $y$ . По известным значениям  $x$  и  $y$  с использованием выражений (8.32) и (8.37) вычисляются количество воздуха во всех ветвях и общее аэродинамическое сопротивление сети. Для обеспечения движения воздуха от узла 2 к узлу 3 должно выполняться условие:

$$\begin{aligned} R_1 Q_1^2 &> R_4 Q_4^2; \\ R_3 Q_3^2 &> R_5 Q_5^2. \end{aligned} \quad (8.38)$$

Так как  $Q_3 < Q_4$  и  $Q_1 < Q_5$ , неравенства (8.38) усиливаются при  $Q_4 = Q_3$  и  $Q_5 = Q_1$ , т. е.

$$\begin{aligned} R_1 Q_1^2 &> R_4 Q_3^2; \\ R_3 Q_3^2 &> R_5 Q_1^2. \end{aligned} \quad (8.39)$$

После перемножения неравенств (8.39) получим условие, при котором обеспечивается движение воздуха от узла 2 к узлу 3,

$$R_1 R_3 > R_4 R_5. \quad (8.40)$$

Аналогично получим условие движения воздуха в направлении от узла 3 к узлу 2

$$R_1 R_3 < R_4 R_5. \quad (8.41)$$

При  $Q_2 = 0$  получим

$$R_1 R_3 = R_4 R_5. \quad (8.42)$$

Из выражений (8.40), (8.41) и (8.42) следует, что направление движения воздуха в диагонали не зависит от ее аэродинамического сопротивления.

## 8.6. Расчет регулирования распределения воздуха в сети

При расчете регулирования распределения воздуха в вентиляционной сети при известных аэродинамическом сопротивлении  $R_j$  и дебите  $Q_j$  в ветвях определяются депрессия регуляторов  $\Delta p_j$  и депрессия вентилятора  $h_{в. j}$ . Задача решается с помощью системы линейных контурных уравнений

$$\sum_{i \in f} \varepsilon_j h_j + \Delta p_j = \sum_{i \in f} \varepsilon_j h_{в. j}. \quad (8.43)$$

Регуляторы устанавливаются в ветвях антидерева графа в соответствии с выбранными независимыми контурами. Для графа, показанного на рис. 8.3, уравнения, составленные по выражению (8.43), имеют вид:

вариант I

$$\begin{aligned} (h_1 + h_2 + h_8) + \Delta p_2 &= h_{в}; \\ (h_1 + h_3 + h_4 + h_7 + h_8) + \Delta p_7 &= h_{в}; \\ (h_1 + h_3 + h_4 + h_6 + h_9) + \Delta p_6 &= h_{в}; \\ (h_1 + h_3 + h_5 + h_9) + \Delta p_5 &= h_{в}; \end{aligned} \quad (8.44)$$

## вариант II

$$\begin{aligned}
 (h_1 + h_2 + h_8) + \Delta p_1 &= h_B; \\
 (h_3 + h_4 + h_7 - h_2) + \Delta p_3 &= 0; \\
 (h_5 - h_6 - h_4) + \Delta p_5 &= 0; \\
 (h_6 + h_9 - h_8 - h_7) + \Delta p_9 &= 0.
 \end{aligned}
 \tag{8.45}$$

При варианте I регулирование распределения воздуха в сети возможно осуществить путем исключения регулятора:

в контуре с максимальной величиной потерь давления, в результате чего определяется максимальная депрессия главного вентилятора;

в контуре с минимальной величиной потерь давления, в результате чего определяется минимальная депрессия главного вентилятора;

в контуре с промежуточной величиной потерь давления.

Депрессия регуляторов определяется по уравнениям (8.44). В первом случае депрессия имеет положительные значения и представляет собой дополнительные потери давления. Это в основном вентиляционные окна, аэродинамическое сопротивление которых определяется по формуле

$$\Delta R_j = \Delta p_j / Q_j^2, \tag{8.46}$$

где  $\Delta p_j$  — депрессия  $j$ -го вспомогательного вентилятора (8.46).

Введение в сеть дополнительных сопротивлений в виде вентиляционных окон увеличивает общее сопротивление сети, в результате чего уменьшается поступление воздуха в шахту. Такой способ регулирования называется отрицательным регулированием, а применяемые в нем регуляторы — отрицательными регуляторами. Во втором случае депрессия регуляторов имеет отрицательные значения и регулирование может осуществляться путем установки вспомогательных вентиляторов с депрессией  $h_{Bj} = \Delta p_j$  или уменьшения аэродинамического сопротивления ветви на величину, определяемую по формуле

$$\Delta R_j = - \frac{\Delta p_j}{Q^2}. \tag{8.47}$$

В результате этого поступление воздуха в шахту увеличивается. Данный способ регулирования называется положительным регулированием, а применяемые в нем вспомогательные вентиляторы — положительными регуляторами. Смешанное регулирование осуществляется путем использования положительных и отрицательных регуляторов.

Регулирование распределения воздуха по варианту II начинается с исключения регулятора в ветви 2, в результате чего определяется депрессия главного вентилятора и вычисляются остальные регуляторы. Число вариантов расположения регуляторов в вентиляционной сети равняется числу возможных комбинаций независимых контуров в сети. При выборе варианта необходимо

учитывать достоинства способа регулирования, пригодные для установки регуляторов выработки, вид регуляторов, удобство контроля их работы, надежность регуляторов и доступ к ним во время аварий. При решении задачи регулирования задается расход воздуха во всех ветвях. В этом случае контурные уравнения (8.43), составленные для произвольной сети, линеаризируются и имеют точное аналитическое решение. Для полной линеаризации контурных уравнений достаточно задать расход воздуха в ветвях, образующих произвольное антидерево сети. Расход воздуха в остальных ветвях вычисляется по узловым уравнениям.

При решении смешанных сетевых задач задается расход воздуха в отдельных ветвях, которые не принадлежат одному антидереву или число которых меньше числа ветвей антидеревя. В этом случае воздухораспределение вычисляется с помощью узловых и нелинейных контурных уравнений, а регуляторы применяются в ветвях с заданным расходом воздуха.

### 8.7. Электрическое моделирование вентиляционных сетей

Трудности, встречающиеся при решении нелинейных контурных уравнений, сложная структура и многомерность вентиляционных сетей, а также необходимость автоматизированного контроля и управления вентиляцией вызвали необходимость применения аналитических и графических методов точного или приближенного расчета вентиляционных сетей. Одновременно с этим изыскивались средства механизации вычислений. С этой целью используется электрическое моделирование вентиляционных сетей, основанное на математической аналогии между следующими законами:

законы движения воздуха в вентиляционных сетях

$$h = RQ^n; \quad \Sigma Q = 0; \quad \Sigma h = \Sigma h_b; \quad (8.48)$$

законы электрического тока в электрических сетях

$$U = R_a I_a^m; \quad \Sigma I_a = 0; \quad \Sigma U = \Sigma E, \quad (8.49)$$

где  $U$  — электрическое напряжение;  $R_a$  — электрическое сопротивление;  $I_a$  — сила тока;  $E$  — электродвижущая сила источника тока.

Полная аналогия между уравнениями (8.48) и (8.49) существует при условии равенства показателей степени в законах сопротивления (т. е. при  $n=m$ ) и возможности описания напорной характеристики вентилятора  $h_b(Q)$  аналогичной вольт-амперной характеристикой источника тока  $E(I_a)$ .

Электрическое моделирование осуществляется путем создания с помощью электрических элементов сети, топологически одинаковой вентиляционной сети шахты. При полной аналогии электрической модели и вентиляционной сети (рис. 8.12) измеренные величины в электрической модели могут быть пересчитаны по

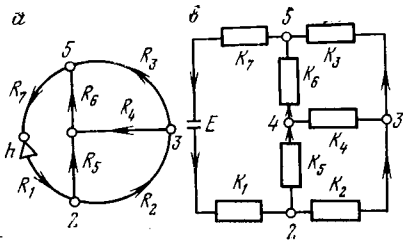


Рис. 8.12. Схемы вентиляционной сети (а) и ее электрической модели (б):

$K_1 - K_7$  — электрические сопротивления

масштабу в параметры вентиляционной сети. Масштабы моделирования определяются по формулам:

$$\left. \begin{aligned} m_h &= h/E; \\ m_R &= R/R_3; \\ m_Q &= Q/I_3. \end{aligned} \right\} \quad (8.50)$$

Между масштабами моделирования существует следующая количественная связь

$$m_h = m_R m_Q^2. \quad (8.51)$$

Моделирование вентиляционной сети осуществляется в следующем порядке.

1. Задаются два произвольных масштаба моделирования и по формуле (8.51) определяется третий масштаб.

2. По заданным аэродинамическому сопротивлению и масштабу сопротивления вычисляется электрическое сопротивление ветвей сети.

3. Элементы электрической модели соединяются в сеть, топологически подобную вентиляционной сети.

4. По заданной депрессии вентилятора и масштабу депрессии определяется напряжение источника электрического тока в сети.

5. Включается ток и измеряется электрическое напряжение и сила тока в ветвях.

6. По измеренным напряжению и силе тока с учетом масштабов моделирования  $m_h$  и  $m_Q$  вычисляются потери давления и расход воздуха в моделируемой вентиляционной сети.

Первые аналоговые устройства для электрического моделирования шахтных вентиляционных сетей имели линейные (омические) элементы сопротивления, поэтому полной аналогии между электрическими и вентиляционными сетями не было ( $n=2$ ;  $m=1$ ). Последнее может быть устранено путем итеративных измерений и расчетов по ним, для чего осуществляется пересчет электрических сопротивлений ветвей сети и в модели принимаются их новые значения после расчета каждого распределения воздуха в сети. Итерации прекращаются при получении требуемой сходимости расходов воздуха между двумя последовательными решениями. В этом случае омическое сопротивление в модели определяется по формуле

$$R_3 = RQ/m_R. \quad (8.52)$$

Основные трудности при создании квадратичных аналоговых устройств для электрического моделирования шахтных вентиляционных сетей связаны с изготовлением простых и надежных электрических элементов с квадратичной вольт-амперной характеристикой. Для этой цели используются электрические лампы,



полупроводниковые элементы, радиолампы, устройства для линейно-шаговой аппроксимации параболических функций. Наибольшее применение в нашей стране нашло аналоговое устройство ЭМВС-6 (конструкции ИГД им. А. А. Скочинского), работающее по принципу линейно-шаговой аппроксимации квадратичного закона сопротивления горных выработок. Устройство моделирует 6 вентиляторов, 8 постоянных депрессий, 100 ветвей с турбулентным режимом, 40 ветвей с ламинарным режимом и 40 постоянных расходов воздуха. Недостатки электрических аналоговых устройств — большая трудоемкость формирования сети, возможность решения ограниченного круга задач только для пассивных сетей и необходимость создания специализированных аналоговых устройств. Поэтому в последнее время предпочтение отдается более эффективному числовому моделированию вентиляционных сетей с помощью электронно-вычислительных машин.

### 8.8. Расчет вентиляционных сетей с помощью электронно-вычислительных машин

Для приближенного решения нелинейных алгебраических уравнений, описывающих движение и распределение воздуха в шахтных вентиляционных сетях, применяются метод прямого итеративного вычисления воздухораспределения (метод Андрияшева — Кросса), метод линеаризации контурных уравнений (метод Ньютона) и принцип минимизации мощности вентиляционных потоков. Решение осуществляется при заданных вентиляционной сети, аэродинамическом сопротивлении ветвей и напорной характеристике вентиляторов.

Метод Андрияшева — Кросса. При использовании этого метода дополнительно задаются:

первоначальное распределение воздуха

$$\sum_{i \in f} Q_{j0} = 0; \quad (8.53)$$

объемный дебит вентиляционного потока для каждой ветви

$$Q_j = Q_{j0} + \Delta Q_j; \quad (8.54)$$

депрессия для каждого вентилятора

$$h_{vj} = \varphi_j(Q_{j0} + \Delta Q_j), \quad (8.55)$$

где  $\Delta Q_j$  — поправка к объемному дебиту;  $\varphi_j$  — функция, аппроксимирующая напорную характеристику вентилятора.

Подставляя выражения (8.54) и (8.55) в выражение (8.12) и пренебрегая малыми членами, содержащими  $\Delta Q_j^2$ , получим формулу для определения поправки к объемному дебиту в независимых контурах

$$\Delta Q_{jn+1} = \frac{\sum_{i \in f} \varepsilon_j R_j Q_{jn}^2 - \sum_{i \in f} \varepsilon_j \varphi_j(Q_{jn})}{2 \sum_{i \in f} R_j Q_{jn} - \sum_{i \in f} \varphi_j'(Q_{jn})}, \quad (8.56)$$

где  $\varphi_j'$  — первая производная функции, аппроксимирующей характеристику вентилятора;  $n$  — порядковый номер цикла вычислений;

$$\varphi_j' = h_{в j}' = \frac{\partial \varphi_j}{\partial Q_{jn}}.$$

Поправка к объемному дебиту определяется путем нескольких последовательных расчетов (итераций) по формуле (8.56). Итеративные вычисления сходятся при  $\Delta Q_j \rightarrow 0$  и  $Q_j \rightarrow \text{const}$ . Каждый новый цикл расчетов производится с использованием воздухораспределения, полученного в предыдущем цикле, по формуле

$$Q_{jn+1} = Q_{jn} + \Delta Q_{jn+1}. \quad (8.57)$$

Вычисления производятся в следующем порядке.

1. Задается первоначальное распределение воздуха в сети в соответствии с выражением (8.53).

2. По формуле (8.56) вычисляется поправка для каждого независимого контура.

3. По формуле (8.57) определяются первые приближения объемного дебита  $Q_{j1}$  в ветвях антидерева сети.

4. По первому закону сетей вычисляется объемный дебит  $Q_{j1}$  в остальных ветвях дерева сети.

5. Сравняется абсолютное значение максимальной поправки с заданной точностью вычислений  $E_Q$  (обычно принимается  $E_Q = 0,1 \text{ м}^3/\text{с}$ ).

6. Если выполнено условие  $|\Delta Q_{j1 \text{ max}}| > E_Q$ , то начинается второй цикл вычислений по определению поправки  $\Delta Q_{j2}$  и объемного дебита  $Q_{j2}$  и т. д.

7. Вычисления прекращаются при выполнении условия

$$|\Delta Q_{jn \text{ max}}| < E_Q. \quad (8.58)$$

Итеративные вычисления по методу Андрияшева—Кросса не всегда сходятся. Они имеют удовлетворительную сходимости, если сумма потерь давления в ветвях, выбранных для вычислений контуров, значительно меньше суммы потерь давления в независимых ветвях (антидерева).

Метод Ньютона. При использовании этого метода задается первоначальное распределение воздуха, удовлетворяющее первому закону сетей. После подстановки принятого расхода воздуха в выражение (8.12) получим следующую систему уравнений:

$$\left. \begin{aligned} \sum_{j \in l} Q_{j0} &= 0; \\ \sum_{j \in f} \varepsilon_j R_j Q_{j0}^2 &= \sum_{j \in f} \varepsilon_j \varphi_j(Q_{j0}) + \Delta h_j, \end{aligned} \right\} \quad (8.59)$$

где  $\Delta h_j$  — невязка в контурных уравнениях.

С учетом выражений (8.54) и (8.55) система уравнений (8.59) примет вид:

$$\left. \begin{aligned} \sum_{i \in i} \Delta Q_{jn+1} &= 0; \\ \sum_{i \in f} \varepsilon_j R_j Q_{jn} \Delta Q_{jn+1} &= \sum_{i \in f} \varepsilon_j \Phi_j(Q_{jn}) \Delta Q_{jn+1} + \Delta h_j. \end{aligned} \right\} \quad (8.60)$$

Уравнения (8.60) позволяют составить независимые линейные уравнения, по которым определяется поправка к объемному дебиту воздушных потоков в каждой ветви сети. По уравнению (8.57) вычисляется исправленный объемный дебит воздушных потоков. Действительное распределение воздуха определяется путем решения системы уравнений (8.60) в каждом последующем цикле вычислений по известному расходу воздуха из предыдущего цикла. Эти итеративные вычисления сходятся при  $\Delta Q_j \rightarrow \text{const}$  и  $\Delta h_j \rightarrow 0$ . В качестве критерия сходимости итеративного решения линеаризованной системы уравнений (8.60) для каждой ветви используется неравенство

$$|\Delta Q_{jn} - \Delta Q_{jn+1}| < E_Q. \quad (8.61)$$

Вычисления производятся в следующем порядке.

1. Задается первоначальное распределение воздуха, удовлетворяющее первому закону вентиляционных сетей.
2. Составляются независимые узловые и контурные уравнения (8.60).
3. Определяется первая поправка дебита вентиляционных потоков  $\Delta Q_{j1}$ .
4. По формуле (8.57) вычисляется первое приближение распределения воздуха  $Q_{j1}$ .
5. Проверяется условие (8.61). Если условие выполняется, то вычисления прекращаются. Если условие не выполняется, то вычисления продолжаются до его достижения требуемой степени сходимости.

Объем вычислительных работ при использовании метода Ньютона больше по сравнению с методом Андрияшева—Кросса.

Принцип минимизации мощности вентиляционных потоков применяется при оптимизации распределения воздуха в сети. Минимальная мощность вентиляционных потоков определяется по формуле

$$N = \sum_{i \in m} R_j Q_j^3 \rightarrow \min, \quad (8.62)$$

где  $m$  — общее число ветвей в сети.

Уравнение (8.62) решается с использованием первого и второго законов вентиляционных сетей при заданном дебите в каждой ветви ( $Q_j = \text{const}$ ). Возможно устанавливать регуляторы в отдельных ветвях ( $R_j + \Delta R_j$ ) и изменять депрессию вентилятора ( $h_j \pm \Delta h_j$ ).

Шахтные вентиляционные сети в основном являются сложными диагональными сетями. Число их ветвей превышает 500 (а иногда и 1000). Движение и распределение воздуха в них описывается сотней узловых и контурных уравнений, которые решаются с помощью приближенных методов. Большой объем вычислительных работ ограничивал применение таких методов для расчета вентиляционных сетей. По этой причине вентиляционные сети искусственно упрощались и применялось их моделирование. Топологическая сложность шахтных вентиляционных сетей и сложные стационарные и нестационарные протекающие в них процессы вызвали необходимость применения приближенных методов вычислений и быстродействующих вычислительных машин. С начала 60-х годов стали применять ЭВМ. Были созданы новые методы и алгоритмы для решения нелинейных систем уравнений, описывающих шахтные вентиляционные сети. Достоинства ЭВМ (обусловившие широкое их применение) — большое быстродействие, автоматизированное генерирование вариантов и оптимизация решений, универсальность (возможность решения различных видов задач), возможность прямых диалоговых связей с вычислительными центрами (видеотерминалы), библиотеки стандартных программ (фонд которых все время расширяется).

С использованием ЭВМ могут решаться следующие задачи.

1. Управление распределением воздуха в пассивных вентиляционных сетях. Для этого используется система уравнений (8.11) и (8.12) и описанные выше методы приближенных вычислений.

2. Управление воздухораспределением в активных вентиляционных сетях (в том числе во время пожара в шахте). С этой целью используется система уравнений (8.9) и (8.10) и дополнительные зависимости для определения изменения температуры, давления и плотности воздуха в вентиляционной сети.

3. Прогнозирование квазистационарного и нестационарного температурного поля в вентиляционной сети (определение температуры воздуха, пожарных газов и пород вокруг горных выработок).

4. Прогнозирование квазистационарного и нестационарного поля концентраций газов в вентиляционной сети (распространение метана и пожарных газов в горных выработках).

5. Оценка надежности шахтной вентиляционной системы.

6. Автоматизированное проектирование шахтной вентиляции.

7. Автоматизированный контроль и управление шахтной вентиляцией.

## **9. ИСТОЧНИКИ ДВИЖЕНИЯ ВОЗДУХА В ШАХТЕ**

### **9.1. Общие сведения**

Общей причиной движения воздуха является неравномерное распределение энергии в воздушной среде. Появление в воздушной среде зон с энергией выше или ниже энергии покоя приводит

воздух в состоянии движения. Движение будет тем интенсивнее, чем больше фактическая энергия данной зоны будет отличаться от ее энергии в состоянии покоя. Оно будет происходить от зон с большей энергией к зонам с меньшей энергией. Силы, формирующие такую неравномерность распределения энергии, являются источниками движения. В шахтных условиях действует много сил, приводящих воздух в состояние движения. Однако большинство из них не оказывает заметного влияния на состояние воздушной среды в шахте в целом или в отдельных выработках, поэтому они не могут рассматриваться как источники движения воздуха, имеющие значение для вентиляции. Основными источниками движения воздуха в шахте, используемыми для вентиляции, являются силы, появляющиеся при работе вентиляторов и эжекторов, а также силы гравитации, которые реализуются в естественной тяге воздуха в шахтах, при движении воды и угля в лавах крутого падения. К эжекторам относятся собственно эжекторы (специальные устройства для эжектирования воздуха) и гидромониторные струи, обладающие большим эжектирующим действием.

Процессы эжекции воздуха имеют место и при работе других установок и устройств, однако существенного влияния на вентиляцию они не оказывают.

Для упрощения источниками движения воздуха в шахте будем называть установки или процессы, при действии которых возникает движение воздуха, обеспечивающее вентиляцию, не забывая при этом, что физическими причинами движения воздуха являются силы.

## 9.2. Шахтные вентиляторы

Вентилятором называется машина, создающая разность давления в воздухопроводе, под влиянием которой перемещается воздух в последнем. Условно к вентиляторам относят машины, создающие разность давления до 10 000 Па при степени сжатия, равной 1,1 (отношение давления воздуха на выходе из вентилятора к давлению на входе). Машины, создающие большую разность давления, называются нагнетателями (степень сжатия более 1,1) и компрессорами (степень сжатия более 2). Вентиляторы, нагнетатели и компрессоры вместе образуют класс воздуходувных машин, используемых для перемещения воздуха и других газообразных сред. Небольшая степень сжатия в вентиляторах позволяет рассматривать воздух как несжимаемую среду (изменение объема не превышает 7%), т. е. объемные расходы воздуха на входе и выходе из вентилятора можно считать равными. В вентиляторе постоянно происходит процесс передачи энергии от вращающегося рабочего колеса к воздуху. Вследствие их механического взаимодействия рабочее колесо оказывает на воздух давление, что вызывает увеличение статического давления воздуха

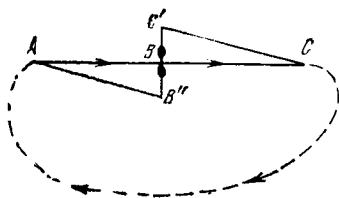


Рис. 9.1. Схема распределения давления (энергии) в воздухопроводе при работающем вентиляторе (стрелками показано направление движения воздуха)

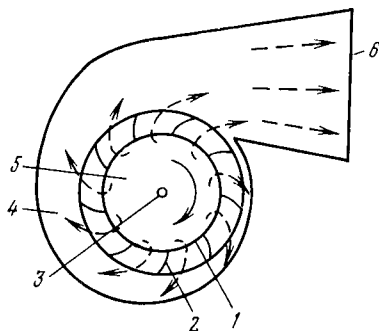


Рис. 9.2. Схема центробежного вентилятора (стрелками показано движение воздуха)

за рабочим колесом. Кроме этого, рабочее колесо ускоряет движение воздуха, увеличивая кинетическую энергию потока. За рабочим колесом поток расширяется и его кинетическая энергия в значительной степени переходит в потенциальную, вызывая дальнейшее увеличение статического давления в потоке. Одновременно перед рабочим колесом вследствие его увлекающего действия на воздух происходит падение давления. В результате за вентилятором образуется зона повышенного давления (энергии), а перед вентилятором — зона пониженного давления (энергии). Пусть в точке  $B$  воздухопровода  $ABC$  установлен вентилятор (рис. 9.1). Линия  $ABC$  соответствует уровню энергии покоящегося воздуха. При работе вентилятора энергия (давление) на участке  $BC$  трубопровода выше уровня покоя, так как здесь имеет место сжатие воздуха (см. рис. 9.1, линия  $B'C$ ), а на участке  $AB$  она ниже этого уровня (линия  $AB''$ ) в результате разрежения. Движение воздуха от зоны  $BC$  с высокой энергией к зоне  $AB$  с низкой энергией происходит без внешнего воздействия. Движение воздуха через вентилятор от зоны низкого давления со стороны всаса к зоне высокого давления со стороны нагнетания происходит через рабочее колесо вследствие воздействия последнего на воздух. Если воздухопровод разомкнут (см. рис. 9.1, концы трубопровода  $A$  и  $C$  открыты в окружающую среду), то движение воздуха от зоны  $BC$  к зоне  $AB$  будет происходить через окружающую воздушную среду. Если воздухопровод замкнут, то воздух будет двигаться только в пределах трубопровода. Если вентилятор остановится, то движение воздуха будет некоторое время продолжаться. При этом вследствие стремления системы к равновесию уровень энергии в зоне  $BC$  будет падать, а в зоне  $AB$  повышаться, стремясь к уровню энергии покоя  $ABC$ . Движение воздуха прекратится при достижении уровня  $ABC$ , т. е. в воздухопроводе установится одинаковое давление, равное давлению покоящегося воздуха.

Выпускаются два типа вентиляторов, различающихся по кон-

структивному исполнению и принципу действия,— центробежные и осевые. Они используются для вентиляции шахты в целом или значительных ее частей (вентиляторы главного проветривания) и отдельных выработок и рабочих мест (вентиляторы местного проветривания).

*Центробежные вентиляторы.* Центробежный вентилятор состоит из рабочего колеса 1 (рис. 9.2) с лопатками 2, вращающегося вокруг оси 3 в спиральном кожухе 4. Воздух поступает в вентилятор через всасывающее боковое отверстие 5, в котором располагается направляющий аппарат. Последний изменяет направление движения воздуха на радиальное. В рабочем колесе воздух проходит между лопатками, закручиваясь в направлении их движения, и выбрасывается в пространство между верхней кромкой лопаток и кожухом, продолжая в пределах последнего двигаться по спирали и расширяясь по мере расширения кожуха. Из вентилятора воздух выходит через нагнетательное отверстие 6. Движение воздуха от нижней кромки лопаток к верхней вызывается действием центробежной силы, возникающей при вращении воздуха. Так как центробежная сила пропорциональна квадрату окружной скорости, а окружная скорость пропорциональна радиусу вращения, то по мере перемещения воздуха от нижней кромки лопаток к верхней действующая на него центробежная сила увеличивается, вызывая сжатие воздуха. Центробежная сила вызывает также увеличение скорости движения воздуха между лопатками, т. е. увеличение его кинетической энергии. При дальнейшем расширении воздушного потока в кожухе скорость движения воздуха уменьшается, а его кинетическая энергия согласно уравнению Бернулли переходит в потенциальную, вызывая дальнейшее повышение давления.

Движение воздуха в шахте встречает сопротивление, которое преодолевается действием сил статического напора (статического давления). Поэтому основным назначением шахтного вентилятора является создание статического напора. Для этого необходимо, чтобы энергия, передаваемая воздушному потоку от рабочего колеса вентилятора, передавалась бы преимущественно в виде статического напора. Реально же она передается как в виде статического напора (потенциальная энергия), так и в виде кинетической энергии ускоренного движения воздуха. Согласно уравнению Бернулли, кинетическую энергию можно превратить в потенциальную путем уменьшения скорости движения воздуха. Чтобы это превращение происходило с минимальными потерями, необходимо обеспечить плавное расширение воздушного потока, при котором местные сопротивления были бы минимальными. В центробежном вентиляторе это достигается путем заключения рабочего колеса в плавно расширяющийся спиральный кожух. Лопатки рабочего колеса центробежного вентилятора могут быть загнуты вперед (по направлению вращения колеса) или назад (против направления вращения). Создаваемое центробежной силой статическое давление пропорционально разности центробежных сил на верх-

ней и нижней кромках лопаток или разности квадратов скоростей их вращения, т. е.

$$h_{ц} = (\rho/2) (u_{л. в}^2 - u_{л. н}^2), \quad (9.1)$$

где  $u_{л. н}$ ,  $u_{л. в}$  — соответственно скорость вращения нижней и верхней кромок лопаток, м/с;  $\rho$  — плотность воздуха, кг/м<sup>3</sup>.

Скоростное давление воздуха на выходе из рабочего колеса пропорционально квадрату тангенциальной составляющей  $u_{в. т}$  результирующей скорости движения воздуха  $u_{в}$  (рис. 9.3), т. е.

$$h_{ск} = (\rho/2) u_{в. т}^2. \quad (9.2)$$

Тогда общее давление воздуха на выходе из рабочего колеса выразится в виде

$$h = (\rho/2) (u_{л. в}^2 - u_{л. н}^2) + (\rho/2) u_{в. т}^2. \quad (9.3)$$

Представим теперь, что при постоянной скорости вращения колеса вентилятора расход воздуха через вентилятор увеличился (например, вследствие уменьшения сопротивления шахты). Это означает, что скорость движения воздуха между лопатками рабочего колеса вентилятора возросла с  $u_{в. л}$  до  $u'_{в. л}$ , а результирующая скорость движения воздуха возросла с  $u_{в}$  до  $u'_{в}$ . Из рис. 9.3 видно, что тангенциальная составляющая результирующей скорости воздуха на выходе из рабочего колеса у вентилятора с загнутыми вперед лопатками при этом увеличилась с  $u_{в. т}$  до  $u'_{в. т}$  (рис. 9.3, а), а у вентилятора с загнутыми назад лопатками уменьшилась с  $u_{в. т}$  до  $u'_{в. т}$  (см. рис. 9.3). Из этого в соответствии с (9.3) следует, что при неизменных скоростях  $u_{л. в}$  и  $u_{л. н}$  с увеличением расхода воздуха в вентиляторе с загнутыми вперед лопатками его теоретическое давление увеличивается, а в вентиляторе с загнутыми назад лопатками оно уменьшается (рис. 9.4). Фактическое давление, развиваемое вентилятором, будет меньше теоретического на величину потерь в вентиляторе (см. рис. 9.4), вызываемых трением, местными сопротивлениями и потерями энергии при преобразовании скоростного давления в статическое. Потери энергии на трение и местные сопротивления в вентиляторе имеют ту же природу, что и аналогичные потери в выработках, с той лишь разницей, что основным видом местных сопротивлений здесь является сопротивление внезапного расширения. Потери энергии при преобразовании скоростного давления в статическое объясняются тем, что в вентиляторе воздушный поток никогда не может расшириться настолько, чтобы скорость движения воздуха равнялась нулю и вся кинетическая энергия преобразовалась в потенциальную (статическое давление). Второй причиной потерь является неравномерность скоростного поля на выходе из вентилятора вследствие тенденции воздуха двигаться преимущественно в одной части выходного отверстия. Все виды потерь пропорциональны квадрату дебита вентилятора. К ним относятся также потери на рециркуляцию воздуха (вихреобразование) в вентиляторе. Поэтому с увеличением дебита вентилятора потери в нем прогрес-



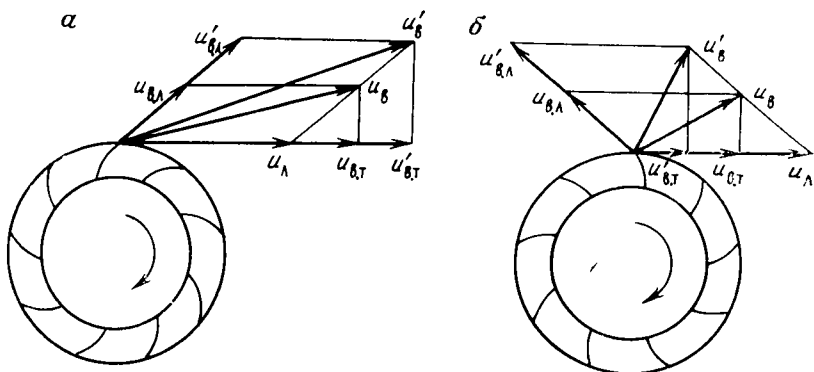


Рис. 9.3. Кинематическая схема движения воздуха в рабочем колесе центробежного вентилятора:

*a* — для рабочего колеса с лопатками, загнутыми вперед; *б* — то же, с лопатками, загнутыми назад

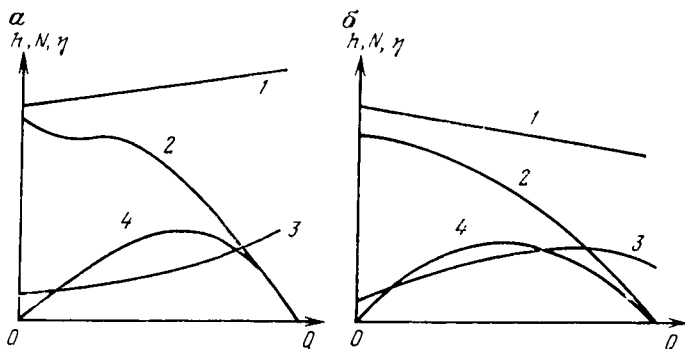


Рис. 9.4. Характеристики центробежного вентилятора с лопатками, загнутыми вперед (*a*) и назад (*б*):

1, 2 — кривые, характеризующие изменение соответственно теоретического и фактического давления  $h$  вентилятора; 3 — кривая, характеризующая изменение полной мощности  $N$  вентилятора; 4 — кривая, характеризующая изменение статического к. п. д.  $\eta$  вентилятора

сивно растут и при некотором большом дебите вся энергия вентилятора будет расходоваться на преодоление этих потерь, а полезное давление вентилятора станет равным нулю.

Характеристики фактического давления двух типов центробежных вентиляторов отличны друг от друга. У вентилятора с загнутыми вперед лопатками давление при малых дебитах изменяется незначительно, а затем уменьшается относительно быстро (см. рис. 9.4), что объясняется изменением условий рециркуляции. У вентилятора с загнутыми назад лопатками давление уменьшается монотонно, но менее быстро, чем у вентилятора с лопатками, загнутыми вперед. Работа вентилятора характеризуется не только развиваемым давлением, но и мощностью, и к. п. д. Полная мощность вентилятора (кВт) определяется по формуле

$$N = hQ/1000\eta, \quad (9.4)$$

где  $h$  — давление, развиваемое вентилятором, Па;  $Q$  — дебит вентилятора, м<sup>3</sup>/с;  $\eta$  — к. п. д. вентилятора.

Полезная мощность вентилятора определяется по формуле

$$N_{\text{п}} = hQ/1000. \quad (9.5)$$

К. п. д. вентилятора определяется по формуле

$$\eta = N_{\text{п}}/N. \quad (9.6)$$

Если полезная мощность рассчитывается по полному напору вентилятора (статическому и скоростному), то к. п. д. называется полным, если она рассчитывается по статическому напору, то к. п. д. называется статическим (см. рис. 9.4). В практике используется статический к. п. д. Полная мощность вентилятора определяется с учетом аэродинамических потерь энергии в вентиляторе, потерь в двигателе, в системе передачи от двигателя к рабочему колесу и в подшипниках. Зависимости  $h(Q)$ ,  $\eta(Q)$ ,  $N(Q)$ , выражаемые в виде графиков (см. рис. 9.4), называются характеристиками вентилятора. Они устанавливаются при испытаниях вентиляторов.

Первоначально у вентиляторов с загнутыми назад лопатками потери энергии на преобразование скоростного давления в статическое были меньше, чем у вентиляторов с загнутыми вперед лопатками. Однако в результате совершенствования последних созданы такие их типы, в которых скорость движения воздуха на выходе из рабочего колеса имеет направление, близкое к тангенциальному. Это позволило улучшить условия преобразования скоростного давления в статическое и уменьшить потери энергии. В итоге эти вентиляторы развивают большее давление при прочих равных условиях, при одинаковом давлении имеют меньшие размеры, а при одинаковых размерах — меньшие скорости вращения, т. е. работают более спокойно. Вентиляторы же с загнутыми назад лопатками имеют несколько более высокий к. п. д., более прочны, лучше отвечают работе в условиях переменного сопротивления шахты. Большие скорости вращения этих вентиляторов более удобны для применения электрического привода.

Регулирование работы центробежных вентиляторов производится либо при помощи направляющего аппарата, либо изменением скорости вращения рабочего колеса с использованием гидромолфты.

Кроме рассмотренных двух типов центробежных вентиляторов, существуют центробежные вентиляторы с незагнутыми лопатками. Однако они не получили применения в практике вентиляции шахт.

*Осевые вентиляторы.* Осевой вентилятор состоит из рабочего колеса 1 (рис. 9.5) с лопатками 2, вращающегося на оси 3, спрямляющего аппарата 4, обтекателя 5 с хвостовиком 6, кожуха 7 с входным коллектором 8, диффузора 9. Воздух в вентилятор засасывается через входной коллектор, проходит через рабочее колесо, спрямляющий аппарат и диффузор. Рабочее колесо вентилятора представляет собой короткий цилиндр, по цилиндрической

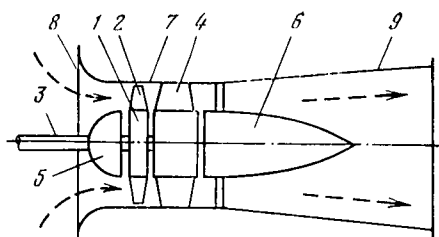


Рис. 9.5. Схема осевого вентилятора (стрелками показано направление движения воздуха)



Рис. 9.6. Схема рабочего колеса осевого вентилятора

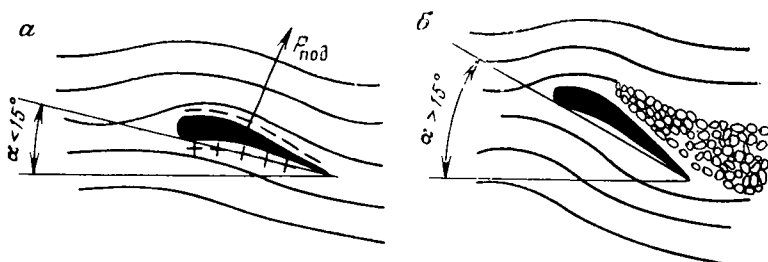


Рис. 9.7. Схема обтекания лопатки рабочего колеса осевого вентилятора ( $P_{\text{под}}$  — подъемная сила;  $\alpha$  — угол атаки):  
 а — при  $\alpha < 15^\circ$ ; б — при  $\alpha > 15^\circ$

поверхности которого расположены лопатки (рис. 9.6). Лопатки рабочего колеса имеют обтекаемый профиль, аналогичный профилю крыла самолета. В основном энергия рабочего колеса передается воздуху в виде статического давления. При обтекании лопатки вследствие изгиба ее профиля движение воздуха вдоль ее наружной поверхности происходит с большей скоростью (вследствие большей выпуклости), чем вдоль внутренней (рис. 9.7). Согласно уравнению Бернулли, увеличение скорости движения воздуха сопровождается уменьшением статического давления в потоке. Поэтому статическое давление на наружной поверхности лопатки будет меньше, чем на внутренней. Равнодействующая этих сил давления, называемая подъемной силой, действуя на воздушный поток, вызывает увеличение его давления (в основном статического). Величина подъемной силы зависит от угла  $\alpha$  (угол

между направлением набегающего воздушного потока и хордой лопатки), называемого углом атаки. С увеличением угла атаки подъемная сила и напор вентилятора возрастают. При  $\alpha \geq 15^\circ$  происходит отрыв потока от наружной поверхности лопатки, вызывающий образование вихревой зоны. При этом обтекаемость лопатки ухудшается и происходит резкое уменьшение напора. Появление вихревой зоны вызывает пульсации, при которых нагрузка вентилятора то возрастает, то уменьшается и вентилятор начинает работать неустойчиво.

Рабочее колесо осевого вентилятора сообщает воздуху вращательное движение, поэтому частицы воздуха, прошедшие через колесо, движутся по винтовой линии, ось которой совпадает с осью вращения рабочего колеса. Для превращения кинетической энергии вращательного движения воздуха в статический напор в осевом вентиляторе за рабочим колесом устанавливается спрямляющий аппарат, представляющий собою неподвижное колесо с лопатками. При прохождении воздуха между лопатками спрямляющего аппарата его вращательное движение гасится, а кинетическая энергия вращательного движения превращается в статический напор. После спрямляющего аппарата воздух поступает в диффузор, где происходит расширение потока и дальнейшее преобразование его кинетической энергии (энергии поступательного движения) в статический напор. Максимальное значение давления вентилятора (рис. 9.8) соответствует отрыву потока от лопаток рабочего колеса при угле атаки  $15^\circ$ . Появление в связи с этим вихревых зон вызывает увеличение потерь энергии в такой степени, что давление вентилятора начинает уменьшаться с уменьшением расхода воздуха (несмотря на то, что потери на трение в спрямляющем аппарате и диффузоре при этом уменьшаются). При весьма малом расходе воздуха давление вновь несколько увеличивается вследствие влияния центробежных сил, действующих на воздух при его контакте с лопатками рабочего колеса. При малом расходе воздуха потребляемая мощность вентилятора несколько возрастает из-за увеличения трения лопаток о почти неподвижный воздух. Кривая, характеризующая изменение к. п. д., имеет значительно более узкую зону максимума по сравнению с центробежным вентилятором (см. рис. 9.8). Последняя требует более глубокого регулирования работы осевых вентиляторов с целью поддержания высокого к. п. д. при изменении сопротивления шахтной вентиляционной сети. Это осуществляется поворотом лопаток рабочего колеса (т. е. изменением угла атаки), изменением угла установки лопаток направляющего аппарата, числа рабочих колес вентилятора и числа лопаток рабочего колеса при сохранении его баланса (эффект аналогичен эффекту при изменении числа рабочих колес, но более слабый).

*Депрессия вентилятора.* Рассмотрим воздухопровод с работающим вентилятором (рис. 9.9). Сечение I—I расположено в атмосфере, где скорость движения воздуха  $u_1 = 0$ , а давление равно атмосферному  $p_a$ , сечение II—II расположено перед вентилятором

Рис. 9.8. Характеристики осевого вентилятора:

1 — кривая, характеризующая изменение давления вентилятора; 2, 3 — кривые, характеризующие изменение соответственно мощности и к. п. д. вентилятора; 1', 1'' — кривые, характеризующие изменение давления вентилятора после изменения угла атаки

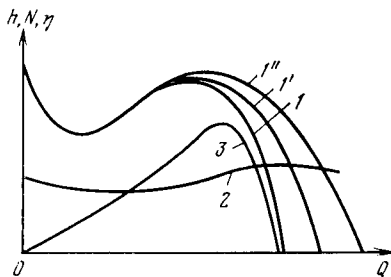
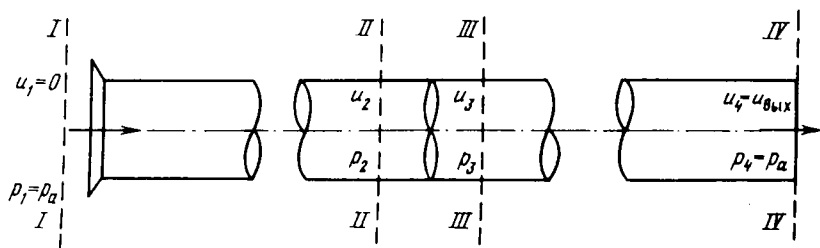


Рис. 9.9. Схема к определению депрессии вентилятора (стрелками показано направление движения воздуха)



(со стороны всасывания) с параметрами потока  $u_2$  и  $p_2$ , сечение III—III расположено за вентилятором (со стороны нагнетания) с параметрами потока  $u_3$  и  $p_3$ , а сечение IV—IV расположено на выходе из воздухопровода в атмосферу, где скорость движения воздуха  $u_4$  и давление  $p_a$ .

Для участка между сечениями I—I и II—II уравнение Бернулли выразится в виде

$$p_a = p_2 + \rho u_2^2 / 2 + h_{вс}, \quad (9.7)$$

где  $\rho$  — плотность воздуха (для всех сечений  $\rho = \text{const}$ );  $h_{вс}$  — потери давления на преодоление сопротивлений движению воздуха на участке всасывания.

Для участка между сечениями II—II и III—III уравнение Бернулли выразится в виде

$$p_2 + \rho u_2^2 / 2 = p_3 + \rho u_3^2 / 2 - h, \quad (9.8)$$

где  $h$  — энергия, отдаваемая вентилятором воздушному потоку (берется со знаком минус, так как полная энергия потока в сечении III—III больше, чем в сечении II—II на величину, отдаваемую вентилятором потоку).

Для участка между сечениями III—III и IV—IV уравнение Бернулли выразится в виде

$$p_3 + \rho u_3^2 / 2 = p_a + \rho u_4^2 / 2 + h_{наг}, \quad (9.9)$$

где  $h_{наг}$  — потери давления на преодоление сопротивлений движению воздуха на участке нагнетания.

Из выражений (9.7), (9.8) и (9.9) следует, что полная энергия, отдаваемая вентилятором потоку, расходуется на преодоление

сопротивлений движению воздуха на всасывающем и нагнетательном участках воздухопровода и на создание динамического напора на выходе воздуха в атмосферу (в действительности энергия, отдаваемая вентилятором потоку, больше на величину потерь в вентиляторе), т. е.

$$h = h_{\text{вс}} + h_{\text{наг}} + \rho u_4^2/2. \quad (9.10)$$

В выражении (9.10) первые два члена правой части характеризуют часть потенциальной энергии, затрачиваемую на движение воздуха в вентиляционной сети и называемую статической депрессией, т. е.

$$h_{\text{ст}} = h_{\text{вс}} + h_{\text{наг}}. \quad (9.11)$$

Эта часть энергии вентилятора называется полезной, так как полностью используется для создания движения воздуха в шахте.

Третий член выражения (9.10) характеризует часть кинетической энергии выходящего из вентиляционной сети воздуха, называемую динамическим напором вентилятора, т. е.

$$h_{\text{дин}} = \rho u_{\text{вых}}^2/2, \quad (9.12)$$

где  $u_{\text{вых}}$  — скорость движения воздуха на выходе из вентиляционной сети шахты.

Эта часть энергии не может быть использована для вентиляции шахты, так как полностью рассеивается в атмосфере.

Правая часть выражения (9.10) для данного воздухопровода и расхода воздуха постоянна и определяется сопротивлением воздухопровода и скоростью движения воздуха на выходе из него. Поэтому полная депрессия вентилятора аналогично его статической депрессии не зависит от места расположения вентилятора в воздухопроводе и имеет одинаковые значения как при его работе на всасывание, так и на нагнетание. По этой же причине характеристики вентилятора остаются неизменными при работе на всасывание и на нагнетание. Напорная характеристика вентиляторов — это график зависимости статической депрессии вентилятора от его дебита.

*Законы работы вентиляторов* — это зависимости, связывающие дебит вентилятора  $Q$ , его депрессию  $h$ , мощность  $N$  с частотой вращения рабочего колеса  $n$  и его диаметром  $D$ . Для подобных вентиляторов (т. е. вентиляторов одной серии, у которых скорости потоков пропорциональны друг другу) эти зависимости имеют вид:

$$Q_1/Q_2 = (n_1/n_2) (D_1/D_2)^3; \quad (9.13)$$

$$h_1/h_2 = (n_1/n_2)^2 (D_1/D_2)^2; \quad (9.14)$$

$$N_1/N_2 = (n_1/n_2)^3 (D_1/D_2)^5. \quad (9.15)$$

Из зависимостей (9.13), (9.14) и (9.15) можно получить аналогичные зависимости для одного и того же вентилятора.

*Сравнение центробежных и осевых вентиляторов.* На шахтах применяются как центробежные, так и осевые вентиляторы, кото-

рые имеют высокий к. п. д. (0,8—0,85). Их мощность исключает перегрузку двигателя, а большая частота вращения позволяет применять электрический привод. Центробежные вентиляторы проще по устройству, имеют большую прочность и создают меньше шума. Они позволяют развивать депрессию, значительно превышающую депрессию осевых вентиляторов. Стоимость установки центробежных вентиляторов меньше, чем осевых. Центробежные вентиляторы имеют большую глубину регулирования, т. е. большую область экономичной работы. Осевые вентиляторы проще в монтаже, занимают меньше места, удобны для применения в шахте, а при небольшой депрессии ( $\leq 2500$  Па) более экономичны.

Центробежные вентиляторы главного проветривания и вспомогательные вентиляторы могут быть одно- или двухстороннего всасывания. Они применяются при всасывающем, нагнетательном и нагнетательно-всасывающем способах вентиляции. В качестве вентиляторов главного проветривания на шахтах применяются вентиляторы ВЦ-25, ВЦ-31, ВЦД-31, ВРЦД-4,5, ВРЦД-47, ВЦ-11М, ВШЦ-16, ВЦПД-8УМ, ВЦП-16 и вентиляторы старых типов ВЦ, ВЦО, ВШЦ, ВЦП, ВЦЗ (расшифровка: В — вентилятор, Ц — центробежный, Д — двустороннего всасывания, Р — рудничный, О — одностороннего всасывания, Ш — шурфовой, П — проходческий, З — с поворотными закрылками лопаток; цифры обозначают диаметр рабочего колеса в дециметрах или метрах. Депрессия этих вентиляторов изменяется в пределах 600—9000 Па, а их дебит — в пределах 10—600 м<sup>3</sup>/с. Для вентиляции шахт небольшой глубины с депрессией  $\leq 3300$  Па применяются осевые вентиляторы ВОД-11, ВОД-16, ВОД-21, ВОД-30, ВОД-40, ВОД-50. На шахтах в эксплуатации находятся также вентиляторы марок ВОК, ВОКД, ВОКР, В-УП, В-УПД (расшифровка: В — вентилятор, О — осевой, Д — двухступенчатый, К — с кручеными лопатками, Р — реверсивный, УП — с усиленными подшипниками, УПД — с усиленными подшипниками и удлиненным диффузором; цифры обозначают диаметр рабочего колеса в дециметрах). Вентиляторы типа ВОД (кроме ВОД-11) — реверсивные. При реверсировании они обеспечивают расход воздуха не менее 60 % нормального дебита. Они используются для всасывающего и нагнетательного способов вентиляции. Депрессия этих вентиляторов изменяется в пределах 1000—4000 Па, а их дебит — в пределах 10—600 м<sup>3</sup>/с. Мощность центробежных и осевых вентиляторов главного проветривания изменяется в пределах 100—4000 и 50—2000 кВт соответственно. Вентиляторы местного проветривания — в основном это осевые вентиляторы ВМ-М и ВМП и центробежный вентилятор ВЦ-7 (В — вентилятор, М — местный, П — пневматический, Ц — центробежный). Они имеют взрывобезопасное исполнение. Максимальный к. п. д. электрических вентиляторов изменяется в пределах 0,7—0,8, а их мощность — в пределах 1—110 кВт. Максимальный к. п. д. пневматических вентиляторов изменяется в пределах 0,1—0,4. Наиболее мощные вентиляторы ВМ-12М и ВЦ-7. Они поз-

воляют проветривать штреки длиной до 2,5 км и стволы глубиной до 800 м. Депрессия электрических вентиляторов местного проветривания изменяется в пределах 500—6000 Па, а их дебит — в пределах 2—25 м<sup>3</sup>/с. Для пневматических вентиляторов значения этих величин изменяются в пределах 500—2500 Па и 0,3—6 м<sup>3</sup>/с.

### 9.3. Естественная тяга

Естественная тяга — движение воздуха по выработкам под влиянием естественных факторов: разности плотности воздуха, ветра, капежа. Энергия, которую получает единица объема воздуха от источников, вызывающих естественную тягу, называется депрессией естественной тяги, определение которой является основной задачей при изучении естественной тяги.

До появления вентиляторов (на многих шахтах и позже) естественная тяга была единственным средством проветривания шахт. В настоящее время Правилами безопасности запрещена вентиляция шахт за счет одной только естественной тяги из-за неустойчивости количества и направления движения поступающего в шахту воздуха и недостаточности его для вентиляции шахты. Однако естественная тяга во многих случаях играет существенную роль в вентиляции шахты. В зависимости от условий депрессия естественной тяги может достигать 20—25 % депрессии вентилятора главного проветривания. В ряде случаев на шахтах были замерены значения дебита естественной тяги, достигающие 6000 м<sup>3</sup>/мин.

Естественная тяга может затруднять работу вентилятора или помогать ему. Пусть две вертикальные выработки заполнены воздухом плотностью  $\rho_1$  и  $\rho_2$  и разделены сплошной перемычкой (рис. 9.10). Допустим, что  $\rho_1 > \rho_2$ . Определим аэростатическое давление на разделяющую перемычку. Со стороны ствола 1 давление на перемычку равно  $p_0 + g\rho_1 H$  ( $p_0$  — атмосферное давление;  $g$  — ускорение свободного падения;  $H$  — глубина стволов), со стороны ствола 2 давление равно  $p_0 + g\rho_2 H$ . Разность давлений равна  $g(\rho_1 - \rho_2)H$ . Если удалить разделяющую перемычку, то воздух в рассматриваемых выработках придет в движение под действием разности давлений, т. е. появится естественная тяга, депрессия которой выразится в виде  $h_c = g(\rho_1 - \rho_2)H$ .

Таким образом, источником естественной тяги является разность давлений в двух сообщающихся вертикальных или наклонных выработках. Естественная тяга может иметь место и в одной выработке при расслоении воздушного потока по плотности. Например, при проходке вертикальных стволов зимой слои воздуха у стенок прогреваются теплом горных пород и их плотность оказывается меньше, чем плотность воздуха в центральной части ствола, вследствие чего воздух у стенок имеет тенденцию подниматься. При работе вентиляторов местного проветривания и сильном капеже может наблюдаться обратное явление.

При различных высотных отметках устьев стволов необходимо сравнивать давления столбов воздуха одинаковой высоты. Так,



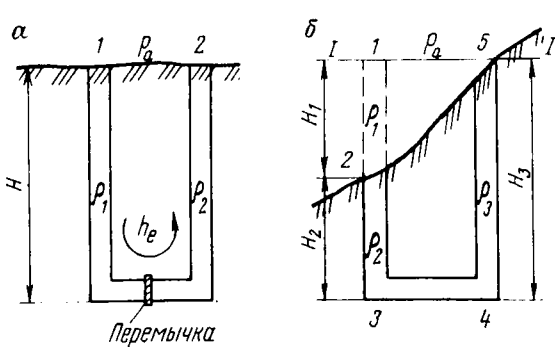


Рис. 9.10. Схема к определению депрессии естественной тяги в двух сообщающихся стволах при одинаковых (а) и различных (б) высотных отметках их устьев

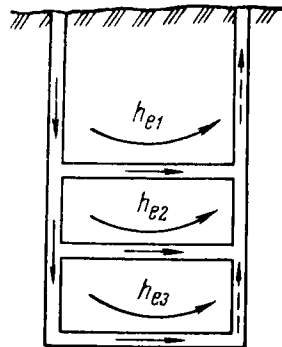


Рис. 9.11. Схема к определению депрессии естественной тяги при одновременном соединении выработок между собой на нескольких горизонтах:

$h_{e1}$ ,  $h_{e2}$ ,  $h_{e3}$  — соответственно депрессия естественной тяги на первом, втором и третьем горизонтах

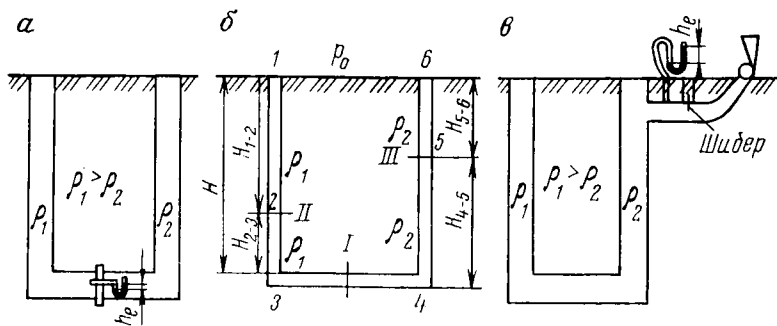


Рис. 9.12. Схемы к измерению депрессии естественной тяги с использованием перемычки, разделяющей сообщающиеся между собой выработки

для схемы, показанной на рис. 9.10, б, депрессия естественной тяги выразится в виде

$$h_e = g(\rho_1 H_1 + \rho_2 H_2 - \rho_3 H_3).$$

Отсюда следует, что естественная тяга имеет место в том случае, если средние плотности воздуха в двух сообщающихся вертикальных столбах различны. При этом движение воздуха происходит от столба с большей плотностью воздуха к столбу с меньшей плотностью воздуха. Такое же направление имеет и депрессия естественной тяги.

На шахтах часто встречаются случаи, когда вертикальные или наклонные выработки соединены между собой одновременно на нескольких горизонтах (рис. 9.11). В таких случаях на каждом горизонте действует своя естественная тяга, определяемая плотностью воздуха на участках, расположенных выше данного горизонта.

Особенностью появления естественной тяги является то, что энергия разности гидростатических давлений передается потоку воздуха не в какой-либо одной точке, а по всей его длине. В результате депрессию естественной тяги нельзя измерить в каком-либо одном месте потока. В этом отношении ее действие подобно действию многих маленьких вентиляторов с депрессиями  $h = h_c/n$  (где  $n$  — число вентиляторов). При неограниченном увеличении числа воображаемых вентиляторов (т. е. при неограниченном уменьшении расстояния между ними) и  $h_c = \text{const}$  депрессия каждого вентилятора будет стремиться к нулю и давление в выработках при работе вентиляторов не будет отличаться от атмосферного давления в них вследствие того, что получаемая воздухом энергия не аккумулируется в потоке, а сразу же расходуется на преодоление сопротивлений движению воздуха. Аналогичное явление имеет место и при действии естественной тяги.

*Измерение депрессии естественной тяги.* На шахтах депрессия естественной тяги может быть измерена. Существует несколько способов ее измерения.

Если к обеим сторонам перемычки, разделяющей сообщаемые между собой выработки, подключить депрессиомер, то последний измерит депрессию естественной тяги  $h_c$  (рис. 9.12, а). При этом местоположение перемычки в системе выработок безразлично. Так, при расположении перемычки в положении I (см. рис. 9.12, б) депрессия естественной тяги выразится в виде

$$h_{eI} = g(\rho_1 - \rho_2)H.$$

При расположении перемычки в положении II давление на ее верхнюю поверхность равно  $p_0 + g\rho_1H_{1-2}$ , давление на нижнюю поверхность равно  $p_0 + g\rho_2H - g\rho_1H_{2-3}$ . Тогда разность давлений

$$h_{eII} = (p_0 + g\rho_1H_{1-2}) - (p_0 + g\rho_2H - g\rho_1H_{2-3}) = g(\rho_1 - \rho_2)H.$$

Аналогично можно показать, что при любом другом положении перемычки измеряемая через нее разность давлений также будет равна  $g(\rho_1 - \rho_2)H$ . Отсюда следует, что место расположения перемычки не влияет на величину депрессии. Поэтому для измерения депрессии может быть использована задвижка вентилятора (см. рис. 9.12, в). Для этого останавливается вентилятор, подвижной полностью перекрывается канал вентилятора, герметически закрывается устье вентиляционного ствола, одно колено депрессиометра соединяется с каналом вентилятора со стороны ствола, а второе открывается в атмосферу. В этом случае депрессиомер измеряет депрессию естественной тяги. Измерение необходимо производить быстро, чтобы плотность воздуха в стволах не успела

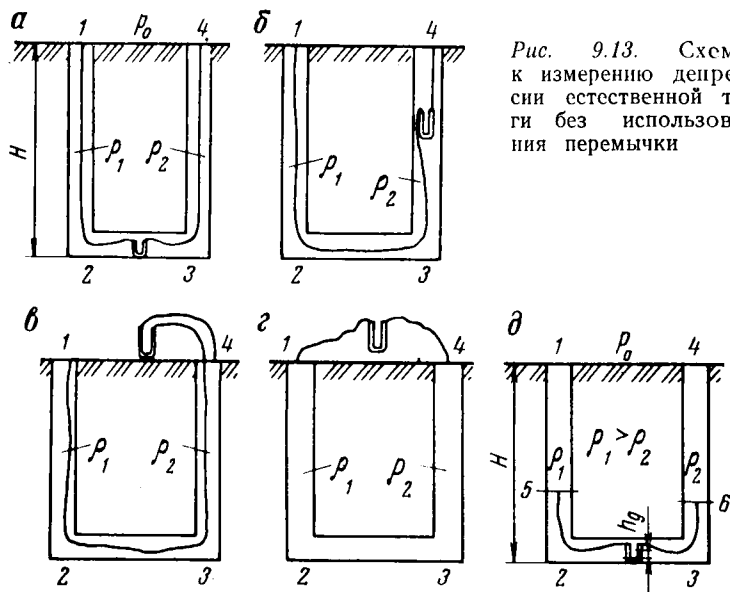


Рис. 9.13. Схемы к измерению депрессии естественной тяги без использования перемычки

измениться. Если направление естественной тяги совпадает с направлением действия вентилятора, то ее депрессия измеряется следующим способом. Открывается устье вентиляционного ствола и реверсируется вентилятор, после чего устье ствола закрывается. При промежуточном положении лямд, перекрывающих устье ствола, движение воздуха в стволе прекратится и депрессия вентилятора на участке от устья вентиляционного ствола до устья воздухоподающего ствола будет равна депрессии естественной тяги. Следовательно, депрессию естественной тяги можно определить путем измерения разности давлений воздуха в устьях стволов (т. е. путем соединения одного колена депрессиометра с пространством в устье вентиляционного ствола под полуприкрытыми лямдами при втором колене, открытом в атмосферу).

Депрессию естественной тяги можно измерить без использования перемычки. При этом депрессиомер располагается в произвольном месте вентиляционной сети (например, в выработке 2—3) (рис. 9.13) и его колена соединяются шлангами с устьями стволов. Если плотность воздуха в стволе и в расположенном в нем шланге одинакова, то депрессиомер измерит депрессию естественной тяги, т. е.

$$h_e = (p_0 + g\rho_1 H) - (p_0 + g\rho_2 H) = g(\rho_1 - \rho_2) H.$$

Депрессиомер можно располагать в любом месте выработки. При этом необходимо, чтобы его соединительные шланги были проложены от устья одного ствола до устья другого по всей длине выработки. Так, одна и та же величина депрессии естественной тяги будет измерена депрессиомером в положениях, показанных

на рис. 9.13, а, б, в. При измерении по схеме, показанной на рис. 9.13, г, показания депрессиометра равны нулю, так как высота обоих шлангов, атмосферное давление на их открытых концах и плотность воздуха в них одинаковы. Если шланги депрессиометра будут проложены лишь по части вентиляционных выработок, депрессиометр при движении воздуха по выработкам измерит депрессию естественной тяги с некоторой погрешностью. Так, при измерении по схеме (рис. 9.13, д) давление на левое колено депрессиометра по уравнению Бернулли  $p_0 + g\rho_1 H - R_1 Q^2$ , а давление на правое колено равно  $p_0 + g\rho_2 H - R_2 Q^2$  (давление на жидкость в колене депрессиометра равно давлению столба воздуха в трубке, соединенной с коленом, и столба воздуха над открытым концом трубки). Показание депрессиометра равно разности давлений, т. е.

$$h_d = g(\rho_1 - \rho_2)H - (R_1 + R_2)Q^2,$$

где  $R_1, R_2$  — сопротивления участков стволов 1—5 и 4—6 соответственно;  $Q$  — расход воздуха.

В этом случае  $h_d$  будет равно  $h_e$  только при  $Q=0$ . Этого можно достичь установкой перемычки, полностью перекрывающей струю. Погрешность измеряемой депрессии естественной тяги будет тем меньше, чем меньше  $Q$  и чем меньше длина участков вентиляционной сети, где нет шлангов.

При измерении депрессии естественной тяги барометром измеряется атмосферное давление в точках, имеющих высотные отметки. Депрессия определяется как разность давлений в нижних частях столбов поступающего и исходящего воздуха. Однако при измерении депрессии барометром могут возникнуть существенные погрешности. Так, если измерения производятся в точках 2 и 3 (см. рис. 9.13, а) при движении воздуха от точки 1 к точке 4, то измеряемые давления согласно уравнению Бернулли выразятся в виде:

$$p_2 = p_1 + g\rho_1 H - R_1 Q^2; \quad p_3 = p_4 + g\rho_2 H + R_3 Q^2,$$

где  $R_1, R_3$  — соответственно сопротивления стволов 1—2 и 3—4;  $Q$  — расход воздуха.

Тогда разность давлений, измеряемых барометром в точках 2 и 3, выразится в виде

$$\begin{aligned} \Delta p &= p_2 - p_3 = (p_1 - p_4) + g(\rho_1 - \rho_2)H - (R_1 + R_3)Q^2 = \\ &= h_e + (p_1 - p_4) - h_{\text{ств}}, \end{aligned}$$

где  $h_{\text{ств}}$  — суммарная депрессия стволов 1—2 и 3—4.

Так как при остановленном вентиляторе  $p_1 = p_4$ , то

$$\Delta p = h_e - h_{\text{ств}}.$$

Если всасывающий вентилятор с депрессией  $h_b$  установлен в точке 4, то  $p_1 = p_0$  и  $p_4 = p_0 - h_b$ . Тогда

$$\Delta p = h_e + (p_1 - p_4) - h_{\text{ств}} = h_e + h_b - h_{\text{ств}} = h_e + h_{2-3},$$

где  $h_{2-3}$  — депрессия участка 2—3.

Аналогичный результат получается при установке нагнетательного вентилятора в точке 1.

Депрессию естественной тяги можно определить также из выражений:

$$\left. \begin{aligned} h_b \pm h_e &= RQ_0^2; \\ h_e &= RQ_1^2, \end{aligned} \right\} \quad (9.16)$$

где  $h_b$  — депрессия вентилятора (измеренная депрессиомером при открытом шибере), Па;  $R$  — сопротивление шахты,  $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^3$ ;  $Q_0$  — расход воздуха (поступающий в шахту при совместном действии вентилятора и естественной тяги),  $\text{м}^3/\text{с}$ ;  $Q_1$  — расход воздуха (поступающий в шахту под действием депрессии естественной тяги),  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Величины  $h_b$  и  $Q_0$  измеряются при работающем вентиляторе, а расход воздуха  $Q_1$  — при остановленном вентиляторе. Из выражений (9.16) находятся неизвестные  $R$  и  $h_e$ . Это решение предполагает независимость  $h_e$  от  $Q$  и постоянство  $R$  (последнее соблюсти трудно, так как остановленный вентилятор играет роль дополнительного сопротивления; в некоторой степени компенсируют увеличение сопротивления можно открытием дверей, ляд в вентиляционном стволе).

Величину  $h_e$  можно определить по измерениям  $h_b$  и  $Q$  при двух режимах работы вентилятора. Тогда выражения (9.16) примут вид:

$$h_{b1} \pm h_e = RQ_{01}^2; \quad h_{b2} \pm h_e = RQ_{02}^2.$$

Измерению подлежат величины  $h_{b1}$ ,  $h_{b2}$ ,  $Q_{01}$ ,  $Q_{02}$ . Величина  $h_e$  определяется после исключения  $R$  из уравнений. При этом способе измерений сопротивление шахты не изменяется.

*Расчет депрессии естественной тяги гидростатическим методом.* Пусть в столбе воздуха высотой  $H$  в пределах выделенного элемента  $dz$  плотность воздуха  $\rho = \text{const}$  (рис. 9.14). Тогда прирост гидростатического давления на высоте  $dz$  выразится в виде

$$dp = \rho g dz. \quad (9.17)$$

Задача состоит в определении давления  $p_H$  или приращения давления  $\Delta p$  на глубине  $H$  при граничных условиях:

$$z=0; \quad p=p_0; \quad z=H; \quad p=p_H.$$

Для решения уравнения (9.17) необходимо знать зависимость  $\rho(z)$  или  $\rho(p)$ . Для определения зависимости  $\rho(p)$  используется уравнение газового состояния

$$\rho V = R_\Gamma T, \quad (9.18)$$

где  $V$  — удельный объем воздуха,  $\text{м}^3/\text{кг}$ ;  $R_\Gamma$  — газовая постоянная, равная для сухого воздуха  $287 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ ;  $T$  — абсолютная температура воздуха,  $\text{К}$ ;

$$V = 1/\rho.$$

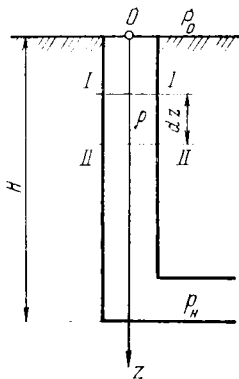


Рис. 9.14. Схема к расчету приращения давления

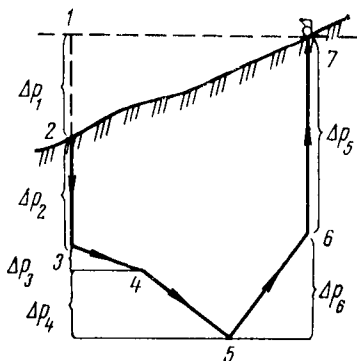


Рис. 9.15. Схема к расчету депрессии естественной тяги гидростатическим методом

Уравнение (9.17) с учетом выражения (9.18) примет вид

$$dp/p = g dz / R_{\Gamma} T. \quad (9.19)$$

Заменяя с некоторым приближением в выражении (9.19) величину  $T$  на  $T_{\text{ср}}$  (средняя температура воздуха в пределах от  $z=0$  до  $z=H$ ) и интегрируя от  $p_0$  до  $p_H$  и от  $0$  до  $H$ , получим

$$\ln(p_H/p_0) = gH/R_{\Gamma} T_{\text{ср}}.$$

Откуда

$$p_H = p_0 \exp(gH/R_{\Gamma} T_{\text{ср}}). \quad (9.20)$$

Тогда приращение давления выразится в виде

$$\Delta p = p_H - p_0 = p_0 [\exp(gH/R_{\Gamma} T_{\text{ср}}) - 1]. \quad (9.21)$$

Для расчета необходимо по формуле (9.20) определить давление в нижних частях сообщающихся столбов воздуха высотой  $H$ , отсчитываемой от уровня равного атмосферного давления (рис. 9.15, уровень 1—7). Для схем, показанных на рис. 9.13, имеем

$$h_e = p_{H2} - p_{H3},$$

где  $p_{H2}$  и  $p_{H3}$  — соответственно давление в точках 2 и 3.

С учетом выражения (9.21) имеем

$$h_e = \Delta p_1 - \Delta p_2, \quad (9.22)$$

где  $\Delta p_1$ ,  $\Delta p_2$  — прирост давления соответственно в стволах 1—2 и 3—4 (см. рис. 9.13).

Из выражения (9.22) следует, что депрессия естественной тяги равна разности приращений давлений в двух сообщающихся столбах воздуха. Так, для схемы, показанной на рис. 9.15, имеем

$$h_e = (\Delta p_1 + \Delta p_2 + \Delta p_3 + \Delta p_4) - (\Delta p_5 + \Delta p_6).$$

Расчет приращений ведется отдельно для каждого столба воздуха. Отдельно рассчитываются приращения для столбов 1—2—3—4—5 и 7—6—5. При расчете  $\Delta p_1$  по формуле (9.21) значение  $p_0$  принимается на уровне 1—7; при расчете  $\Delta p_2$  вместо  $p_0$  в формулу (9.21) подставляется  $p_0 + \Delta p_1$ ; при расчете  $\Delta p_3$  вместо  $p_0$  в формулу (9.21) подставляется  $p_0 + \Delta p_1 + \Delta p_2$  и т. д. При расчете  $\Delta p_5$  вместо  $p_0$  подставляется  $p_0 \pm h_b$  (знак плюс ставится при работе вентилятора на нагнетание, знак минус — при работе на всасывание).

Приведенные формулы упрощаются при использовании следующего разложения:

$$\exp(gH/R_\Gamma T_{cp}) = 1 + \frac{1}{1!} (gH/R_\Gamma T_{cp}) + \frac{1}{2!} (gH/R_\Gamma T_{cp})^2 + \dots + \frac{1}{n!} (gH/R_\Gamma T_{cp})^n.$$

Ограничиваясь двумя первыми членами разложения, получим

$$\Delta p = gp_0 H / R_\Gamma T_{cp}. \quad (9.23)$$

С учетом выражения (9.22) найдем, что

$$h_e = g(p_0 H / R_\Gamma T_{cp1} - p_0 H / R_\Gamma T_{cp2}) = gp_0 H (1/R_\Gamma T_{cp1} - 1/R_\Gamma T_{cp2}) = gp_0 H (a_1 - a_2). \quad (9.24)$$

Значение  $a$  зависит от температуры воздуха  $t_{cp}$  и характеризуется следующими данными.

$t_{cp}, ^\circ\text{C}$	...	-30	-25	-20	-15	-10	-5	0
$a \cdot 10^4$	...	1,40	1,37	1,34	1,32	1,29	1,27	1,24

Продолжение

$t_{cp}, ^\circ\text{C}$	...	5	10	15	20	25	30
$a \cdot 10^4$	...	1,22	1,20	1,18	1,16	1,14	1,12

Расчитанные по формуле (9.24) значения  $h_e$  при  $H > 100$  м необходимо умножить на поправочный множитель  $(1 + H/10\,000)$ .

Для расчета депрессии естественной тяги необходимо определить среднюю температуру поступающего и исходящего воздуха (приблизительно она равна среднему арифметическому значению температур в верхней и нижней частях этих столбов воздуха). Температура воздуха в верхней части воздухоподающего ствола равна либо температуре воздуха на поверхности, либо температуре, создаваемой работой калорифера (в последнем случае она не должна быть ниже  $2^\circ\text{C}$ ). Среднемесячная температура ( $^\circ\text{C}$ ) в околоствольном дворе воздухоподающего ствола определяется по приближенной формуле А. Н. Щербаня

$$t = -19,6 + \sqrt{k_{в.г} + H/3,42},$$

где  $k_{в.г}$  — коэффициент, зависящий от времени года;  $H$  — глубина ствола, м.

Для условий Донбасса коэффициент  $k_{в,г}$  имеет следующие значения:

Январь . . . . .	432	Май, сентябрь . . . . .	1187
Февраль, декабрь . . . . .	486	Июнь, август . . . . .	1392
Март, ноябрь . . . . .	648	Июль . . . . .	1470
Апрель, октябрь . . . . .	907		

В условиях Донбасса можно принимать, что при опускании воздуха по стволам его температура увеличивается через каждые 100 м летом на 0,4—0,5 °С, а зимой на 1 °С.

Температура воздуха в нижней части лавы меньше первоначальной температуры пород на данной глубине летом на 2—3, зимой на 4—5 °С. В околоствольном дворе вентиляционного ствола температуру воздуха можно принимать на 1—2 °С меньше первоначальной температуры пород на горизонте околоствольного двора (при больших подсосах холодного воздуха из околоствольного двора воздухоподающего ствола — летом на 2—5 и зимой на 5—10 °С). Температуру воздуха в верхней части вентиляционного ствола можно определить из условия, что при поднятии воздуха его температура понижается за счет расширения через каждые 100 м в среднем на 0,4—0,5 °С.

*Факторы, оказывающие влияние на естественную тягу.* Температура воздуха в горных выработках является одним из основных факторов, определяющих его плотность. При этом основную роль играют процессы теплообмена воздуха с горными породами. Меньшее влияние оказывает тепловыделение при окислительных процессах, изменение температуры за счет сжатия воздуха (при опускании в шахту). Существенное влияние на естественную тягу оказывает температура воздуха на поверхности. От нее в значительной степени зависит температура в воздухоподающем стволе и прилегающих выработках (при отсутствии калорифера). В исходящих струях температура воздуха в течение года сравнительно постоянна. Летом с повышением температуры воздуха на поверхности в воздухоподающем стволе его плотность уменьшается. Это при меньшей плотности воздуха в исходящих струях, чем в поступающих, вызывает уменьшение депрессии естественной тяги (рис. 9.16). В холодное время года наблюдается обратное явление. Аналогичные изменения могут происходить и в течение суток в районах с континентальным климатом, а также при гористом рельефе поверхности. В районах с гористым рельефом (или при связи подземных выработок с карьерами) естественная тяга изменяется вследствие изменения температуры столбов воздуха, находящихся над различными входами в шахту, или сообщающихся столбов воздуха в подземных выработках и на поверхности над входом в шахту. При пожарах в подземных выработках, когда температура воздуха может достигать сотен градусов, появляется весьма мощная депрессия, которая в случае действия ее против направления работы вентилятора может значительно уменьшить количество проходящего по выработке воздуха или даже опрокинуть вентиляционную струю.



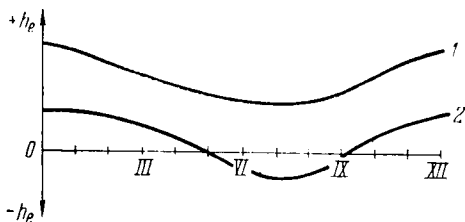


Рис. 9.16. График изменения депрессии естественной тяги  $h_e$  во времени (III, VI, IX, XII — порядковые номера месяцев):  
1 — изменение депрессии по величине; 2 — то же, по величине и направлению

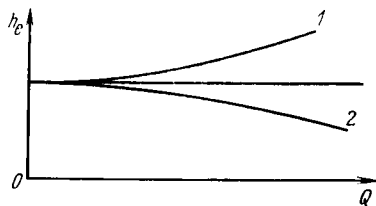


Рис. 9.17. Аэродинамическая характеристика естественной тяги:  
1 — в зимний период; 2 — в летний период

Давление воздуха оказывает существенное влияние на депрессию естественной тяги, так как от него зависит плотность воздуха. Атмосферное давление в шахте и депрессия естественной тяги зависят от давления воздуха на поверхности и глубины выработок. Вследствие небольших относительных колебаний давления воздуха на дневной поверхности (в среднем около 3%) оно не приводит к существенным изменениям депрессии естественной тяги.

Депрессия естественной тяги с изменением глубины шахты изменяется экспоненциально. В глубоких шахтах вследствие высокой температуры воздуха в исходящих струях депрессия естественной тяги обычно совпадает с направлением работы вентилятора (положительна).

Состав шахтного воздуха оказывает влияние на его плотность. Так, увеличение содержания метана и других легких газов и паров воды вызывает уменьшение плотности воздуха. Однако количественное влияние этих факторов в шахтных условиях невелико.

Работа вентилятора оказывает незначительное влияние на депрессию естественной тяги (в пределах нескольких процентов).

Характеристика естественной тяги — график зависимости ее депрессии от расхода воздуха. Так как зимой с увеличением расхода воздуха температура в воздухоподающем стволе понижается, а плотность воздуха увеличивается, депрессия естественной тяги также несколько увеличивается. Летом происходит обратное явление. Поэтому характеристика естественной тяги изменяется в зависимости от времени года (рис. 9.17). Однако в большинстве случаев это изменение незначительно и противоположно по характеру в зимний и летний периоды. Поэтому с незначительной погрешностью характеристика естественной тяги принимается постоянной, т. е. не зависящей от расхода воздуха (см. рис. 9.17).

#### 9.4. Второстепенные источники движения воздуха

Второстепенными источниками движения воздуха, которые используются для целей вентиляции или влияют на нее, являются эжекторы, гидромониторные струи, гидротранспорт, капез и падающий уголь.

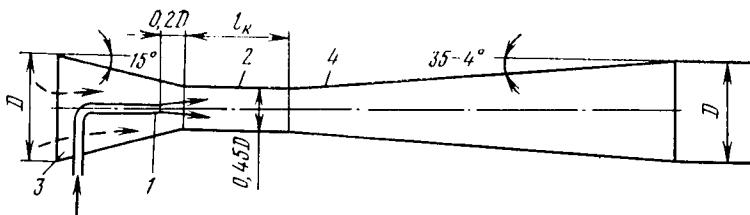


Рис. 9.18. Схема эжектора ( $D$  — диаметр трубопровода;  $l_k$  — длина смесительной камеры)

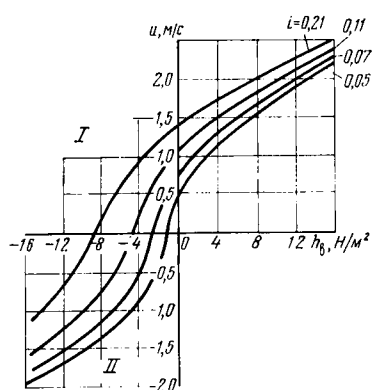


Рис. 9.19. График зависимости депрессии вентилятора  $h_b$  от требуемой скорости движения воздуха  $u$  в выработке длиной 100 м с открытым гидротранспортированием угля ( $i$  — уклон выработки; коэффициент трения поверхности пульпы  $\alpha_n = 15 \cdot 10^{-3}$ , площадь поперечного сечения выработки 4 м<sup>2</sup>; ширина потока пульпы 0,5 м):

$I$  — прямоток, воздушная струя опрокинута;  
 $II$  — противоток

Эжектор — аппарат, приводящий в движение атмосферный воздух за счет кинетической энергии сжатого воздуха (жидкости или пара), подводимого от компрессора. Принцип работы эжектора следующий. Сжатый воздух через сопло 1 (рис. 9.18) поступает в смесительную камеру 2, где смешивается с подсосываемым через отверстие 3 атмосферным воздухом и сообщает ему часть своей энергии. Получив дополнительную энергию, воздух через диффузор 4 выходит в атмосферу. Работа эжектора в выработке малоэффективна. Более эффективна работа эжектора, встроенного в вентиляционную трубу. При расходе сжатого воздуха порядка 1,4 м<sup>3</sup>/мин (объем взят при атмосферном давлении) эжектор может подать по трубопроводу диаметром 400 мм 30—50 м<sup>3</sup>/мин воздуха на расстояние несколько десятков метров. При этом депрессия достигает 250 Па. Для увеличения эффекта в трубопроводе можно устанавливать последовательно несколько эжекторов. Эжектор — маломощный и неэкономичный источник движения (его к. п. д.  $\leq 7\%$ ). Поэтому эжекторы очень редко используются для вентиляции горных выработок.

Гидромониторные струи обладают большой энергией и увлекают в движение значительные объемы воздуха. При этом в тупиковом забое создается циркуляционное движение воздуха. Если имеются условия для сквозного движения, то под действием гидромониторной струи по выработкам могут проходить десятки кубометров воздуха в секунду.

При открытом гидротранспортировании угля в выработке поток пульпы является источником энергии, затрудняющим (при

противотоке) или способствующим (при прямотоке) движению воздуха. Доля депрессии потоков пульпы в гидрошахтах небольшая. Однако в участковых выработках с небольшой депрессией вентилятора движение пульпы может вызвать перераспределение и уменьшение расхода воздуха, а иногда и опрокидывание вентиляционной струи (рис. 9.19). Влияние потока пульпы на движение воздуха объясняется в основном трением воздуха о поверхность пульпы, в результате чего на ее поверхности (6.34) действуют касательные напряжения ( $\tau$ ), определяемые по формуле

$$\tau = \alpha_n u_n^2,$$

где  $\alpha_n = (15 \div 30) 10^{-3}$  — коэффициент трения о поверхность пульпы,  $\text{Н} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^4$ ;  $u_n$  — скорость движения пульпы относительно воздуха,  $\text{м/с}$ .

Развиваемая поверхностью пульпы депрессия

$$h = \chi \alpha_n (S_n / S_b) u_n^2, \quad (9.25)$$

где  $\chi$  — коэффициент, учитывающий знак:

$$\chi = u_n / |u_n|;$$

$S_n$  — площадь потока пульпы,  $\text{м}^2$ ;  $S_b$  — площадь поперечного сечения выработки,  $\text{м}^2$ .

Капез может оказывать существенное влияние на движение воздуха в вертикальных выработках. Встречное движение падающих капель воды и воздуха создает дополнительное сопротивление движению воздуха, а попутное способствует ему. На преодоление капеза может затрачиваться до половины всей энергии, расходуемой на перемещение воздуха в стволе. Если скорость восходящего потока воздуха равна скорости витания капель ( $8-9,5$   $\text{м/с}$ ), то происходит насыщение ствола витающими каплями. При этом резко уменьшается дебит вентилятора и увеличивается его депрессия. Например, в одном из сухих стволов дебит вентилятора сразу после пуска составил  $500 \text{ м}^3/\text{с}$  при депрессии  $1060$  Па. Вследствие конденсации влаги в воздухе, поступающем в ствол из шахты, ствол постепенно насыщался витающими каплями воды и через  $12$  ч после пуска вентилятора его дебит уменьшился до  $380 \text{ м}^3/\text{с}$ , а депрессия возросла до  $2250$  Па. Поэтому при проектировании вентиляции скорость движения воздуха в воздухоподающем стволе (особенно при капезе) следует принимать  $< 8$   $\text{м/с}$  (капли будут падать вниз) или  $> 8$   $\text{м/с}$  (капли будут выноситься). Вынос капель из ствола может привести к накоплению воды в канале вентилятора, которая периодически выливается в ствол и может вызвать резкое уменьшение расхода воздуха в стволе, а также помпаж работы вентилятора. При этом возможен выход вентилятора из строя. На одной из шахт Донбасса при сбрасывании в ствол накопившейся в канале вентилятора воды дебит вентилятора уменьшался до нуля, а депрессия возрастала с  $4000$  до  $5500$  Па. Нарушение работы вентилятора продолжалось  $20$  мин в течение каждых  $2$  ч.

Положительная роль капеза в воздухоподающих стволах позволяет использовать его для увеличения псдачи воздуха в шахту. О. С. Туаевым и А. С. Данильчуком предложена гидровентиляционная установка, создающая мощный искусственный капез в воздухоподающем стволе, способствующий увеличению энергии воздушного потока.

Падающий уголь в лавах на крутых пластах действует подобно капезу в стволах. При восходящем движении воздуха падающий уголь создает сопротивление движению воздуха, а при нисходящем способствует ему. Исследования, выполненные И. Е. Болба- том, показали, что падающий уголь может развивать в лавах депрессию до 200 Па. Расход воздуха при этом может уменьшиться вплоть до опрокидывания струи.

## 10. РАБОТА ВЕНТИЛЯТОРОВ НА ШАХТНУЮ ВЕНТИЛЯЦИОННУЮ СЕТЬ

### 10.1. Работа одного вентилятора

Результат работы вентилятора зависит от общего аэродинамического сопротивления вентиляционной сети. Величины  $h$  и  $Q$ , соответствующие точке пересечения напорной характеристики вентилятора с характеристикой шахты (рис. 10.1), определяют рабочий режим вентилятора. Рабочий режим вентилятора может быть определен аналитически по формулам (8.13) и (8.21). Если неизвестно общее аэродинамическое сопротивление сети, то рабочий режим вентилятора определяется аналитически с помощью контурных уравнений при замене в них депрессии вентилятора аппроксимирующей зависимостью (8.13).

Не все рабочие режимы вентилятора являются технически и экономически целесообразными. Режимы, находящиеся слева от максимального значения напорной характеристики, являются неустойчивыми. Неустойчивые режимы сопровождаются неравномерной производительностью вентилятора (рис. 10.2). Пульсации производительности вентилятора тем сильнее, чем больше депрессия и чем круче напорная характеристика. Неустойчивые рабочие режимы вентилятора нарушают надежность вентиляции, вызывают перегрузку двигателя и являются причиной поломки вала вентилятора. С целью исключения неустойчивой работы вентилятора его рабочие режимы должны располагаться на нисходящей ветви напорной характеристики, справа от максимального значения депрессии ( $h \leq 0,9 h_{\max}$ ). С точки зрения экономичности рабочий режим должен обеспечивать коэффициент полезного действия вентилятора  $\geq 70\%$  его максимального значения, т. е.  $\eta \geq 0,7 \eta_{\max}$ . Эти условия определяют допустимые рабочие режимы вентилятора на одной напорной характеристике. Изменением частоты вращения угла наклона лопастей можно расширить возможности вентилятора.

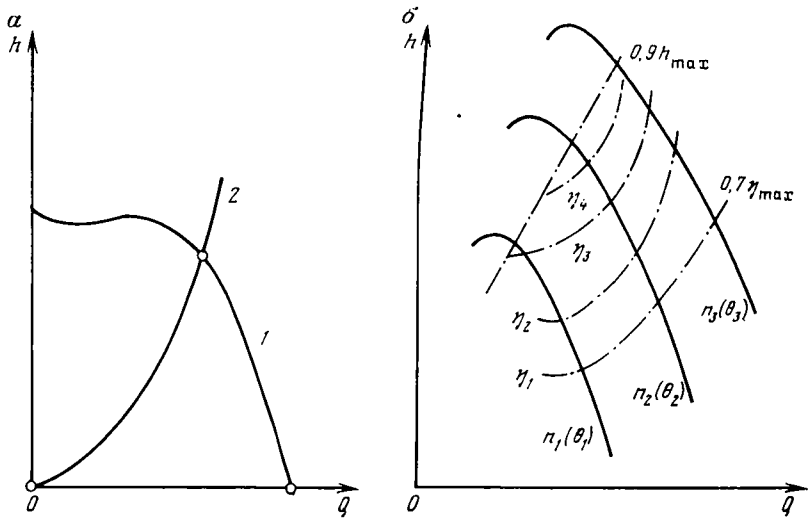


Рис. 10.1. Рабочий режим вентилятора при одной напорной характеристике (а) и поле рабочих режимов вентилятора (б):  
 1 — напорная характеристика вентилятора; 2 — характеристика шахты;  $h$  — депрессия;  $Q$  — расход воздуха

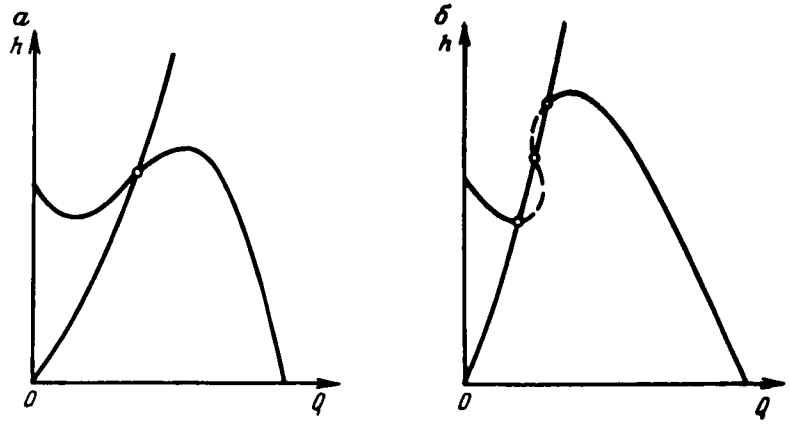


Рис. 10.2. Неустойчивые рабочие режимы вентилятора ( $h$  — депрессия;  $Q$  — расход воздуха):  
 а — пульсирующий; б — многозначный

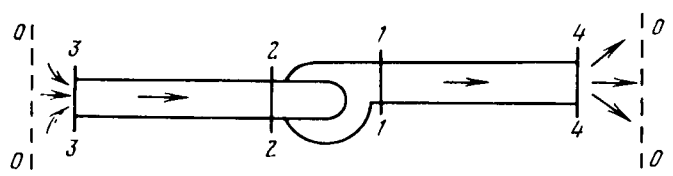


Рис. 10.3. Схема пассивной одноконтурной вентиляционной сети с одним вентилятором

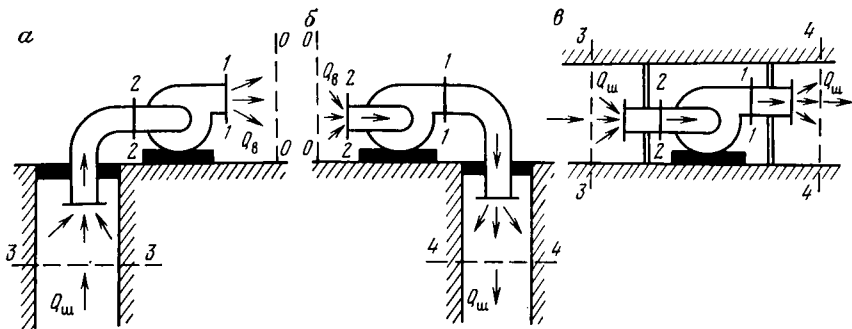


Рис. 10.4. Схемы включения вентилятора в сеть при работе на всасывание (а), нагнетание (б), всасывание и нагнетание (в)

Таким образом определяется поле допустимых рабочих режимов вентилятора (см. рис. 10.1).

Энергия движения воздуха в пассивной вентиляционной сети с одним вентилятором поддерживается только полезной мощностью вентилятора, определяемой по формуле

$$hQ = \sum_{j \in M} R_j Q_j^3. \quad (10.1)$$

Для одноконтурной сети при  $Q_j = Q = \text{idem}$  (рис. 10.3) из выражения (10.1) получим

$$h = h_{0-3} + h_{3-2} + h_{1-4} + h_{4-0}, \quad (10.2)$$

где  $h_{0-3}$ ,  $h_{3-2}$ ,  $h_{1-4}$ ,  $h_{4-0}$  — потери давления в соответствующих секторах сети.

Вентилятор включается в шахтную вентиляционную сеть по одной из схем, показанных на рис. 10.4. Все трубы, каналы, клапаны и другие объекты, с помощью которых осуществляется связь вентилятора с вентиляционной сетью и с атмосферой, представляют собой составные элементы вентиляционной установки. Соединительные фланцы 1—1 и 2—2 определяют границы между вентилятором и установкой. Сечения 3—3 и 4—4 являются границами между вентиляционной установкой и сетью. Для схем, показанных на рис. 10.4, баланс механической энергии вентилятора описывается уравнениями произвольного контура, включающего шахту, вентиляционную установку и атмосферу:

$$\left. \begin{aligned} h_{вс} &= h_{1-0} + h_{0-3} + h_{3-2}; \\ h_{н} &= h_{1-4} + h_{4-0} + h_{0-2}; \\ h_{в.н} &= h_{1-4} + h_{4-0} + h_{0-3} + h_{3-2}, \end{aligned} \right\} \quad (10.3)$$

где  $h_{вс}$  — депрессия всасывающего вентилятора;  $h_{н}$  — депрессия нагнетательного вентилятора;  $h_{в.н}$  — депрессия вентилятора, работающего на всасывание и нагнетание.

Выражения (10.3) можно выразить в виде

$$h = h_{\text{ш}} + h_{\text{в.у}}, \quad (10.4)$$

где  $h_{\text{ш}}$  — потери давления в шахте, Па;  $h_{\text{в.у}}$  — потери давления в вентиляционной установке, Па.

Неплотные соединения в вентиляционной установке создают условия для потерь воздуха в результате просачивания воздуха из атмосферы к установке, из установки в атмосферу и от сечения 4—4 к сечению 3—3 (см. рис. 10.4). Это количество воздуха проходит через вентилятор, но не поступает в шахту. Оно называется потерями воздуха в вентиляционной установке или внешними потерями (внешними утечками, подсосами).

Баланс воздуха при использовании вентиляционной установки определяется по формулам:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{ш}} + Q_{\text{п}}; \quad (10.5)$$

$$p = (Q_{\text{п}}/Q_{\text{ш}}) 100, \quad (10.6)$$

где  $Q_{\text{в}}$  — подача вентилятора;  $Q_{\text{ш}}$  — количество воздуха, проходящее через шахту;  $Q_{\text{п}}$  — потери воздуха в вентиляционной установке;  $p$  — потери воздуха.

Вентиляционная установка служит связью между вентилятором и шахтной вентиляционной сетью. Она является вспомогательным элементом вентиляционной сети и по этой причине должна иметь минимальные потери давления и воздуха, чтобы большую часть полезной мощности вентилятора можно было бы использовать для шахты. В качестве критерия эффективности вентиляционной установки используется ее коэффициент полезного действия, определяемый по формуле

$$\eta_{\text{в.у}} = h_{\text{ш}}Q_{\text{ш}}/(h_{\text{п}}Q_{\text{в}}), \quad (10.7)$$

где  $h_{\text{ш}}Q_{\text{ш}}$  — мощность вентиляционных потоков в шахте;  $h_{\text{в}}Q_{\text{в}}$  — полезная мощность вентилятора.

Эффективно используемая вентиляционная установка имеет к. п. д.  $\geq 0,8$ .

## 10.2. Совместная работа вентиляторов

Для вентиляции шахт часто используются два или большее число вентиляторов. Эффективность их совместной работы зависит от их напорных характеристик и местоположения в вентиляционной сети, а также аэродинамического сопротивления сети. Возможны три схемы совместной работы вентиляторов в сети: последовательная, параллельная и комбинированная (рис. 10.5). Энергия движения воздуха в пассивной вентиляционной сети с использованием двух и более вентиляторов поддерживается их полезной мощностью, определяемой по формуле

$$\sum_{i \in \text{м}} h_i Q_i = \sum_{i \in \text{м}} R_i Q_i^3. \quad (10.8)$$

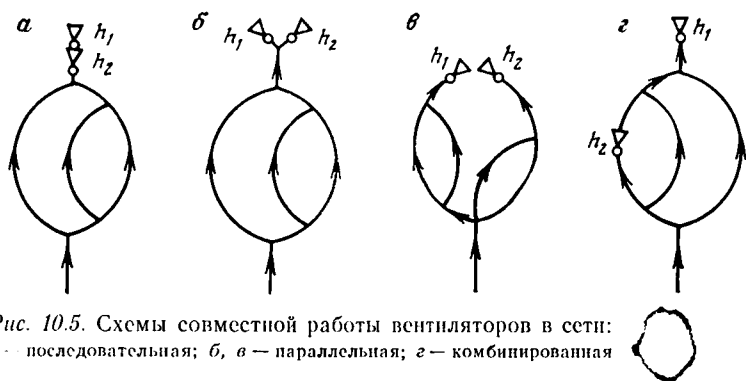


Рис. 10.5. Схемы совместной работы вентиляторов в сети:  
 а — последовательная; б, в — параллельная; г — комбинированная

Часть суммарной мощности вентиляторов, принадлежащая одному из них, является его парциальной мощностью. Она соответствует парциальному режиму вентилятора на его индивидуальной напорной характеристике (парциальная депрессия и производительность). Если между двумя неодинаковыми вентиляторами в вентиляционной сети существует противодействие, то парциальный режим меньшего вентилятора может перейти во II квадрант системы координат  $h - Q$ . Если взаимодействие вентиляторов одинаковое, то парциальный режим меньшего вентилятора может находиться в IV квадранте.

В общем случае парциальные рабочие режимы вентиляторов определяются решением узловых и контурных уравнений вентиляционной сети, в которые вводятся аппроксимирующие зависимости индивидуальных напорных характеристик вентиляторов для всех режимов (I, II и IV квадранты). Эта задача решается с помощью ЭВМ или аналоговых устройств с применением электрического моделирования вентиляционной сети. Для определения парциального рабочего режима при совместной последовательной и параллельной работе вентиляторов используются также графические методы. Наиболее эффективен графический метод, при котором используется суммарная напорная характеристика вентиляторов. В отдельных случаях для получения суммарной характеристики вентиляторов применяется метод приведенных характеристик. Суммарная характеристика строится путем суммирования по оси абсцисс или по оси ординат индивидуальных характеристик совместно работающих вентиляторов. Точка пересечения суммарной напорной характеристики вентиляторов с характеристикой вентиляционной сети соответствует количеству подаваемого в шахту воздуха  $Q_{ш}$  и депрессии шахты  $h_{ш}$ . Приведенная характеристика определяется путем вычитания из индивидуальной характеристики вентилятора потерь давления в ветви, в которой он установлен. Таким образом, вентилятор перемещается в начальный узел ветви. Этот метод сочетается с методом суммарных характеристик.

При последовательной работе вентиляторы имеют одинаковую



производительность. Результирующая работа, затрачиваемая двумя вентиляторами в вентиляционной сети, равна сумме их парциальных работ при  $Q = idem$ , т. е.

$$\left. \begin{aligned} h_{ш} &= h_I + h_{II}; \\ Q_{ш} &= Q_I = Q_{II}, \end{aligned} \right\} \quad (10.9)$$

где  $h_I, h_{II}$  — парциальные депрессии вентиляторов;  $Q_I, Q_{II}$  — парциальные дебиты вентиляторов.

Суммарная характеристика определяется путем суммирования индивидуальных характеристик по депрессии при заданной общей производительности (суммирование двух кривых по их ординатам). Рабочий режим последовательной работы двух вентиляторов соответствует координатам точки  $A$  на их суммарной характеристике (рис. 10.6), т. е.  $h_{ш} = 1860$  Па и  $Q_{ш} = 18$  м<sup>3</sup>/с. Ему соответствуют парциальные депрессии: для вентилятора I  $h_{I} = 1260$  Па (точка  $A_I$ ), для вентилятора II  $h_{II} = 600$  Па (точка  $A_{II}$ ). Если один из вентиляторов будет отключен от вентиляционной сети, то режим другого будет соответствовать точке  $A_1$  ( $h_1, Q_1$ ) или точке  $A_2$  ( $h_2, Q_2$ ). Это индивидуальные режимы вентиляторов при самостоятельной работе в сети. Из рис. 10.6 следует, что результирующие показатели при последовательной работе двух вентиляторов меньше суммы индивидуальных, т. е.

$$\left. \begin{aligned} h_{ш} &< h_1 + h_2; \\ Q_{ш} &< Q_1 + Q_2. \end{aligned} \right\} \quad (10.10)$$

Если результирующий режим находится слева от точки  $B$ , то соблюдаются условия рациональности последовательной работы вентиляторов:

$$\left. \begin{aligned} h_{ш} &> h_1 \quad \text{и} \quad h_{ш} > h_2; \\ Q_{ш} &> Q_1 \quad \text{и} \quad Q_{ш} > Q_2. \end{aligned} \right\} \quad (10.11)$$

Первые неравенства выражения (10.11) тем больше, чем больше сопротивление сети. Отсюда следует, что последовательная работа двух и более вентиляторов целесообразна при большом аэродинамическом сопротивлении сети. Все рабочие режимы справа от точки  $B$  нецелесообразны, так как при них результирующие показатели ниже индивидуальных показателей вентиля-

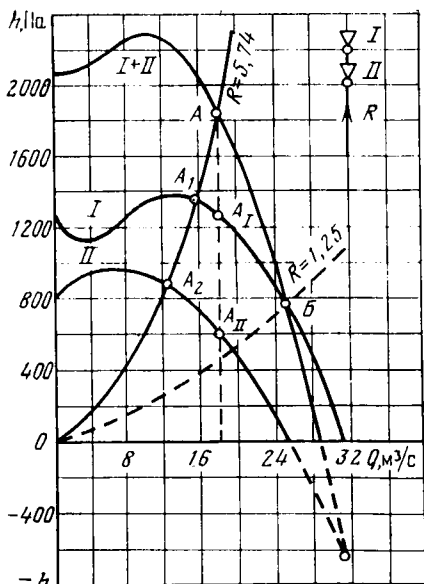


Рис. 10.6. График к определению рабочего режима вентиляторов при совместной последовательной работе

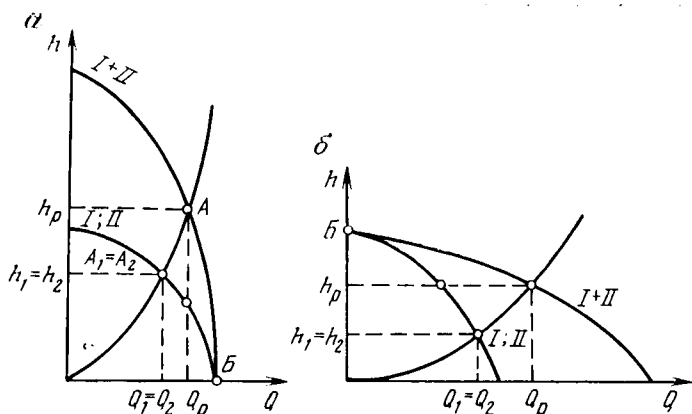


Рис. 10.7. График к определению рабочего режима одинаковых вентиляторов при последовательной (а) и параллельной (б) работе

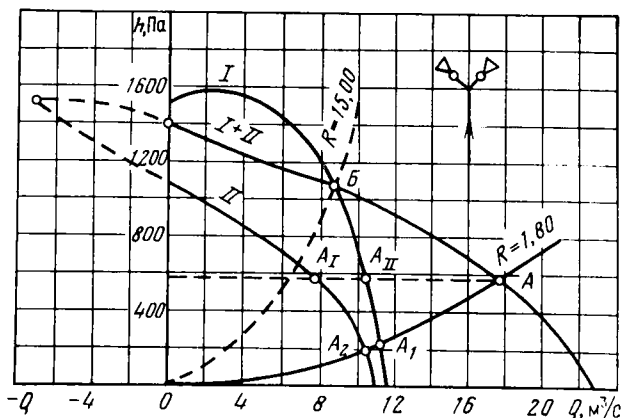


Рис. 10.8. График к определению рабочего режима вентиляторов при параллельной работе

тора I (т. е.  $h_{ш} < h_1$  и  $Q_{ш} < Q_1$ ). В этом случае вентилятор II представляет дополнительное сопротивление для вентилятора I.

При последовательной работе одинаковых вентиляторов точка B (для которой  $h_{ш} = h_1$ ) лежит на оси абсцисс (рис. 10.7). Из этого следует, что последовательная работа вентиляторов с одинаковыми напорными характеристиками целесообразна во всех случаях.

При параллельной работе результирующий дебит вентиляторов равен сумме их парциальных дебитов при  $h = \text{idem}$ , т. е.

$$\left. \begin{aligned} h_{ш} &= h_1 = h_{II}; \\ Q_{ш} &= Q_I + Q_{II}. \end{aligned} \right\} \quad (10.12)$$

Суммарная напорная характеристика в этом случае определяется путем суммирования индивидуальных характеристик по

производительности при заданной общей депрессии (суммирование двух кривых по их абсциссам). Рабочий режим вентиляторов соответствует координатам точки *A* на их суммарной характеристике (рис. 10.8), т. е.  $h_{ш}=580$  Па и  $Q_{ш}=18$  м<sup>3</sup>/с. Ему соответствуют парциальные производительности: для вентилятора I  $Q_I=10,5$  м<sup>3</sup>/с (точка  $A_{II}$ ), для вентилятора II  $Q_{II}=7,5$  м<sup>3</sup>/с (точка  $A_I$ ). Индивидуальные рабочие режимы вентиляторов находятся в точках  $A_1$  и  $A_2$ .

Неравенства (10.10) и (10.11) имеют силу также при параллельной работе вентиляторов. Параллельная работа вентиляторов целесообразна справа от точки *B*. Вторые неравенства в выражении (10.11) тем сильнее и параллельная работа тем целесообразнее, чем меньше аэродинамическое сопротивление сети. С увеличением сопротивления сети эффективность совместной работы вентиляторов снижается. В точке *B* она равна нулю, так как результирующие показатели одинаковы с индивидуальными показателями вентилятора I (т. е.  $h_{ш}=h_I=h_{II}$ ;  $Q_{ш}=Q_I$ ;  $Q_{II}=0$ ). При дальнейшем увеличении сопротивления сети параллельная работа вентиляторов нецелесообразна, так как вентилятор II превращается в дополнительное сопротивление для вентилятора I.

При параллельной работе одинаковых вентиляторов точка *B* лежит на оси ординат (см. рис. 10.7, б). Из этого следует, что параллельная работа с одинаковыми напорными характеристиками целесообразна во всех случаях.

В случае параллельной работы вентиляторов, связанных между собой ветвями (ветвями могут быть каналы, связывающие вентиляторы, или горные выработки, образующие сложную параллельную сеть), сопротивления которых не равны нулю, их рабочий режим определяется путем приведения обонх вентиляторов к общему узлу (рис. 10.9). Это осуществляется вычитанием из напорной характеристики каждого вентилятора потерь давления в его индивидуальной ветви, т. е.

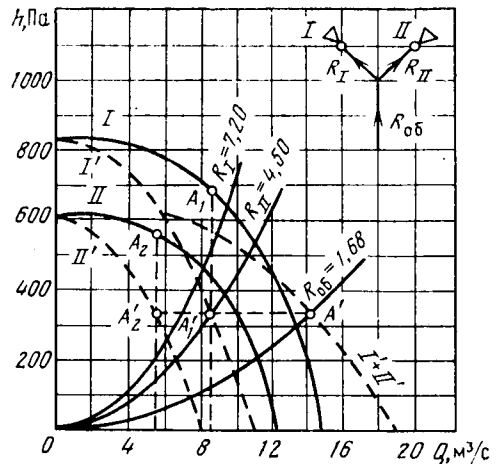


Рис. 10.9. График к определению рабочего режима при параллельной работе вентиляторов, имеющих индивидуальные участки

$$\left. \begin{aligned} h'_I &= h_I - R_I Q_I^2; \\ h'_{II} &= h_{II} - R_{II} Q_{II}^2. \end{aligned} \right\} \quad (10.13)$$

Приведенная характеристика вентиляторов равна сумме новых напорных характеристик  $I'$  и  $II'$  (рис. 10.9). Результирующий режим соответствует координатам точки  $A'$ , т. е.  $Q_{ш}=14 \text{ м}^3/\text{с}$ . Парциальные режимы приведенных характеристик соответствуют координатам точек  $A'_1$  и  $A'_2$ , определяющих парциальную производительность  $Q_{I1}=8,5 \text{ м}^3/\text{с}$  и  $Q_{II1}=5,5 \text{ м}^3/\text{с}$ . Парциальная депрессия вентиляторов определяется координатами точек  $A_1$  и  $A_2$  на их неприведенных индивидуальных характеристиках, т. е.  $h_{I1}=680 \text{ Па}$  и  $h_{II1}=550 \text{ Па}$ . Точки  $A_1$  и  $A_2$  получены по известным уже значениям  $Q_I$  и  $Q_{II}$ . Устойчивость рабочих режимов на суммарной характеристике определяется тем же способом, что и при индивидуальной работе вентиляторов в сети. Нельзя допускать, чтобы результирующий режим находился слева от максимального значения депрессии.

### 10.3. Совместная работа вентилятора и естественной тяги

Естественная тяга — это источник энергии для воздушных потоков в вентиляционной сети. Наиболее стабильной и сравнительно большой является естественная тяга, возникающая вследствие изменения плотности шахтного воздуха. В каждой шахте может существовать столько депрессий естественной тяги, сколько контуров имеет ее вентиляционная сеть. Взаимодействие между контурными естественными тягами и между последними и вентиляторами в сети можно оценить, решая узловые и контурные уравнения, полученные из зависимостей (8.9) и (8.10). Для простой вентиляционной сети (рис. 10.10) получим одно узловое и два контурных уравнения:

$$\left. \begin{aligned} Q_{03} &= Q_{01} + Q_{02}; \\ h_{в0}/\beta_3 + h_{e2} &= \beta_3 R_{03} Q_{03}^2 + \beta_2 R_{02} Q_{02}^2; \\ h_{в0}/\beta_3 + h_{c1} &= \beta_3 R_{03} Q_{03}^2 + \beta_1 R_{01} Q_{01}^2, \end{aligned} \right\} \quad (10.14)$$

где  $\beta_i=0,9 \div 1,2$  — коэффициент, учитывающий плотность воздуха в соответствующей ветви;  $h_{e1}$ ,  $h_{e2}$  — депрессия естественной тяги в независимых контурах 1—2—5—6—1 и 2—3—4—5—2 соответственно;  $R_{03}=R'_{03}+R''_{03}$ .

Контурные депрессии естественной тяги определяются по формуле (8.5). Плотность воздуха задается или вычисляется на базе прогнозных температур и давлений воздуха в вентиляционной сети. Во время пожара в некоторых ветвях в результате высокой температуры  $\beta_i=3 \div 4$ . Для упрощения математической модели активных вентиляционных сетей задается постоянная депрессия естественной тяги при  $\beta_i=1$ . При таких условиях уравнения (10.14) примут вид

Рис. 10.10. План (а) и аэродинамическая схема (б) шахтной вентиляционной сети

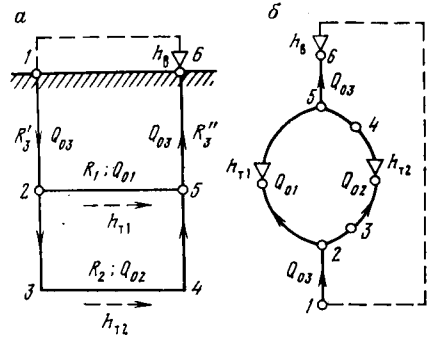
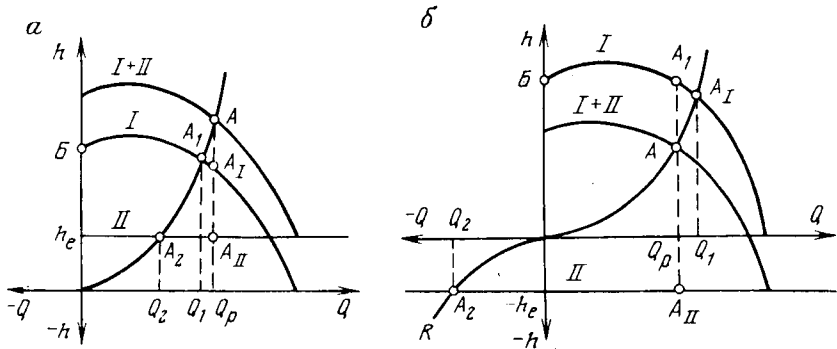


Рис. 10.11. График к определению рабочего режима при совместной работе вентилятора и естественной тяги:

а, б — соответственно при положительной и отрицательной депрессии естественной тяги



$$\left. \begin{aligned} Q_3 &= Q_1 + Q_2; \\ h + h_{e2} &= R_3 Q_3^2 + R_2 Q_2^2; \\ h + h_{e1} &= R_3 Q_3^2 + R_1 Q_1^2; \\ R_3 &= R_3' + R_3'' \end{aligned} \right\} \quad (10.15)$$

В данном случае вентиляционная сеть активизируется естественной тягой. При этом эффектом сопротивления, вызванным переменной плотностью воздуха, пренебрегают. При обнаруженном пожаре в сети необходимо решать уравнения (10.14).

Баланс механической энергии воздушных потоков в вентиляционных сетях при действии естественной тяги описывается уравнением

$$\sum_{j \in M} h_j Q_j + N_{e.p.} = \sum_{i \in M} R_i Q_i^3, \quad (10.16)$$

где  $N_{e.p.}$  — результирующая мощность естественной тяги.

Если на шахте работает один вентилятор главного проветривания или несколько вентиляторов, которые приведены к одному вентилятору с суммарной напорной характеристикой, то вентиляционная сеть может редуцироваться до одного контура (с общим сопротивлением  $R$ ), в котором взаимодействуют друг с другом

последовательно вентилятор и результирующая естественная тяга. Разделив левую и правую части выражения (10.16) на парциальную производительность вентилятора, получим

$$h + h_{c, p} = RQ^2. \quad (10.17)$$

Уравнение (10.17) можно использовать для определения взаимодействия между вентилятором и естественной тягой, если известны напорная характеристика вентилятора, напорная характеристика шахтной естественной тяги и общее сопротивление вентиляционной сети. Контурные депрессии естественной тяги и результирующая общешахтная депрессия естественной тяги слабо зависят от расхода воздуха, вследствие чего их можно принять постоянными. Уравнение (10.17) решается при положительной и отрицательной шахтных депрессиях естественной тяги.

Результирующая характеристика равна сумме ординат двух характеристик при  $Q = \text{idem}$ , т. е.  $h_{ш} = h_I + h_{II}$ . Депрессия естественной тяги считается положительной при совпадении направления ее действия с направлением действия вентилятора (рис. 10.11). В противном случае она считается отрицательной. При положительной депрессии естественной тяги ее взаимодействие с вентилятором является полезным, так как результирующий расход воздуха больше индивидуальных расходов воздуха в отдельности, т. е.

$$Q_p > Q_1 \quad \text{и} \quad Q_p > Q_2. \quad (10.18)$$

При отрицательной депрессии естественной тяги результирующий режим будет неэффективным, т. е.

$$Q_p < Q_1. \quad (10.19)$$

Если депрессия естественной тяги больше депрессии вентилятора при его нулевой производительности (см. рис. 10.11, точка *Б*), то могут возникать неэффективные результирующие режимы при положительной и отрицательной результирующей депрессии. При отрицательной результирующей депрессии изменяется направление потока в вентиляторе (начинается движение воздуха от диффузора к всасывающему отверстию). В случае положительной результирующей депрессии целесообразно отключить вентилятор и открыть устье шахтного ствола. При отрицательной депрессии целесообразно произвести реверсирование вентилятора. Если это сделать невозможно, то необходимо увеличить депрессию вентилятора путем изменения его напорной характеристики или совместной последовательной работы с другим вентилятором.

## 11. РАБОТА ПОДЗЕМНЫХ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ

### 11.1. Общие сведения

Подземные вспомогательные вентиляторы предназначены для увеличения расхода подаваемого в шахту воздуха, регулирования распределения воздуха в ветвях вентиляционной сети, снижения

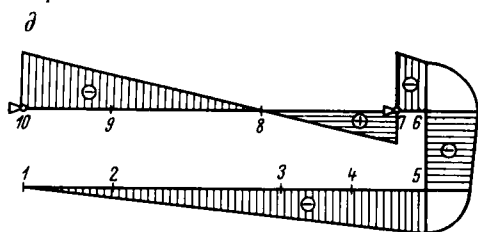
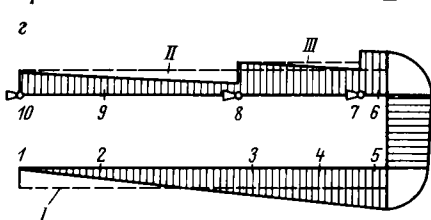
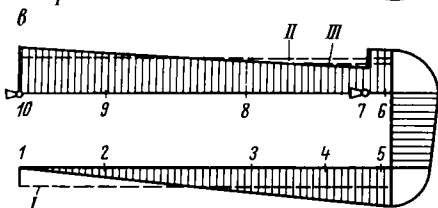
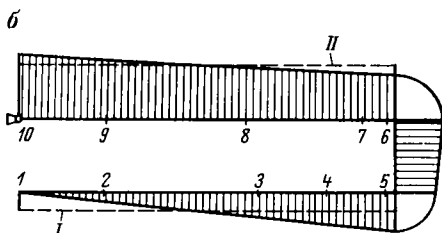
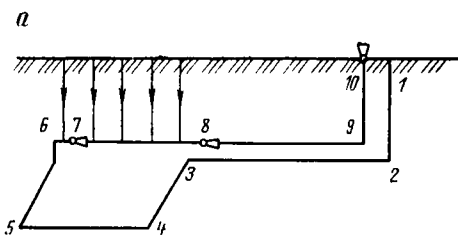
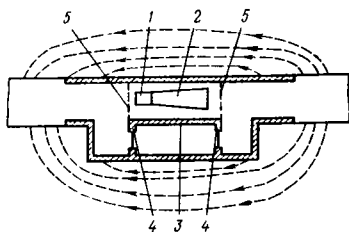


Рис. 11.1. Схема подземных выработок шахты (а) и эпюры давлений:

б — при работе вентилятора главного проветривания на дневной поверхности; в — при работе вентилятора главного проветривания совместно с вспомогательным вентилятором; г — то же, совместно с двумя вспомогательными вентиляторами; д — при работе вентилятора главного проветривания совместно с весьма мощным вспомогательным вентилятором; I — среднее давление на поступающей в шахту струе 1—2—3—4—5; II — то же, на исходящей струе 6—7—8—9—10; III — то же, на участке 6—7—8

Рис. 11.2. Схема установки подземного вспомогательного вентилятора (штриховыми линиями показаны пути утечек воздуха в целиках):

1 — вентилятор; 2 — диффузор; 3 — глухая перемычка; 4 — перемычка с дверями; 5 — ограждающее устройство



утечек воздуха. В большинстве случаев дебит подземных вспомогательных вентиляторов не превышает  $1500 \text{ м}^3/\text{мин}$ , а депрессия—  $1000 \text{ Па}$ . Для получения максимального эффекта от применения вспомогательных вентиляторов с целью увеличения расхода подаваемого в шахту воздуха их необходимо располагать на участках с максимальными потерями энергии вентиляционного потока, т. е. на участках с максимальной депрессией. Как правило, это выработки, по которым проходит основное количество воздуха (квершлаг, штреки и др.). Установка мощных вспомогательных венти-

ляторов в выработках, удаленных от основных вентиляционных магистралей, может привести к рециркуляции воздуха вследствие образования циркуляционных токов в ближайших к вентиляторам контурах. Для регулирования распределения воздуха в сети вспомогательные вентиляторы располагаются на струях, в которых требуется увеличить расход воздуха. При совместной работе вентилятора главного проветривания и вспомогательного вентилятора энергия подводится к воздушному потоку в местах расположения вентиляторов, что позволяет уменьшить высокую концентрацию энергии в каком-либо одном месте потока. В результате депрессия между выработками и дневной поверхностью, а также между выработками внутри шахты уменьшается, что вызывает уменьшение внешних и внутренних утечек воздуха. Так, в случае установки вспомогательных вентиляторов в точках 7 и 8 (рис. 11.1) среднее разрежение на вентиляционном горизонте существенно уменьшается. В результате этого уменьшаются депрессия между откаточным горизонтом 2—3—4—5 и вентиляционным 6—7—8—9 и внутренние утечки воздуха. Кроме того, в результате существенного уменьшения разрежения на участке 6—8 уменьшаются подсосы воздуха с дневной поверхности, что имеет большое значение на шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к самовозгоранию, так как уменьшение утечек воздуха снижает вероятность возникновения пожаров.

Неправильный выбор вспомогательного вентилятора может привести к рециркуляции воздуха в выработках (см. рис. 11.1, д). На участке 7—8 давление превышает атмосферное, а на участке 3—4—5—6—7 имеет место разрежение. Если изолятор между выработками на участке 7—8 воздухопроницаем, то утечки воздуха будут происходить с исходящей струи на свежую. В результате этого вместо полного удаления исходящего воздуха на поверхность часть его будет циркулировать по контуру 3—4—5—6—7—8. Циркуляция одних и тех же объемов воздуха по замкнутому пути называется рециркуляцией. Для устранения последней вспомогательные вентиляторы располагаются на исходящих струях по возможности дальше от забоев или в выработках, проведенных в нетронutom массиве пород. Недостатком установки вентиляторов в подземных выработках является и то, что они могут быть разрушены при взрывах газа и пыли, когда их работа особенно необходима. На газовых же шахтах в случае неисправности вспомогательного вентилятора возможно опасное загазирование выработок (в том числе и в месте его установки), что затруднит ремонт и пуск вентилятора. При возникновении пожара на участке вентилятор часто оказывается недоступным.

Из-за отсутствия специальных каналов реверсирование вентилятора производится изменением направления вращения его колеса. При этом дебит вентилятора резко уменьшается. Большая разность давлений между всасом и диффузором вентилятора и трещиноватость пород вызывают значительные просачивания воздуха через целики в месте его установки. Если при этом венти-



лятор расположен между целиками угля, склонного к самовозгоранию, то это может вызвать появление очага пожара (рис. 11.2). Утечки воздуха в месте установки мощного вентилятора могут достигать  $20 \text{ м}^3/\text{с}$ . При плохой изоляции стенок выработки, а также при плохом разделении диффузора и всаса утечки могут существенно снизить эффект установки подземного вентилятора. Поэтому целесообразно вместо одного мощного вентилятора устанавливать несколько менее мощных вентиляторов.

Подземные вспомогательные вентиляторы обычно работают последовательно с вентилятором главного проветривания, что положительно отражается на устойчивости их работы. Однако при установке вспомогательного вентилятора режим работы вентилятора главного проветривания смещается в сторону неустойчивой работы и не исключена возможность, что он может стать неустойчивым. Эти недостатки вспомогательных вентиляторов делают их работу не вполне надежной. В ряде случаев их применение может снизить безопасность работ в шахте. Поэтому установка подземных вспомогательных вентиляторов допускается в отдельных случаях только с разрешения органов Госгортехнадзора.

## 11.2. Совместная работа вентилятора главного проветривания и подземного вспомогательного вентилятора

Рассмотрим совместную работу вентилятора главного проветривания и вспомогательного вентилятора по схеме, показанной на рис. 11.3, а. Объединим участки 1—2 и 3—4 вентилятора I, а вентилятор II перенесем в точку 2, в результате чего схема примет вид, показанный на рис. 11.3, б. Обе схемы аэродинамически тождественны, т. е. режимы вентиляции в соответствующих ветвях сети у них одинаковы. Приведем характеристику вентилятора I к точке 3, в результате чего схема примет вид, показанный на рис. 11.3, в. После этого из характеристики вентилятора I, приведенной к точке 3, вычтем характеристику параллельного участка 2'—3. Так как дебит вентилятора I равен сумме дебитов участков 2—3 и 2'—3, то в результате вычитания из схемы исключится участок 2'—3. В конечном счете первоначальная схема сведется к схеме последовательной работы двух вентиляторов, показанной на рис. 11.3, г.

Вспомогательный вентилятор должен устанавливаться в одной из ветвей параллельного соединения так, чтобы он не вызвал изменения направления движения воздуха в соседней ветви (см. рис. 11.3, а, ветвь  $R_2$ ). В параллельном соединении вентилятор устанавливается в той ветви, депрессия которой при требуемом расходе воздуха больше. При этом вентилятор I (главного проветривания) будет создавать в параллельном соединении депрессию, равную меньшему ее значению, т. е. депрессию  $R_2 Q^2$ . При таком режиме работы вентилятора I в ветвь  $R_2$  поступит требуе-

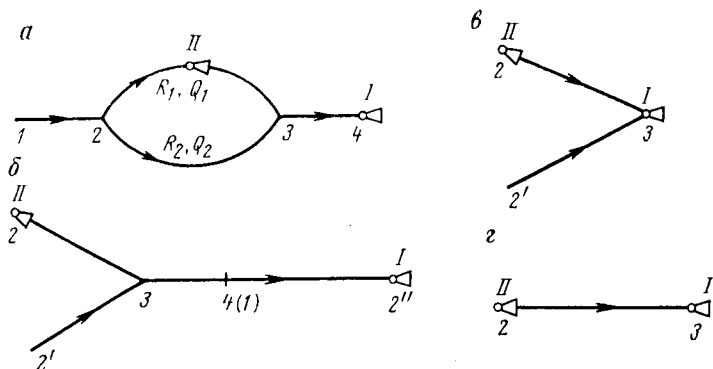


Рис. 11.3. Схема совместной работы вентилятора главного проветривания и подземного вспомогательного вентилятора

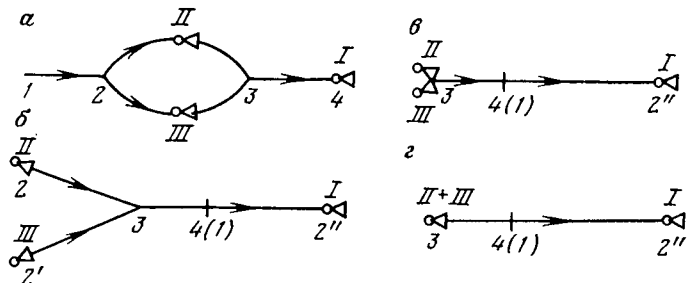


Рис. 11.4. Схема совместной работы вентилятора главного проветривания и двух вспомогательных вентиляторов

мый расход воздуха  $Q_2$ . Однако для ветви  $R_1$  депрессии  $R_2Q_2^2$  будет недостаточно, чтобы по ней проходил требуемый расход воздуха  $Q_1$ , так как расчетная депрессия ветви  $R_1$ , равная  $R_1Q_1^2$ , больше депрессии  $R_2Q_2^2$ . Недостаток энергии в ветви  $R_1$  при расходе воздуха  $Q_1$  восполняется энергией вспомогательного вентилятора. После установки вспомогательного вентилятора депрессии параллельных ветвей должны быть одинаковы. Применительно к рассматриваемой схеме (см. рис. 11.3, а) это означает, что

$$R_1Q_1^2 = h_{11} + R_2Q_2^2,$$

где  $h_{11}$  — расчетная депрессия ветви, где установлен вентилятор.

Из последнего выражения получим

$$R_2Q_2^2 = R_1Q_1^2 - h_{11}. \quad (11.1)$$

Из выражения (11.1) следует, что депрессия участка  $R_2$  будет положительной (т. е. давление в точке 2 будет больше, чем в точке 3) при соблюдении условия

$$R_1Q_1^2 > h_{11}. \quad (11.2)$$

Из выражения (11.2) следует, что депрессия вспомогательного вентилятора не должна быть больше расчетной депрессии ветви, где он установлен. При  $R_1 Q^2_1 = h_{11}$  движения воздуха на участке  $R_2$  не будет, а при  $R_1 Q^2_1 < h_{11}$  воздух будет двигаться от точки 3 к точке 2.

Рассмотрим совместную работу вентилятора главного проветривания и двух вспомогательных вентиляторов по схеме, показанной на рис. 11.4, а.

Объединим участки 1—2 и 3—4 вентилятора I, а вентиляторы II и III перенесем в точку 2, в результате чего схема примет вид, показанный на рис. 11.4, б. При этом вентилятор I перемещается в точку 2. После этого характеристики вентиляторов II и III приведем к точке 3 путем вычитания из них характеристики их индивидуальных участков 2—3 и 2'—3, в результате чего получим схему, показанную на рис. 11.4, в. Затем находим суммарную характеристику вентиляторов II и III в точке 3. Таким образом, первоначальная схема сведется к схеме последовательной работы двух вентиляторов, показанной на рис. 11.4, г. Рассматриваемый случай относится к параллельно-последовательной работе вентиляторов. Если вентилятор I (главного проветривания) будет остановлен, то работа вспомогательных вентиляторов будет параллельной. Однако при этом резко снижается устойчивость их совместной работы. Чтобы не допустить неустойчивых режимов при установке двух и более вспомогательных вентиляторов, необходимо не допускать остановки вентилятора главного проветривания и использовать вспомогательные вентиляторы с монотонно падающими характеристиками (осевые вентиляторы с малым углом установки лопаток рабочего колеса или центробежные вентиляторы с сильно загнутыми назад лопатками).

## 12. РЕГУЛИРОВАНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РАСХОДА ВОЗДУХА В ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ ШАХТЫ

### 12.1. Способы регулирования

Ведение горных работ вызывает непрерывное изменение аэродинамического сопротивления шахтной вентиляционной сети вследствие увеличения протяженности выработок и уменьшения их площади поперечного сечения под воздействием горного давления. Изменяется выделение вредностей в шахтную атмосферу, так как с возрастанием глубины увеличивается газообильность и изменяется производительность добычных участков. Поэтому заданный режим проветривания обеспечивается путем изменения расхода воздуха без замены вентилятора главного проветривания (общешахтное регулирование) или перераспределения его между участками, блоками, выработками (внутришахтное регулирование). Различают отрицательное и положительное регулирование. Ветвь, в которой расход уменьшается, называется ос-

лабляемой. Ветвь, в которой расход воздуха увеличивается, называется усиливаемой. Регулирование, вызывающее увеличение аэродинамического сопротивления вентиляционной сети, называется отрицательным. При увеличении аэродинамического сопротивления вентиляционной сети расход воздуха уменьшается. Увеличение сопротивления отдельных ветвей вызывает увеличение расхода воздуха в усиливаемой ветви за счет ослабляемой ветви. Отрицательное регулирование вызывает дополнительный расход энергии. В качестве дополнительного сопротивления используются вентиляционные окна, воздушные завесы, дверные проемы, пластинчатые поворотные регуляторы, которые устанавливаются в ослабляемой ветви. Регулирование, не вызывающее увеличения аэродинамического сопротивления, называется положительным. Оно осуществляется уменьшением аэродинамического сопротивления вентиляционной сети или установкой дополнительных побудителей тяги в усиливаемых ветвях. Расход воздуха при положительном регулировании, как правило, возрастает. Уменьшение аэродинамического сопротивления обеспечивается увеличением площади поперечного сечения выработки и уменьшением шероховатости ее поверхности. Увеличение расхода воздуха в усиливаемой ветви достигается установкой вспомогательного вентилятора в ней, работающего через перемычку либо без нее.

При регулировании распределения воздуха исходят из необходимой глубины регулирования, под которой понимается отношение нормального расхода воздуха к усиленному. Так как на шахтах чаще используется отрицательное регулирование, то определяется значение допустимого уменьшения расхода воздуха в ослабляемой ветви, которое называется допустимой глубиной регулирования. Отношение же первоначального расхода воздуха в ослабляемой струе к предельно допустимому его значению называется коэффициентом допустимой глубины регулирования. В зависимости от способа регулирования расход воздуха в усиливаемой струе может быть большим или меньшим. Число, показывающее, во сколько раз или на сколько процентов можно усилить вентиляционную струю, называется возможной глубиной регулирования. Возможная глубина регулирования может быть достигнута также комбинацией отрицательного и положительного регулирования.

## **12.2. Изменение режима работы вентилятора главного проветривания**

Изменение общего количества поступающего в шахту воздуха может быть достигнуто либо изменением сопротивления, на котором работает вентилятор, либо изменением производительности вентилятора. В последнем случае дебит вентилятора может быть увеличен или уменьшен путем изменения:

угла установки лопаток рабочего колеса (осевого вентилятора);

угла установки лопаток направляющего аппарата;  
угла поворота закрылков лопаток рабочего колеса (центробежного вентилятора);  
частоты вращения рабочего колеса вентилятора.

Лопатки рабочего колеса поворачиваются на угол 15—50°, что позволяет плавно изменять производительность и давление осевого вентилятора соответственно в 4—5 и 3—4 раза.

Изменение угла установки лопаток рабочего колеса и лопаток направляющего аппарата, как правило, производится при остановленном вентиляторе. Последние модели вентиляторов снабжены специальными механизмами, которые позволяют плавно изменять угол установки лопаток при работе вентилятора. Изменение частоты вращения рабочего колеса обеспечивает получение следующих значений производительности и депрессии вентилятора:

$$Q_2 = Q_1 \frac{n_2}{n_1}; \quad (12.1)$$

$$h_2 = h_1 \left( \frac{n_2}{n_1} \right)^2, \quad (12.2)$$

где  $Q_1$  и  $Q_2$  — производительность вентилятора, соответственно до и после изменения частоты вращения рабочего колеса, м<sup>3</sup>/мин;  $n_1$ ,  $n_2$  — то же, частота вращения рабочего колеса, мин<sup>-1</sup>;  $h_1$ ,  $h_2$  — то же, депрессия вентилятора, Па.

Увеличение частоты вращения вентилятора возможно только после осмотра рабочего колеса и определения безопасной для него частоты вращения. Новая производительность вентилятора  $Q_2$  при изменении угла установки лопаток рабочего колеса, угла установки лопаток направляющего аппарата, угла поворота закрылков лопаток рабочего колеса и неизменном аэродинамическом сопротивлении определяется графическим способом. Аналогично определяется новая производительность вентилятора и при изменении аэродинамического сопротивления сети с  $R_1$  до  $R_2$ . Уменьшать производительность вентилятора целесообразно путем уменьшения частоты вращения рабочего колеса или угла установки лопаток, а не путем увеличения аэродинамического сопротивления сети, так как в последнем случае возрастает расход мощности и уменьшается к. п. д. вентилятора.

### 12.3. Увеличение аэродинамического сопротивления вработок

Для увеличения аэродинамического сопротивления в ослабляемых ветвях устанавливаются такие отрицательные регуляторы, как вентиляционные окна, дверные проемы, поворотные пластины. Такие регуляторы создают местное сопротивление, возмущают воздушный поток, вызывают его сужение и возникновение обратных

токов и завихрений, на что затрачивается часть энергии. Дополнительное аэродинамическое сопротивление ( $H \cdot c^2/m^8$ ), которое обеспечит требуемое распределение подводимого к параллельному соединению выработок количества воздуха, определяется по формуле

$$R_d = R_1 m^2 - R_2, \quad (12.3)$$

где  $R_1, R_2$  — первоначальное сопротивление ветвей параллельного соединения,  $H \cdot c^2/m^8$ ;  $m = Q_1/Q_2$  — заданный расход в ветвях.

Потери давления на преодоление сопротивления отрицательного регулятора определяют по формуле

$$h' = \frac{\rho}{2} (v_2 - v_1)^2, \quad (12.4)$$

где  $\rho$  — плотность воздуха,  $kg/m^3$ ;  $v_1, v_2$  — средняя скорость движения воздуха соответственно в сечениях  $I-I$  и  $II-II$  (рис. 12.1),  $m/c$ .

Вентиляционные окна, являющиеся наиболее распространенным типом отрицательного регулятора, представляют собой отверстия в перемышке либо в вентиляционной двери. Вентиляционные окна могут снабжаться задвижкой, что позволяет изменять расход воздуха в ослабляемой ветви и осуществлять более гибкое регулирование.

Расчет вентиляционного окна сводится к определению его площади ( $m^2$ ) по формулам:

при известном значении дополнительной депрессии, которую должно создавать окно,

$$S_{ок} = \frac{QS_B}{0,65Q + 0,84S_B \sqrt{h'}}; \quad (12.5)$$

при известном значении дополнительного сопротивления

$$S_{ок} = \frac{S_B}{0,65 + 0,84S_B \sqrt{R_d}} \quad \text{при} \quad S_{ок}/S_B < 0,5; \quad (12.6)$$

$$S_{ок} = \frac{S_B}{1 + 0,76S_B \sqrt{R_d}} \quad \text{при} \quad S_{ок}/S_B > 0,5, \quad (12.7)$$

где  $S$  — площадь поперечного сечения выработки в месте установки вентиляционного окна,  $m^2$ ;  $Q$  — расход воздуха,  $m^3/\text{мин}$ .

Перемышка, в которой устанавливается окно, должна обладать большим аэродинамическим сопротивлением и не пропускать воздух. В противном случае размеры окна, рассчитанные по формулам, не обеспечат заданного расхода воздуха. Вентиляционные окна, как правило, устанавливаются в выработках, где нет интенсивного движения транспорта. В выработках с конвейерным транспортом и с интенсивным движением рельсового транспорта целе-

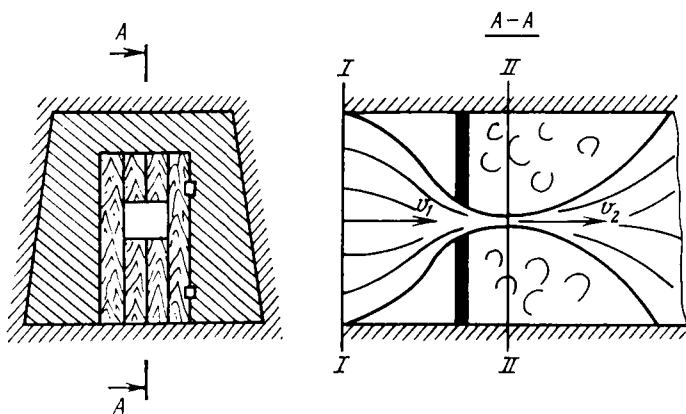


Рис. 12.1. Схема установки вентиляционного окна в выработке

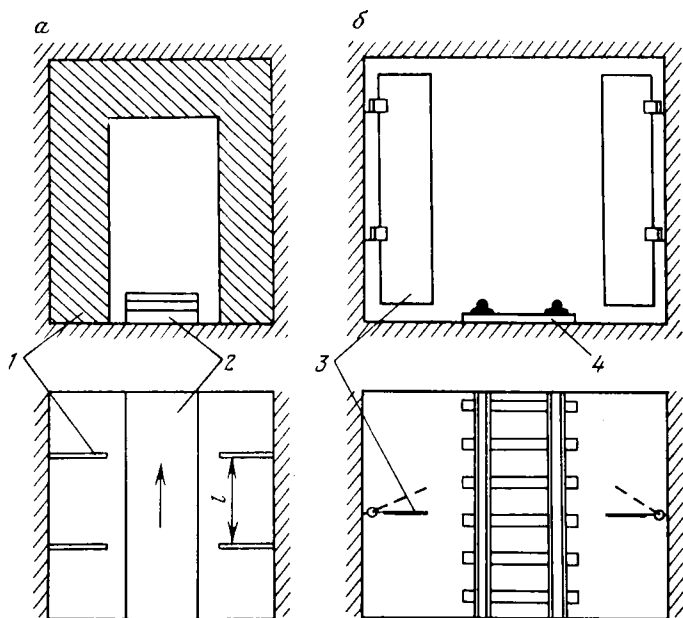


Рис. 12.2. Схема установки дверного проема (а) и пластинчатого поворотного регулятора (б) в выработке:  
 1 — дверной проем; 2 — конвейер; 3 — поворотная пластина; 4 — рельсовый путь

сообразно устанавливать дверные проемы, пластинчатые поворотные регуляторы (рис. 12.2), воздушные завесы.

Расчет дверных проемов ведется в следующем порядке.

Исходя из назначения выработки (проход людей, проезд электровозов и др.) и ее площади определяются площадь дверного проема  $S_{д.п}$  и отношение  $S_{д.п}/S_B$ . Затем по формуле (12.3) определяется необходимое общее сопротивление всех дверных проемов  $R_{д.п}$ . После этого определяется общий коэффициент местного сопротивления всех дверных проемов по формуле

$$\xi_{об} = 1,66R_{д.п}S_B. \quad (12.8)$$

Коэффициент местного сопротивления дверного проема определяется по формулам:

$$\xi = 2,4 \left( \frac{S_B}{S_{д.п}} - 0,65 \right)^2 \quad \text{при } S_{д.п}/S_B \leq 0,5; \quad (12.9)$$

$$\xi = 2,89 \left( \frac{S_B}{S_{д.п}} - 1 \right)^2 \quad \text{при } S_{д.п}/S_B > 0,5. \quad (12.10)$$

Необходимое число дверных проемов определяется по формуле

$$n_{п} = \frac{100\xi_{об} - \xi(200 - k_{п})}{\xi(k_{п} - 100)}, \quad (12.11)$$

где  $k_{п}$  — поправочный коэффициент (рис. 12.3), %.

Расстояние (м) между дверными проемами определяется по формуле

$$l_{п} = (2,5 \div 4,5) d_3, \quad (12.12)$$

где  $d_3$  — эквивалентный диаметр выработки, м;

$$d_3 = 4S_B/P;$$

$P$  — периметр выработки, м.

Пластинчатые поворотные регуляторы рассчитываются по максимальному значению их сопротивления, когда площадь проема между пластинами  $S_{п.п}$  имеет минимальное значение (при этом учитывается назначение выработки и площадь ее поперечного сечения). По формуле (12.3) определяется общее дополнительное сопротивление. Затем в зависимости от типа и схемы расположения пластин определяются максимальные значения коэффициента местного сопротивления по формулам:

для одной пластины с острой кромкой, установленной с одной стороны выработки,

$$\xi_{\max} = 5,5 \left( \frac{S_B}{S_{п.п}} - 1 \right)^2; \quad (12.13)$$

для двух пластин с острой кромкой, установленных друг против друга,

$$\xi_{\max} = 26,3 \left( \frac{S_B}{S_{п.п}} - 1 \right)^2. \quad (12.14)$$

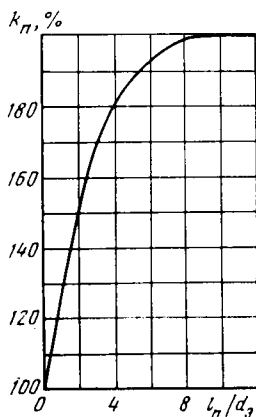


Рис. 12.3. График к определению поправочного коэффициента  $k_{п}$



Максимальное местное сопротивление ( $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ ) одного регулятора определяется по формуле

$$R_{\text{п. п}} = 0,6 \xi_{\text{max}} / S_{\text{в}}^2. \quad (12.15)$$

Необходимое число пластин при их последовательной установке определяется по формуле

$$n_{\text{пл}} = R_{\text{д}} / R_{\text{п. п}}. \quad (12.16)$$

Расстояние (м) между пластинами при  $S_{\text{п. п}}/S_{\text{в}} = (0,65 \div 1)$  определяется по формуле

$$l_{\text{пл}} = 40 \left( 1 - \frac{S_{\text{п. п}}}{S_{\text{в}}} \right). \quad (12.17)$$

Расчет воздушных завес. Наиболее эффективной является односторонняя воздушная завеса со встречным взаимодействием струй. По формуле (12.3) определяется аэродинамическое сопротивление завесы. Площадь выработки, неперекрываемая завесой (площадь окна), определяется по формулам (12.6) и (12.7).

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{с}$ ), необходимый для образования завесы, определяется по формуле

$$q_{\text{в}} = \frac{v_{\text{н}} d_{\text{щ}} S_{\text{в}}}{\sqrt{-d_{\text{щ}} \cos \alpha_3}} \left( 1 - \frac{1}{1 + a S_{\text{в}} \sqrt{R_{\text{д}}}} \right), \quad (12.18)$$

где  $v_{\text{н}}$  — начальная скорость движения воздуха (до установления завесы),  $\text{м}/\text{с}$ ;  $d_{\text{щ}}$  — ширина щели завесы,  $\text{м}$ ;  $\alpha_3 = 45 \div 60$  — угол между осью завесы и плоскостью поперечного сечения выработки, градусы;  $a$  — коэффициент ( $a = 0,2$  при  $S_{\text{ок}}/S_{\text{в}} < 0,5$  и  $a = 0,24$  при  $S_{\text{ок}}/S_{\text{в}} > 0,5$ ).

Депрессия вентилятора, создающего завесу, равна

$$h_{\text{в}} = h_{\text{ст}} + h_{\text{вент}} + h_{\text{ск}}, \quad (12.19)$$

где  $h_{\text{ст}}$  — статическая депрессия, теряемая в подводящем трубопроводе;  $h_{\text{вент}}$  — статическая депрессия, теряемая в канале вентилятора;  $h_{\text{ск}}$  — скоростная депрессия на выходе из щели завесы.

#### 12.4. Уменьшение аэродинамического сопротивления выработок

Уменьшение аэродинамического сопротивления выработок — наиболее рациональный способ регулирования расхода воздуха, так как при этом увеличивается расход воздуха, поступающего в шахту, а потери воздуха в ослабляемой ветви меньше его притока в усиливаемой ветви. При положительном регулировании расход воздуха в усиливаемой ветви увеличивается с  $Q_1'$  до  $Q_1$ , а расход воздуха в ослабляемой ветви уменьшится с  $Q_2'$  до  $Q_2$ . Нарушение естественного распределения воздуха в параллельных ветвях нарушает равенство депрессий в них, т. е.

$$h_1 = R_1 Q_1^2 > h_2 = R_2 Q_2^2.$$

Равенство депрессий при новом распределении воздуха будет иметь место, если аэродинамическое сопротивление  $R_1$  будет уменьшено до значения

$$R_1' = R_2 \frac{Q_2^2}{Q_1^2}.$$

Уменьшить аэродинамическое сопротивление можно путем уменьшения коэффициента аэродинамического сопротивления ( $H \cdot c^2/m^4$ ) до значения

$$\alpha = R_1 S_b^3 / (L, P), \quad (12.20)$$

где  $L, P, S_b$  — соответственно длина, периметр и площадь поперечного сечения выработки в усиливаемой ветви.

По найденному значению коэффициента  $\alpha$  подбирается соответствующий вид крепи. Если для принятой новой крепи  $\alpha' < \alpha$ , то длина участка выработки, на котором следует выполнить работы по перекреплению, определяется по формуле

$$l = \frac{L}{1 - \frac{\alpha'}{\alpha}} \frac{\Delta h}{h}, \quad (12.21)$$

где  $\Delta h$  — разность между депрессией другой ветви и первоначальной депрессией.

Увеличить расход воздуха в усиливаемой ветви до заданного значения можно путем увеличения ее площади поперечного сечения до значения

$$S_b^{2,5} = k_\phi \alpha L / R_1', \quad (12.22)$$

где  $k_\phi$  — коэффициент, учитывающий форму выработки.

В случае необходимости перераспределения расхода воздуха в сложных сетях целесообразно уменьшить максимальное аэродинамическое сопротивление выработки. Если это не удастся, то необходимо провести дополнительную выработку, т. е. сократить длину пути движения воздуха.

## 12.5. Регулирование с помощью вспомогательных вентиляторов

Вспомогательные вентиляторы устанавливаются в усиливаемой ветви с целью создания дополнительной депрессии, обеспечивающей увеличение расхода воздуха в выработке. Вспомогательные вентиляторы могут создавать дополнительную депрессию за счет скоростной депрессии, когда вентилятор установлен в выработке без перемычки (вентилятор-эжектор), и за счет статической депрессии, когда вентилятор работает через перемычку. Вентилятор-эжектор используется при небольшом сопротивлении выработок. В случае необходимости создания значительной депрессии используется вентилятор, работающий через перемычку.

Полезная депрессия, затрачиваемая на преодоление аэродинамического сопротивления и увеличение расхода воздуха, определяется по формуле

$$h_{\text{пол}} = h_{\text{ск}} - h_{\text{уд}}, \quad (12.23)$$

где  $h_{\text{ск}}$  — скоростная депрессия на выходе из вентилятора;  $h_{\text{уд}}$  — потери депрессии на удар при расширении потока, выходящего из вентилятора в выработку.

Мощность воздушного потока, выходящего из вентилятора-эжектора, расходуется на удар при внезапном его расширении (бесполезные потери), а также на преодоление аэродинамического сопротивления выработки и на сообщение воздушной струе скорости (полезная часть мощности). Мощность воздушного потока (Дж/с), выходящего из вентилятора, определяется по формуле

$$N_{\text{в. п}} = k_{\text{к. э}} \frac{Q_{\text{в}}^3 \rho}{2S_{\text{в}}^2}, \quad (12.24)$$

где  $Q_{\text{в}}$  — производительность вентилятора, м<sup>3</sup>/с;  $k_{\text{к. э}}$  — коэффициент кинетической энергии (при наличии конфузора  $k_{\text{к. э}} = 1$ );  $\rho$  — плотность воздуха, кг/м<sup>3</sup>.

Мощность (Дж/с) воздушного потока (выходящего из вентилятора), теряемая на удар, определяется по формуле

$$N_{\text{уд}} = \frac{Q_{\text{в}} \rho}{2} \left( \frac{Q_{\text{в}}}{S_{\text{в}}} - \frac{Q_{\text{об}}}{S} \right)^2 + \frac{(Q_{\text{об}} - Q_{\text{в}}) Q_{\text{об}}^2 \rho}{2S^2}, \quad (12.25)$$

где  $Q_{\text{об}}$  — общий расход воздуха в выработке, м<sup>3</sup>/с;  $S$  — площадь поперечного сечения выработки, в которой установлен вентилятор, м<sup>2</sup>.

Полезная мощность воздушного потока (Дж/с), выходящего из вентилятора, определяется по формуле

$$N_{\text{пол}} = RQ_{\text{об}}^3 + \frac{Q_{\text{об}}^3 \rho}{2S^2}, \quad (12.26)$$

где  $R$  — аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети, на которое работает вентилятор-эжектор, Н · с<sup>2</sup>/м<sup>8</sup>.

Для вентилятора-эжектора полезно используемая мощность определяется по формуле

$$N_{\text{пол}} = N_{\text{в. п}} - N_{\text{уд}}. \quad (12.27)$$

Из выражения (12.27) с учетом выражений (12.24), (12.25), (12.26) получим

$$RQ_{\text{об}}^3 + \frac{Q_{\text{об}}^3 \rho}{2S^2} = k_{\text{к. э}} \frac{Q_{\text{в}}^3 \rho}{2S_{\text{в}}^2} - \frac{Q_{\text{в}} \rho}{2} \left( \frac{Q_{\text{в}}}{S_{\text{в}}} - \frac{Q_{\text{об}}}{S} \right)^2 - \frac{(Q_{\text{об}} - Q_{\text{в}}) Q_{\text{об}}^2 \rho}{2S^2}. \quad (12.28)$$

Решая уравнение (12.28) относительно  $Q_{06}$ , получим формулу для определения общего расхода воздуха ( $\text{м}^3/\text{с}$ ) в выработке при работе вентилятора

$$Q_{06} = \frac{1,41Q_{\text{в}}}{\sqrt{S_{\text{в}}S \left( 1,66R + \frac{1}{S_{\text{н}}^2} + \frac{1}{S^2} \right)}}. \quad (12.29)$$

Использовать вентилятор-эжектор целесообразно тогда, когда сопротивление, на которое он работает, меньше некоторой критической величины, определяемой по формуле

$$R = \frac{0,6}{S^2} \left( \frac{2S}{S_{\text{н}}} - \frac{S^2}{S_{\text{н}}^2} \right). \quad (12.30)$$

Производительность вентилятора-эжектора определяется точкой пересечения его полной характеристики с характеристикой выходного сечения вентилятора или конфузора (конической трубы, закрепленной на выходе вентилятора для увеличения скорости движения воздуха). Заданный расход воздуха в усиливаемой ветви подбирается варьированием площадью выходного отверстия конфузора, площадью смешения потоков и выбором соответствующего вентилятора.

При установке вентилятора, работающего через перемычку, расчет ведется на совместную его работу с вентилятором главного проветривания. Расход воздуха в усиливаемой и ослабляемой ветвях определяется в следующем порядке. На график характеристики вентилятора главного проветривания наносятся характеристика двух последовательных выработок  $R_{\text{посл}}$  и характеристика параллельных ветвей  $R_1, R_2$  (рис. 12.4). Суммируя  $R_1$  и  $R_2$  по оси абсцисс, получим  $R_{\text{пар}}$ , суммируя  $R_{\text{пар}}$  и  $R_{\text{посл}}$  по оси ординат, получим общее сопротивление  $R_{\text{полн}}$ , на которое работает вентилятор. Точка 1 пересечения  $R_{\text{полн}}$  с характеристикой вентилятора  $h_{\text{I}}$  определяет режим проветривания всей сети без вспомогательного вентилятора. Депрессия, затрачиваемая вентилятором главного проветривания на преодоление сопротивления последовательно соединенных выработок, равна ординате 1—2, а ордината 0—2 определяет величину депрессии параллельно соединенных выработок. В ветви с сопротивлением  $R_2$  расход воздуха  $Q_2'$  определяется точкой 3, а в ветви с сопротивлением  $R_1$  расход воздуха  $Q_1'$  определяется точкой 4. Вычитанием по оси ординат из характеристики вентилятора  $h_{\text{I}}$  характеристики последовательных выработок  $R_{\text{посл}}$  вентилятор главного проветривания приводится к точке С (кривая  $h_{\text{Ic}}$ ). Вычитанием по оси абсцисс из характеристики  $h_{\text{Ic}}$  характеристики  $h'_{\text{Ic}}$  вентилятор главного проветривания приводится к ветви ABC с сопротивлением  $R_1$ .

На график наносится характеристика вентилятора  $h_{\text{II}}$ , устанавливаемого в ветви ABC, который работает последовательно с вентилятором главного проветривания. Суммируя по оси ординат характеристики  $h_{\text{II}}$  и  $h_{\text{Ic}}$ , получим суммарную характеристику вен-

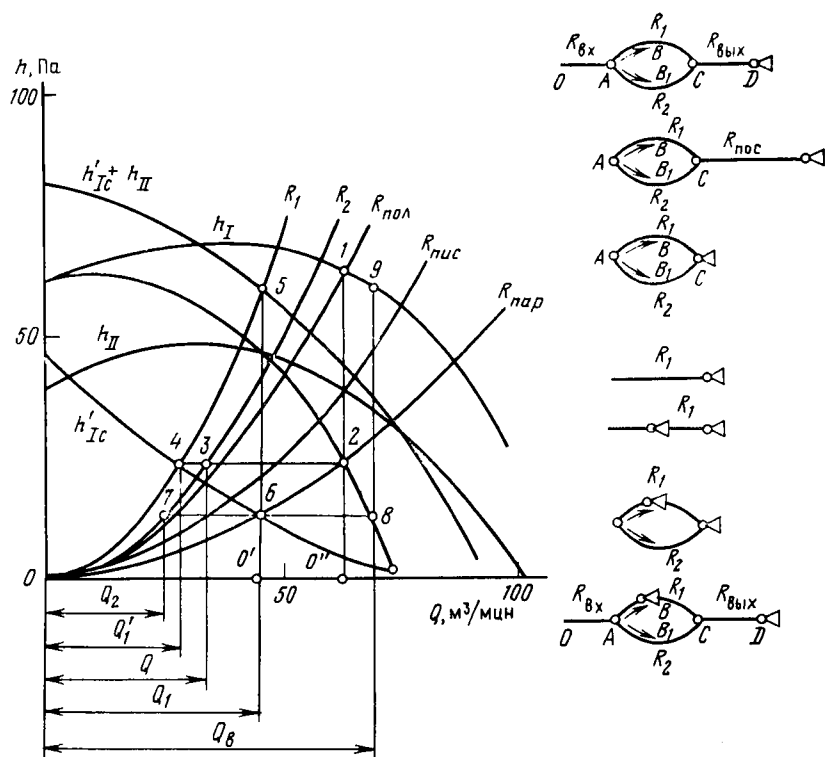


Рис. 12.4. График к определению расхода воздуха в ветви, усиливаемой вентилятором, работающим через перемычку

тиляторов. Пересечение суммарной характеристики  $h'_{Ic} + h_{II}$  с сопротивлением  $R_1$  в точке 5 определит режим вентиляции ветви ABC. Расход воздуха в усиливаемой ветви возрастает с  $Q_1'$  до  $Q_1$ . Депрессия ветви с вентилятором равна ординате 0—5, а депрессия в ослабляемой ветви — ординате 0—6. Расход воздуха  $Q_2$  в ослабляемой ветви определяется точкой 7. Общий расход воздуха  $Q_{об}$ , проходящего по системе выработок при совместной работе вентиляторов, определяется точкой 8, а депрессия вентилятора главного проветривания — точкой 9. Если определенный таким способом расход воздуха  $Q_2$  существенно отличается от заданного, то задача решается снова путем подбора необходимого вентилятора или изменения сопротивления ветвей  $R_1$  и  $R_2$ , или комбинацией этих способов.

Регулирование расхода воздуха с помощью вспомогательных вентиляторов может вызвать отрицательные последствия, которые заключаются в том, что при определенных условиях (например, вентилятор установлен завышенной мощности) воздух в ослабляемой ветви не будет двигаться или будет двигаться в обратном

направлении. При нормальном режиме работы вентилятора и аварийной ситуации реверсирование воздушного потока в усилваемой ветви затруднительно, так как вспомогательный вентилятор должен быть своевременно остановлен, что не всегда возможно. Поэтому установка вспомогательных вентиляторов разрешается только по согласованию с Госгортехнадзором.

## 12.6. Регулирование распределения расхода воздуха в сложных вентиляционных сетях

Приведенные выше различные методы регулирования расхода воздуха в шахтной вентиляционной сети дают приближенное решение, так как они не учитывают влияние регуляторов на производительность вентилятора. Более точные решения дают специальные методы расчета сложных вентиляционных сетей, к которым относится широко применяемый метод линеаризации. Основное уравнение для решения задач этим методом имеет вид

$$\sum 2R_i Q_{i \text{ пр}} \Delta Q_i \pm \Delta h = 0, \quad (12.31)$$

где  $R_i$  — сопротивление  $i$ -й ветви;  $Q_{i \text{ пр}}$  — предполагаемый расход воздуха в  $i$ -й ветви;  $\Delta Q_i$  — поправка, уточняющая расход воздуха в  $i$ -й ветви;  $\Delta h$  — невязка депрессии, вызванная тем, что при расчете депрессии взяты приближенные значения расхода воздуха.

Для каждой ячейки сети, где нет вентилятора, составляется уравнение (12.31). Если в одной из ветвей ячейки установлен вентилятор, характеристика которого по виду близка к прямой линии и описывается уравнением

$$H = a - bq_c,$$

то уравнение для такой ячейки имеет вид

$$\sum 2R_i Q_{i \text{ пр}} \Delta Q_i - b \Delta Q_i \pm \Delta h = 0, \quad (12.32)$$

где  $a$ ,  $b$  — коэффициенты, зависящие от типа вентилятора и режима его работы;  $q_c$  — дебит воздушной струи.

Для решения задач этим методом должны быть известны сопротивления всех ветвей вентиляционной сети, расход воздуха по ветвям до установки регулятора, уравнение характеристики вентилятора, подключенного к сети, а также значение расхода воздуха, на которое требуется изменить (уменьшить или увеличить) расход воздуха в регулируемой ветви. Задача решается в следующем порядке. Для каждой ячейки сети, не содержащей вентилятора, составляют уравнение (12.31), а для ячеек с вентиляторами — уравнение (12.32), в которое включается дополнительное сопротивление вентиляционного отрицательного регулятора  $\Delta R$  (или дополнительная депрессия  $\Delta h_{\text{вс}}$ , создаваемая вспомогательным вентилятором) с учетом численного значения заданного распределения расхода воздуха. В результате решения системы уравнений определяются дополнительное сопротивление  $\Delta R$ , расход воз-

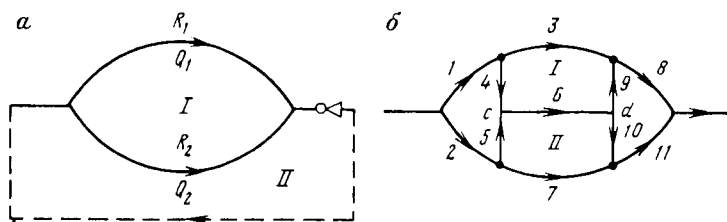


Рис. 12.5. Расчетные схемы вентиляционных сетей:

*а* — вариант с установкой вентиляционного окна в одной из ветвей; *б* — вариант с заданным расходом воздуха в ветви *б*

духа во всех ветвях и новую производительность вентилятора главного проветривания.

Рассмотрим следующий пример. Пусть в одной из ветвей вентиляционной сети (рис. 12.5) установлено окно, при котором дебит ветви уменьшается на величину  $\Delta q_c = -5 \text{ м}^3/\text{с}$ . На сеть работает вентилятор с характеристикой  $H = 500 - 5q_c$ . До установки вентиляционного окна аэродинамическое сопротивление ветви  $R_1 = 0,1 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$  и расход воздуха  $Q_1 = 39,8 \text{ м}^3/\text{с}$ , а в усиливаемой ветви соответственно  $R_2 = 0,2 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$  и  $Q = 28,2 \text{ м}^3/\text{с}$ . Уравнения по ячейкам имеют вид

$$\begin{aligned} 2R_1Q_1\Delta Q_1 + \Delta R(Q_1^2 + 2Q_1\Delta Q_1 + \Delta Q_1^2) - 2R_2Q_2\Delta Q_2 &= 0; \\ 2R_2Q_2\Delta Q_2 + 5(\Delta Q_1 + \Delta Q_2) &= 0; \end{aligned}$$

Подставив вместо  $Q_1$ ,  $Q_2$ ,  $\Delta Q$  их значения, после вычислений найдем, что  $\Delta Q_2 = 1,53 \text{ м}^3/\text{с}$ ;  $\Delta R = 0,0475 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ ,  $Q_1 = 34,8 \text{ м}^3/\text{с}$ ;  $Q_2 = 29,73 \text{ м}^3/\text{с}$ . При установке вентиляционного окна производительность вентилятора уменьшится с 68 до 64,53  $\text{м}^3/\text{с}$ , а депрессия увеличится со 160 до 177,5 Па.

Задача определения требуемого расхода воздуха для проветривания выработок при минимальных затратах выражается в виде целевой функции

$$\Phi_i = \sum_{i=1}^m R_i Q_i^3 \rightarrow \min \quad (12.29)$$

при следующем ограничении

$$\Sigma Q_i = 0, \quad (12.30)$$

где  $\Phi_i$  — функционал, представляющий собой мощность расходуемую на проветривание вентиляционной сети;  $m$  — число ветвей, в которых задан необходимый расход воздуха (все слагаемые, включающие  $q_m$  исключаются из функционала  $\Phi$ ).

Пусть задан расход воздуха  $Q_6$ , который должен проходить по ветви *б* вентиляционной сети (см. рис. 12.5). Функционал для данной схемы имеет вид

$$\begin{aligned} \Phi = R_1Q_1^3 + R_2Q_2^3 + R_3Q_3^3 + R_4Q_4^3 + R_5Q_5^3 + R_6Q_6^3 + R_7Q_7^3 + R_8Q_8^3 + \\ + R_9Q_9^3 + R_{10}Q_{10}^3 + R_{11}Q_{11}^3. \end{aligned}$$

Согласно направлению движения воздуха для данной схемы ограничения выразятся в виде:

$$\begin{aligned} Q_1 + Q_2 &= 0; \\ Q_1 - Q_3 - Q_4 &= 0; \\ Q_2 - Q_3 - Q_5 &= 0; \\ Q_4 + Q_5 - Q_6 &= 0; \\ Q_9 + Q_{10} - Q_6 &= 0; \\ Q_3 + Q_9 - Q_8 &= 0; \\ Q_7 + Q_{10} - Q_{11} &= 0. \end{aligned}$$

Если из сети убрать ветвь *б*, то при решении уравнений получим естественное распределение воздуха по ветвям. Наличие ветви *б* вызывает неувязку депрессий в контурах *I* и *II*. Величина неувязки определится по формуле

$$\Delta h_6 = h_6 - h_{cd},$$

где  $h_6$  — депрессия ветви *б* при естественном распределении воздуха;  $h_{cd}$  — депрессия между точками *с* и *д* при отсутствии ветви *б*.

Если  $h_6 < h_{cd}$ , то в выработке можно установить вентилятор с депрессией  $h_B = \Delta h_6$  и расходом  $Q_B = Q_6$ . Если  $h_6 > h_{cd}$ , то для обеспечения требуемого расхода воздуха в ветви *б* необходимо установить отрицательный регулятор с аэродинамическим сопротивлением, определяемым по формуле

$$\Delta R_6 = \Delta h_6 / Q_6^2.$$

При решении задач регулирования распределения расхода воздуха необходимо учитывать газодинамические процессы, происходящие в шахтах. Увеличение расхода воздуха, подаваемого в вентиляционную сеть, вызывает увеличение концентрации газа в выработках вследствие более интенсивного выноса его из выработочного пространства, что может создать опасную ситуацию. По истечении определенного времени (зависит это от конкретных условий) концентрация газа уменьшается до расчетного значения, соответствующего новому расходу воздуха. Поэтому увеличение расхода воздуха до расчетного значения необходимо осуществлять не за один прием, а ступенчато. Увеличение расхода воздуха за один прием не должно превышать 30 % от исходного уровня, а продолжительность каждой ступени должна быть не менее 20—25 мин.

Кроме ступенчатого регулирования используют линейное (плавное) и безопасное регулирование. Суть линейного регулирования состоит в линейном изменении расхода воздуха в усиленной ветви, при котором концентрация газа не превышает ее допустимых значений в процессе перехода на новый режим проветривания. Недостаток линейного регулирования — выход на но-



вый режим проветривания требует много времени. Суть безопасного регулирования заключается в том, что переход от одного уровня на другой осуществляется через промежуточный (называемый безопасным) уровень расхода воздуха. Безопасное регулирование учитывает ту часть воздуха, которую необходимо подавать. Его использование возможно в том случае, когда известно аэродинамическое сопротивление выработанного пространства.

Различают оперативное регулирование и регулирование по заданному расходу воздуха. Оперативное регулирование применяется при наличии непрерывно (автоматически) поступающей информации о состоянии рудничной атмосферы в интересующих точках горных выработок и быстрой реакции на нее регуляторов воздуха. Оно применяется на опасных по газу угольных шахтах. Регулирование по заданному расходу воздуха применяется при отсутствии средств непрерывного сбора информации.

## **12.7. Технические средства регулирования распределения расхода воздуха**

Средства регулирования распределения расхода воздуха в шахтах включают аппаратуру непрерывного контроля состава атмосферы, регуляторы и систему передачи информации, ее обработки и выдачи команды регуляторам. Распределение расхода воздуха возможно с помощью преграждающих и регулирующих устройств. Преграждающие устройства имеют целью прекратить движение воздуха в том направлении, где потребность в нем отпала. К ним относятся глухие перемычки с дверьми, ляды. Регулирующие устройства используются для выравнивания депрессий в ветвях с целью обеспечения заданного распределения расхода воздуха в них. Отрицательными регуляторами являются вентиляционные окна, пластинчатые регуляторы, дверные проемы, регуляторы жалюзийного типа, воздушные завесы.

Вентиляционные окна устанавливаются в глухих перемычках или в перемычках с дверьми. Наиболее целесообразно устанавливать вентиляционные окна при необходимости выравнивания перепадов давления для обеспечения постоянного соотношения расходов воздуха по ветвям. Площадь поперечных сечений вентиляционных окон колеблется от десятых долей до нескольких квадратных метров. Глубина регулирования с использованием вентиляционных окон сравнительно небольшая, что объясняется нелинейным законом изменения аэродинамического сопротивления. Для автоматического регулирования распределения расхода воздуха устанавливаются специальные окна, обеспечивающие линейное регулирование расхода воздуха. Изменение аэродинамического сопротивления такого окна достигается заслонкой жалюзийного типа.

Пластинчатые регуляторы и дверные проемы устанавливаются на некотором расстоянии друг от друга в выработках, предназна-

ченных для движения транспортных средств. Дверные просы, как правило, устанавливаются под углом  $90^\circ$  к воздушному потоку. В отличие от дверных проемов пластинчатые регуляторы устроены так, что позволяют изменять угол встречи пластины с воздушным потоком от  $0$  до  $90^\circ$ . Принцип работы пластинчатых регуляторов состоит в следующем. Датчик скорости или давления, установленный в ослабляемой выработке, передает непрерывный сигнал в аппаратуру. При изменении давления или скорости исполнительный механизм приводит в движение двигатель и пластины поворачиваются на такой угол, который обеспечивает восстановление требуемых значений давления или скорости.

Суть регулирования расхода воздуха воздушной завесой состоит в следующем. Ветвь, в которой необходимо уменьшить расход воздуха, перекрывается воздушной завесой, создаваемой специальной установкой. Регулирование распределения расхода воздуха осуществляется изменением угла встречи двух потоков и скорости движения воздуха в завесе. Установка воздушной завесы состоит из вентилятора, который засасывает воздух из выработки и подает его к раздающему приспособлению, представляющему собой канал клиновидной формы. Последний изготавливается из листового железа со щелью и направляющими лопатками для выпуска плоской струи. Клиновидная форма обеспечивает равномерный выпуск воздуха с примерно одинаковой скоростью по всей длине раздающего устройства, что позволяет перекрыть частично или полностью ослабляемый поток. Завесы могут быть односторонними и двусторонними. Последние устанавливаются обычно в широких выработках. В случае необходимости завесы могут устанавливаться последовательно одна за другой по длине выработки.

При положительном регулировании распределения расхода воздуха с помощью вентилятора, работающего без перемены, в качестве побудителей тяги чаще используются осевые вентиляторы, которые устанавливаются на почву в середине выработки (если выработка не используется для транспортных целей) или укрепляются под кровлей. Для повышения эжекционного эффекта вентилятор снабжается конфузуром (короткой конической трубой), который укрепляется на выходном отверстии вентилятора. Струя воздуха, выходящая из конфузора, имеет большую скорость, за счет чего и повышается эффективность работы вентилятора-эжектора. Оптимальные размеры конфузора определяются по формулам:

$$S_k = (0,3 \div 0,5) S_{в.о};$$

$$l_k = 0,5 \operatorname{ctg} \frac{\delta}{2} (d_b - d_k),$$

где  $S_k$  — площадь выходного отверстия конфузора,  $\text{м}^2$ ;  $S_{в.о}$  — площадь выходного отверстия вентилятора,  $\text{м}^2$ ;  $l_k$  — длина конфу-

зора, м;  $\delta = 10 \div 13$  — угол конусности конфузора, градусы;  $d_n$  — диаметр выходного отверстия вентилятора, м;  $d_k$  — диаметр выходного отверстия конфузора, м.

### 13. НАДЕЖНОСТЬ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ СИСТЕМ

#### 13.1. Общие сведения

Основная цель теории надежности шахтных вентиляционных систем состоит в разработке методов количественной оценки и оптимизации надежности вентиляции шахты в целом, позволяющих осуществлять выбор оптимальных по фактору надежности вариантов систем вентиляции проектируемых шахт, а также мероприятий, оптимизирующих по этому фактору системы вентиляции действующих шахт. Надежность — свойство системы сохранять в процессе эксплуатации значения параметров в пределах, позволяющих выполнять требуемые функции. Надежность определяется свойствами безотказности, ремонтпригодности, долговечности и сохраняемости системы. Относительная важность этих свойств зависит от назначения системы. Назначение шахтной вентиляционной системы состоит в непрерывном обеспечении требуемого (по условиям безопасности и санитарно-гигиеническим нормам) состояния шахтной атмосферы. Невыполнение (полное или частичное) этой функции шахтной вентиляционной системой означает ее отказ. Следовательно, для шахтной вентиляционной системы наиболее существенным является свойство безотказности, т. е. свойство непрерывно выполнять требуемую функцию в течение некоторого времени. По характеру различают следующие отказы:

приработочные, вызываемые ошибками при конструировании, изготовлении и монтаже объекта и происходящие в начальный период его эксплуатации;

износные, вызываемые старением элементов объекта;

внезапные (непредвиденные, мгновенные, катастрофические, стрессовые), вызываемые внезапной концентрацией нагрузок;

самоустраняющиеся, или сбой.

Приработочные отказы можно в значительной степени устранить выполнением приработочных испытаний и отбраковкой отказавших при этом объектов. Число этих отказов можно также уменьшить путем проведения более тщательного надзора за работой объектов в начальный период эксплуатации. В шахтной вентиляции приработочные отказы могут иметь место при установке новых вентиляторов, регулирующих устройств и др. Число износных отказов можно уменьшить своевременной заменой старого объекта новым (своевременной заменой вентилятора, ремонтом крепи и др.). Из износных отказов, влияющих на вентиляцию шахты, можно отметить старение крепи и связанные с этим обрушения в выработках, разрушения вентиляционных сооружений и др. Сбоями, например, являются нарушения вентиляции

из-за открывания вентиляционной двери (которая впоследствии закрывается под действием разности давлений), движения транспорта. Внезапные отказы предвидеть невозможно. Они наиболее опасны и часто вызывают полное разрушение объектов. Такие отказы, как разрушения крепи, вентиляционных сооружений, вентиляторов могут вызываться их незамеченными дефектами, непрогнозируемыми изменениями геологических условий, нарушениями технологических процессов. Внезапные отказы могут иметь характер аварий (таких как вскрытие мощного суфляра, взрыв газа и др.).

В вентиляционной системе шахты различают отказы, наступающие внезапно, и отказы, наступающие постепенно. К первым относятся приработочные и внезапные отказы, а также сбои. Ко вторым относятся отказы, вызываемые старением шахтной вентиляционной системы. Например, старение крепи приводит к уменьшению поперечного сечения выработки и к уменьшению расхода воздуха в ней. Старение элементов вентиляционных сооружений приводит к нарушению их герметичности, вызывающей увеличение утечек воздуха. Факторы, приводящие к постепенным отказам, существуют постоянно. Предупредить их проявление в виде отказов можно регулярным контролем состояния всей вентиляционной системы и своевременным ремонтом ее элементов.

Особым видом являются отказы, связанные с дефектами проектирования вентиляции. Например, если при проектировании приняты заниженные величины выделяющихся в шахте вредных или аэродинамических сопротивлений выработок, то это вызовет нарушение вентиляции шахты в процессе ее эксплуатации. К аналогичным последствиям приведет применение неправильных методов расчета или неверных исходных данных.

Отказом вентиляционной системы шахты является такое ее состояние, при котором содержание ядовитых и взрывчатых газов, а также пыли превышает максимально допустимое их содержание, расход воздуха в шахте меньше установленного по нормам, скорости движения воздуха в выработках не соответствуют требованиям Правил безопасности. В большинстве случаев основной причиной отказа вентиляции является уменьшение расхода воздуха в шахте по сравнению с требуемым расходом. Изменение расхода воздуха в шахте поддается расчету, что обеспечивает принципиальную возможность разработки количественных методов расчета надежности вентиляции. В то же время другие факторы, влияющие на надежность вентиляции (изменение геологических условий, параметров технологического процесса), достаточно точно не могут быть рассчитаны. Поэтому отказом шахтной вентиляционной системы является такое ее состояние, при котором в шахту или на отдельные ее объекты поступает воздуха меньше, чем требуется для их нормальной работы.

Масштабы и значения отказов в шахтной вентиляционной системе могут быть различными. Так, отказ на одном из добычных участков обычно не затрагивает соседние участки, отказ в подго-

товительной выработке не всегда отражается на работе добычных участков, отказ на одном пласте (залежи) обычно не влияет на вентиляцию других пластов (залежей). В связи с этим для оценки надежности вентиляционных систем целесообразно все отказы разделить по их значению в производственной деятельности шахты на ранги: отказы I ранга охватывают всю шахту, отказы II ранга охватывают пласты, крылья, залежи, отказы III ранга охватывают отдельные добычные или подготовительные участки. Сравнение шахт по надежности вентиляции следует производить по отказам одного и того же ранга. В качестве показателей надежности приняты вероятность безотказной работы, средняя продолжительность безотказной работы, средняя продолжительность восстановления работоспособного состояния объекта, коэффициент готовности.

Вероятность безотказной работы — это вероятность того, что в течение заданного времени (заданной наработки) отказ объекта не возникнет. Вероятность безотказной работы любого объекта в течение времени  $t$  определяется по формуле

$$r(t) = \exp\left(-\int_0^t \lambda(\tau) d\tau\right), \quad (13.1)$$

где  $\lambda(\tau)$  — интенсивность отказов, т. е. условная плотность вероятности возникновения отказа объекта в момент  $\tau$  при условии, что до момента  $\tau$  отказ не возник.

При анализе шахтных вентиляционных систем предполагают, что в первом приближении интенсивность отказов можно считать постоянной, т. е.  $\lambda(\tau) = \lambda = \text{const}$ . Тогда выражение (13.1) примет вид

$$r(t) = \exp(-\lambda t). \quad (13.2)$$

Средняя продолжительность безотказной работы (средняя наработка на отказ) определяется по формуле

$$T_n = \int_0^{\infty} t_n f_n(t) dt, \quad (13.3)$$

где  $t_n$  — продолжительность безотказной работы;  $f_n(t)$  — плотность распределения случайной величины  $t_n$ .

Среднюю наработку на отказ можно также определить по формуле

$$T_n = \int_0^{\infty} r(t) dt. \quad (13.4)$$

Из выражения (13.4) следует, что при экспоненциальном распределении продолжительности безотказной работы средняя наработка на отказ выразится в виде

$$T_n = 1/\lambda. \quad (13.5)$$

Средняя продолжительность восстановления работоспособного состояния объекта определяется по формуле

$$T_{\text{в}} = \int_0^{\infty} t_{\text{в}} f_{\text{в}}(t) dt, \quad (13.6)$$

где  $t_{\text{в}}$  — продолжительность восстановления;  $f_{\text{в}}(t)$  — плотность распределения случайной величины  $t_{\text{в}}$ .

Коэффициент готовности объекта, характеризующий вероятность того, что объект окажется в работоспособном состоянии в произвольный момент времени, определяется по формуле

$$K_{\text{г}} = T_{\text{н}} / (T_{\text{н}} + T_{\text{в}}). \quad (13.7)$$

Под надежностью шахтной вентиляционной системы понимается вероятность ее безотказной работы. Из выражения (13.2) следует, что надежность является убывающей функцией времени: чем дольше работает шахта, тем больше вероятность отказа ее вентиляционной системы и тем меньше вероятность ее безотказной работы.

С точки зрения надежности в шахтной вентиляционной системе выделяются подсистемы «Вентиляционная сеть» и «Вентиляционная установка главного проветривания». Однако в связи с тем, что надежность вентиляции определяется также достоверностью методов расчета и исходных данных, условно при анализе надежности вентиляционной системы в нее можно включить подсистемы «Методы расчета» и «Исходные данные». Каждая из указанных подсистем характеризуется своим показателем надежности  $r_{\text{с}}$ ,  $r_{\text{в}}$ ,  $r_{\text{м}}$ ,  $r_{\text{и}}$  соответственно. Отказы в этих подсистемах вентиляции шахты происходят независимо друг от друга. Известно, что при нескольких независимых событиях вероятность их совместного появления равна произведению вероятностей появления каждого события в отдельности. А так как безотказная работа всей вентиляционной системы возможна только при безотказной работе всех ее элементов, то вероятность безотказной работы всей вентиляционной системы

$$r = r_{\text{с}} r_{\text{в}} r_{\text{м}} r_{\text{и}}. \quad (13.8)$$

Из выражения (13.8) видно, что высокая надежность всей системы возможна только при высокой надежности подсистем. Например, для обеспечения вероятности безотказной работы системы, равной 0,9 при  $r_{\text{с}} = r_{\text{в}} = r_{\text{м}} = r_{\text{и}}$ , необходимо, чтобы каждая из четырех подсистем имела вероятность безотказной работы, равную 0,983.

### 13.2. Методы определения надежности вентиляционных систем

При использовании статистического метода показатели надежности вентиляционной системы шахты (или ее подсистем) определяются путем статистической обработки данных натуральных наблюдений

ний об ее отказах. Интенсивность отказов определяется по формуле

$$\lambda = N(T)/T, \quad (13.9)$$

где  $T$  — период наблюдений;  $N(T)$  — число отказов вентиляционной системы за период наблюдений.

Зная интенсивность отказов, по формуле (13.2) можно определить вероятность безотказной работы системы.

Средняя продолжительность безотказной работы системы определяется по формуле

$$T_{\text{н}} = \left( \sum_{i=1}^{N(T)} t_{\text{н}i} \right) / N(T), \quad (13.10)$$

где  $t_{\text{н}i}$  — продолжительность безотказной работы системы до  $i$ -го отказа.

Средняя продолжительность восстановления работоспособного состояния системы определяется по формуле

$$T_{\text{в}} = \left( \sum_{i=1}^{N(T)} t_{\text{в}i} \right) / N(T), \quad (13.11)$$

где  $t_{\text{в}i}$  — продолжительность восстановления  $i$ -го отказа.

Коэффициент готовности системы определяется по формуле (13.7) с учетом формул (13.10) и (13.11).

Показатели надежности вентиляционных систем добычных участков и шахтных вентиляционных систем за месяц работы для некоторых шахт Донбасса и Кузбасса приведены в табл. 13.1 и 13.2, а показатели надежности подсистемы «Вентиляционная установка главного проветривания» за месяц работы — в табл. 13.3.

При использовании вероятностно-аналитического метода (метод функции состояния) находится функция состояния, характеризующая состояние вентиляционной системы шахты или отдельной ее подсистемы с точки зрения ее надежности, т. е.

$$\Phi = \Phi(\bar{S}), \quad (13.12)$$

где  $\bar{S} = (S_1, S_2, \dots, S_n)$  — вектор, характеризующий состояние вентиляционной системы.

Таблица 13.1

Шахты	$T$ , дни	$N(T)$	$\lambda \cdot 10^4$ , ч <sup>-1</sup>	$r$
Им. Бажанова (Донбасс):				
участок № 1	270	33	50,93	0,028
участок № 4	570	27	19,74	0,249
участок № 5	570	11	8,05	0,568
«Чертинская-Западная» (Кузбасс):				
участок № 2	300	1	1,39	0,90
участок № 7	300	2	2,78	0,82

Таблица 13.2

Шахты	Места отказов	T, дни	N (T)	$\lambda \cdot 10^4$ , ч <sup>-1</sup>	r
«Чертинская-Западная» (Суточная производительность шахты 2400 т; разрабатываются четыре кру- тых пласта столбовой системой с подэтажами; крепость пород средняя; штреки расположены в массиве угля; шахта сверхкатегорная; схема вентиляции шахты— фланговая; вентиляция участков возвратноточная) «Чертинская-1»	Очистные забои и вентиляцион- ные штреки	300	7	9,72	0,49
(Суточная производительность шахты 5460 т; разрабатываются четыре пологих пласта столбовой системой с подэтажами; крепость пород средняя; штреки рас- положены в массиве угля; шахта сверхкатегорная; схема вентиляции шахты ком- бинированная; вентиляция участков возвратноточная)	Вентиляционные штреки	190	14	30,70	0,11
«Пионерка» (Суточная производительность шахты 3140 т; разрабатываются четыре крутых и наклонных пласта столбовой системой; крепость пород средняя; штреки располо- жены в массиве угля; шахта сверхкатегорная; схема вентиляции шахты—флан- говая; вентиляция участков возвратноточная)	Верхняя часть лавы	180	19	43,98	0,04

Таблица 13.3

Способ резервирования	$T_{\text{в}}$		$T_{\text{н}} \cdot 10^{-3}$ , ч		$T_{\text{в}}$ , ч							
	Вентиляторные установки											
	ВОКД	ВУПД	ОДВ	ВШЦ	ВОКД	ВУПД	ВОКД	ВШЦ	ОДВ	ВУПД	ВОКД	ВШЦ
Линия электропередачи имеет нена- груженный резерв	0,960	0,960	0,949	—	17,4	17,4	14,0	—	2,44	2,44	2,03	—
Линия электропередачи имеет на- груженный резерв, отключенный от вентиляционной установки	0,958	0,958	0,946	0,945	17,3	17,3	13,9	13,9	2,42	2,42	2,01	2,00
Линия электропередачи имеет по- стоянно включенный резерв	0,765	0,765	0,765	0,754	2,7	2,7	2,6	2,55	0,39	0,39	0,37	0,36



Интенсивность отказов будет тем больше, чем больше будет отличие (в худшую сторону) фактического состояния системы  $\bar{S}_\Phi$  от расчетного  $\bar{S}_p$ . Физический смысл вектора  $\bar{S}$  состоит в том, что его отличие в худшую сторону означает  $\bar{S}_\Phi > \bar{S}_p$  ( $\bar{S}$  — вектор требуемых расходов воздуха в выработках или вектор их сопротивлений), т. е.  $S_{\Phi i} \geq S_{pi}$  для всех компонент векторов  $\bar{S}_\Phi$  и  $\bar{S}_p$  ( $i = \bar{1}, n$ ) и существует хотя бы одна  $j$ -я компонента, для которой  $S_{\Phi j} > S_{pj}$ . Если для некоторой  $i$ -й компоненты  $S_{\Phi i} < S_{pi}$ , то с точки зрения надежности вентиляционной системы можно принимать  $S_{\Phi i} = S_{pi}$ . В этом случае, если выбранная функция состояния  $\Phi(\bar{S})$  обладает свойством монотонности, т. е.  $\Phi(S_\Phi) > \Phi(S_p)$  при  $\bar{S}_\Phi > \bar{S}_p$ , то отношение  $\Phi' = \Phi_\Phi / \Phi_p = \Phi(\bar{S}_\Phi) / \Phi(\bar{S}_p)$  будет пропорционально интенсивности отказов, т. е.

$$\lambda = a\Phi', \quad (13.13)$$

где  $a$  — коэффициент пропорциональности, 1/мес.

Практика показывает, что на шахтах с хорошо отлаженной вентиляцией (т. е. при  $\Phi' = 1$ ) отказы происходят один раз в несколько лет, т. е.  $a = (0,01 \div 0,1)$ .

Если для одной и той же шахты сравниваются два варианта системы вентиляции, то для них можно принять  $a = \text{const}$ . Тогда

$$\lambda_1 / \lambda_2 = \Phi'_1 / \Phi'_2. \quad (13.14)$$

Более надежным будет тот вариант, для которого значение  $\lambda$  меньше, т. е. для которого меньше значение  $\Phi'$ . Таким образом, функция  $\Phi'$  может использоваться в качестве показателя надежности вентиляционной системы.

Показатель надежности шахтной вентиляционной системы можно выразить через аналогичные показатели надежности подсистем. Из выражений (13.8) и (13.2) интенсивность отказов

$$\lambda = \lambda_c + \lambda_b + \lambda_m + \lambda_n. \quad (13.15)$$

Из выражения (13.15) с учетом (13.13) найдем, что

$$\Phi' = (a_c \Phi'_c + a_b \Phi'_b + a_m \Phi'_m + a_n \Phi'_n) / a. \quad (13.16)$$

Соответствующим выбором функций состояния подсистем их показатели надежности в выражении (13.16) можно выразить через фактические и расчетные значения аэродинамических параметров.

*Подсистема «Исходные данные».* Отказы этой подсистемы обусловлены погрешностями определения исходных данных, определяющих требуемые расходы воздуха в выработках, и сопротивлений выработок. Поэтому подсистеме «Исходные данные» можно представить состоящей из двух последовательно соединенных элементов: «Исходные данные — расход воздуха» и «Исходные данные — сопротивление». Тогда надежность подсистемы «Исходные данные» выразится в виде

$$r_n = r_{иQ} r_{иR}, \quad (13.17)$$

где  $r_{иQ}$ ,  $r_{иR}$  — надежность элементов соответственно «Исходные данные — расход воздуха» и «Исходные данные — сопротивление».

Состояние элемента «Исходные данные — расход воздуха» характеризуется вектором

$$\bar{S} = \bar{Q} = (Q_1, Q_2, \dots, Q_n), \quad (13.18)$$

где  $Q_i$  — расход воздуха в  $i$ -й выработке ( $i = 1, 2, \dots, n$ ).

В качестве функции состояния элемента «Исходные данные — расход воздуха»  $\Phi_{иQ}(\bar{Q})$  примем общешахтный расход воздуха  $Q_{ш}$ . Эта функция обладает свойством монотонности, т. е. при  $\bar{Q}_{ф} > \bar{Q}_{р}$  имеем  $Q_{шф} > Q_{шр}$ . Тогда показатель надежности элемента «Исходные данные — расход воздуха» выразится в виде

$$\Phi'_{иQ} = Q'_{ш} = Q_{шф}/Q_{шр}. \quad (13.19)$$

Если в  $i$ -й выработке окажется, что  $Q_{ip} > Q_{иф}$ , то при определении значения  $Q_{шр}$  можно принять  $Q_{ip} = Q_{иф}$ , так как отказы вентиляционной системы вызываются дефицитом воздуха, а не его избытком. Тогда выражение (13.19) примет вид

$$\Phi'_{иQ} = 1 + (Q_{шф} - Q_{шр})/Q_{шр} = 1 + \delta'_Q. \quad (13.20)$$

где  $\delta'_Q$  — относительная погрешность определения общешахтного расхода воздуха вследствие недостоверности исходных данных.

Состояние элемента «Исходные данные — сопротивление» характеризуется вектором

$$\bar{S} = \bar{R} = (R_1, R_2, \dots, R_n), \quad (13.21)$$

где  $R_i$  — аэродинамическое сопротивление  $i$ -й выработки.

В качестве функции состояния этого элемента  $\Phi_{иR}(\bar{R})$  примем общешахтное сопротивление  $R_{ш}$ . Эта функция также обладает свойством монотонности, т. е. при  $\bar{R}_{ф} > \bar{R}_{р}$  имеем  $R_{шф} > R_{шр}$ . Тогда показатель надежности элемента «Исходные данные — сопротивление» выразится в виде

$$\Phi'_{иR} = R'_{ш} = R_{шф}/R_{шр} = 1 + (R_{шф} - R_{шр})/R_{шр} = 1 + \delta'_R, \quad (13.22)$$

где  $\delta'_R$  — относительная погрешность определения общешахтного сопротивления вследствие недостоверности исходных данных.

Показатель надежности подсистемы «Исходные данные» выразится в виде

$$\Phi'_и = (a_{иQ}\Phi'_{иQ} + a_{иR}\Phi'_{иR})/a_{и}. \quad (13.23)$$

В первом приближении можно принять  $a_{и} = a_{иQ} = a_{иR}$ . Тогда из выражений (13.20) и (13.22) получим

$$\Phi'_и = 2 + \delta'_Q + \delta'_R. \quad (13.24)$$

Следовательно, надежность подсистемы «Исходные данные» выразится в виде

$$r_{и} = e^{-\lambda_{и}t} = e^{-a_{и}\Phi'_и t} = e^{-a_{и}(2 + \delta'_Q + \delta'_R)t}. \quad (13.25)$$

Подсистема «Методы расчета». Отказы этой подсистемы обусловлены несовершенством методов расчета требуемых расходов воздуха и депрессии. Поэтому эту подсистему также можно представить в виде двух последовательно соединенных элементов: «Метод расчета расхода воздуха» и «Метод расчета депрессии». Тогда надежность подсистемы «Методы расчета» выразится в виде

$$r_m = r_{mQ} r_{mh}, \quad (13.26)$$

где  $r_{mQ}$ ,  $r_{mh}$  — надежность элементов соответственно «Метод расчета расхода воздуха» и «Метод расчета депрессии».

Вектор состояния элемента «Метод расчета расхода воздуха» аналогичен вектору состояния элемента «Исходные данные — расход воздуха». Поэтому, повторяя приведенные выше рассуждения, найдем, что показатель надежности элемента «Метод расчета расхода воздуха»

$$\Phi'_{mQ} = Q'_{ш} = 1 + \delta''_Q, \quad (13.27)$$

где  $\delta''_Q$  — относительная погрешность определения общешахтного расхода воздуха вследствие несовершенства метода его расчета.

Погрешность определения депрессии обусловлена в основном погрешностью исходных данных (т. е. отказами подсистемы «Исходные данные») и несовершенством метода расчета требуемых расходов воздуха (т. е. отказами элемента «Метод расчета расхода воздуха»). Поэтому для элемента «Метод расчета депрессии» можно принять  $r_{mh} \approx 1$ . Таким образом, надежность подсистемы «Метод расчета» выразится в виде

$$r_m \approx r_{mQ} = e^{-\lambda_{mQ} t} = e^{-a_{mQ} \Phi'_{mQ} t} = e^{-a_{mQ} (1 + \delta''_Q) t} \quad (13.28)$$

Подсистема «Вентиляционная сеть». В качестве вектора состояния этой подсистемы принимается вектор расхода воздуха в выработках  $\bar{Q}$ , а в качестве функции состояния — общешахтный расход воздуха  $Q_{ш}$ . В данной подсистеме под расчетным ее состоянием  $\bar{Q}_p$  понимается действительно потребное воздухораспределение, т. е. предполагается, что оно было верно рассчитано на этапе проектирования, а под фактическим состоянием подсистемы  $\bar{Q}_ф$  — фактическое воздухораспределение, которое вследствие ненадежности функционирования подсистемы может отличаться от потребного. Так как отказы вентиляции вызываются дефицитом воздуха, а не его избытком, то при определении значения  $Q_{шф}$  можно принять  $Q_{иф} = Q_{ip}$ , если в  $i$ -й выработке оказалось, что  $\bar{Q}_{иф} > Q_{ip}$ . Таким образом, всегда будем иметь  $\bar{Q}_p \geq \bar{Q}_ф$ , а в силу монотонности выбранной функции состояния  $Q_{ш.p} \geq Q_{ш.ф}$ . При таком определении величины  $Q_{ш.ф}$  ее правильнее называть условным фактическим общешахтным расходом воздуха, так как она определяется суммированием фактических расходов  $Q_{иф}$  по тем ветвям, где они меньше расчетных, и расчетных расходов  $Q_{ip}$  по остальным ветвям.

Показатель надежности подсистемы «Вентиляционная сеть» имеет вид

$$\Phi'_c = Q'_ш = Q_{шр}/Q_{ш.ф}. \quad (13.29)$$

Для определения  $Q_{ш.ф}$  необходимо решение сетевой задачи. В частном же случае, когда во всех ветвях  $Q_{iф} \leq Q_{ip}$ , величина  $Q_{ш.ф}$  действительно является фактическим общешахтным расходом воздуха, который определяется по формуле

$$Q_{шф} = \sqrt{H/R_{шф}},$$

где  $H$  — депрессия шахты.

С учетом последней формулы из выражения (13.29) найдем  $R$

$$\Phi'_c = (\sqrt{H/R_{шр}}/\sqrt{H/R_{шф}}) = \sqrt{R_{шф}/R_{шр}}. \quad (13.30)$$

Таким образом, надежность подсистемы выразится в виде

$$r_c = e^{-\lambda_c t} = e^{-a_c \Phi'_c t} = e^{-a_c \sqrt{R_{шф}/R_{шр}} t} \quad (13.31)$$

Из выражения (13.31) следует, что надежность подсистемы «Вентиляционная сеть» будет тем ниже, чем больше превышение фактического общешахтного сопротивления над расчетным.

Надежность подсистемы «Вентиляционная установка главного проветривания» определяется по формуле

$$r_b = e^{-\lambda_b t}, \quad (13.32)$$

где  $\lambda_b$  — интенсивность отказов подсистемы, определяемая по формуле (13.9).

При использовании метода статистического моделирования (метод Монте-Карло) для определения надежности подсистемы «Вентиляционная сеть» принимается, что аэродинамические параметры сети изменяются случайным образом и законы их распределения заданы. С помощью методов математической статистики определяются значения случайных величин аэродинамических параметров. Для полученных значений случайных параметров сети решается сетевая задача с целью получения воздухораспределения в сети. Затем вновь определяются значения случайных параметров сети и для новых значений опять решается сетевая задача. После получения достаточно большого числа вариантов воздухораспределения в сети для каждого элемента подсчитывается отношение числа вариантов, в которых расход воздуха в данном элементе находился в пределах интервала его допустимых значений, к общему числу моделируемых вариантов. Это отношение и принимается в качестве оценки надежности данного элемента сети. Метод статистического моделирования требует знания законов распределения значений сопротивления различных типов выработок и вентиляционных сооружений. По данным МГИ, распределение значений сопротивления различных объектов хорошо аппроксимируется логарифмически нормальным законом.

При использовании метода теории графов (метод критических путей) возможно определить надежность подсистем «Вентиляционная сеть» и «Вентиляционная установка главного проветривания». В соответствии с топологической схемой вентиляционной сети составляется граф ее надежности. Каждая дуга такого графа отображает тот или иной элемент рассматриваемых подсистем (выработку, вентиляционное сооружение, средство автоматики, вентилятор главного проветривания). По данным натуральных наблюдений для любого элемента подсистемы определяются:

средняя продолжительность восстановления работоспособного состояния

$$T_{\text{в}} = \sum_{i=1}^{N_{\text{н}}} t_{\text{в}i} / N_{\text{н}}; \quad N_{\text{н}} = T / T'; \quad (13.33)$$

коэффициент готовности

$$K_{\text{г}} = 1 - T_{\text{в}} / T', \quad (13.34)$$

где  $N_{\text{н}}$  — число интервалов наблюдений;  $T$  — продолжительность всего периода наблюдений;  $T'$  — продолжительность одного интервала наблюдений;  $t_{\text{в}i}$  — случайная суммарная продолжительность восстановления элемента в течение  $i$ -го интервала наблюдений.

Суть метода заключается в том, что в качестве коэффициента готовности и средней продолжительности восстановления вентиляционной системы шахты предлагается использовать аналогичные характеристики такого пути на графе надежности (т. е. последовательности дуг, соединяющих вход и выход сети), который имеет минимальный из всех возможных путей коэффициент готовности. При независимых отказах элементов сети коэффициент готовности пути  $\mu$  выразится в виде

$$K_{\text{г}\mu} = \prod_{j \in \mu} K_{\text{г}j}, \quad (13.35)$$

где  $K_{\text{г}j}$  — коэффициент готовности  $j$ -го элемента.

Путь  $\mu_0$  имеет минимальный коэффициент готовности из всех возможных путей  $\mu_i$ , т. е.

$$K_{\text{г}\mu_0} = \min_{\mu_i \in m} K_{\text{г}\mu_i}, \quad (13.36)$$

где  $m$  — множество всех возможных путей на графе надежности.

Этот путь является критическим путем на графе. Он находится известными методами теории графов.

Таким образом, в качестве показателей надежности системы принимаются показатели:

$$K_{\text{г}} = K_{\text{г}\mu_0} = \prod_{j \in \mu_0} K_{\text{г}j}; \quad (13.37)$$

$$T_{\text{в}} = \left( \sum_{j \in \mu_0} T_{\text{в}j} \right) / |\mu_0|, \quad (13.38)$$

где  $T_{vj}$  — средняя продолжительность восстановления  $j$ -го элемента;  $|\mu_0|$  — число дуг на пути  $\mu_0$ .

При анализе сложных систем, к которым относится и шахтная вентиляционная система, наряду с определением надежности необходимо оценивать также эффективность функционирования системы. Это обусловлено тем, что отказы отдельных элементов сложной системы, как правило, приводят лишь к некоторому снижению эффективности ее функционирования, а не к полной потере работоспособности. Так, отказы вентиляционной системы отдельных добычных участков не приводят к отказу шахтной вентиляционной системы, однако эффективность ее при этом снижается.

При использовании метода оценки эффективности функционирования вентиляционной системы вводится некоторый показатель, количественно характеризующий ее выходной эффект. Такой количественной характеристикой выходного эффекта вентиляционной системы шахты является создаваемый ею уровень безопасности труда по фактору вентиляции, определяемый по формуле

$$\Psi = \left( \sum_{i=1}^n Q_{i\phi} \right) / \left( \sum_{i=1}^n Q_{ip} \right) = \sum_{i=1}^n \delta_i, \quad (13.39)$$

где  $n$  — число выработок в шахте;  $Q_{ip}$ ,  $Q_{i\phi}$  — соответственно требуемый и фактический расходы воздуха в  $i$ -й выработке;  $\delta_i$  — доля, вносимая  $i$ -й выработкой в уровень безопасности труда, создаваемый всей вентиляционной системой шахты;

$$\delta_i = Q_{i\phi} / \sum_{i=1}^n Q_{ip}.$$

При этом применяется принцип: если в некоторой выработке имеем  $Q_{i\phi} \geq Q_{ip}$ , то в выражении (13.39) принимаем  $Q_{i\phi} = Q_{ip}$ . Таким образом, показатель эффективности  $\Psi \leq 1$ . Показатель эффективности, определяемый по формуле (13.39), существенно упрощает анализ вентиляционной системы шахты, так как при этом она рассматривается как аддитивная система, т. е. система, выходной эффект которой определяется суммированием выходных эффектов составляющих ее элементов. Вследствие случайного характера отказов элементов системы ее выходной эффект представляет собой некоторую случайную величину. Математическое ожидание выходного эффекта системы и принимается в качестве оценки эффективности ее функционирования. При этом для простоты предполагается, что вентиляционную систему шахты можно считать системой кратковременного действия, т. е. системой, которая за все время своего функционирования практически достоверно остается в одном и том же состоянии. Поэтому эффективность функционирования вентиляционной системы шахты определяется по формуле

$$E = \sum_{i=1}^n \delta_i r_i, \quad (13.40)$$

где  $r_i$  — надежность  $i$ -й выработки.

### **13.3. Надежность вентиляционных систем местного проветривания**

Вентиляционная система местного проветривания с точки зрения надежности может быть расчленена на подсистемы энергоснабжения, автоматики, вентилятора местного проветривания и трубопровода. Элементы каждой из этих подсистем периодически выходят из строя и приводят к отказам системы в целом.

Для оценки надежности системы местного проветривания можно применить рассмотренные в предыдущем параграфе методы. Обычно используется статистический метод. Для этого все существующие системы местного проветривания делят на однородные по конструктивному исполнению типы. В пределах типа выбирается определенное число образцов системы, средних для данного типа, работа которых контролируется в течение продолжительного периода. Полученные в результате контроля показатели надежности распространяются на все образцы систем данного типа. Практика показывает, что надежность вентиляционных систем местного проветривания можно существенно повысить путем резервирования их отдельных элементов.

При резервировании всех элементов системы (за исключением трубопровода) показатель надежности системы за месяц работы равен 0,9. По сравнению со 100 %-ным резервом надежность системы в этом случае ниже в 1,25 раза. Наибольшее применение на практике нашла система, при которой резервируются все элементы, кроме линии электропередач и трубопровода. Показатель надежности такой системы за месяц работы равен 0,76. По данным ВостНИИ, применение резервирования в системах местного проветривания в забоях тупиковых выработок на шахтах Кузбасса позволило повысить безопасность работ почти в 3 раза.

### **13.4. Повышение надежности вентиляционных систем**

Эксплуатация шахтных вентиляционных систем показывает, что минимальную надежность имеют такие их элементы, как подземные вентиляционные шлюзы и вентиляционные штреки. Поэтому мероприятия по повышению надежности вентиляции должны быть направлены в основном на повышение герметичности шлюзов и поддержание в хорошем состоянии вентиляционных штреков. Большое значение при этом приобретают постоянный контроль состояния вентиляционных сооружений и выработок и их своевременный ремонт. Повышения надежности вентиляционных сооружений можно ожидать от их типизации. Надежность вентиляционной сети шахты повышается при увеличении числа параллельных соединений выработок. Так, надежность вентиляционной сети выше, если воздух подается к местам его потребления и отводится от них не по одной, а по нескольким параллельным выработкам.

Важной подсистемой шахтной вентиляционной системы является вентиляционная установка главного проветривания. Если ухудшение состояния вентиляционных сооружений и выработок обычно вызывает отказы III ранга, то нарушения работы вентиляционной установки главного проветривания могут привести к отказам I ранга, вызывающим серьезные последствия. Повысить надежность вентиляционных установок главного проветривания можно правильным резервированием их отдельных элементов. Так, при использовании резервной линии электропередачи, находящейся под напряжением, и неработающего резервного вентилятора показатель надежности вентиляционных установок, оборудованных вентиляторами типа ВОКД, ВУПД, ОДВ, ВШЦ равен 0,76 за 720 ч работы. В случае же применения резервной линии электропередач в выключенном состоянии и неработающего резервного вентилятора показатель надежности возрастает до 0,96 за тот же период.

Важное значение в повышении надежности вентиляционной системы имеет уменьшение погрешности исходных данных о газоносности пластов, степени герметичности вентиляционных сооружений, значений аэродинамического сопротивления выработок, экспериментальных коэффициентов и др. Расчеты показывают, что при наиболее неблагоприятном сочетании погрешностей исходных данных погрешность определения абсолютной метанообильности лавы и общешахтного расхода воздуха может достигать 80 и 70 % соответственно.

Существенное значение в повышении надежности вентиляционной системы имеет также совершенствование методов расчета, которому сопутствует усложнение математического аппарата и увеличение числа необходимых исходных данных. Последнее обстоятельство важно, так как погрешность многочисленных исходных данных может свести на нет достоинства даже весьма совершенного метода расчета.



### III. ПРОЦЕССЫ ПЕРЕНОСА В ШАХТАХ

---

#### 14. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В подземных горных выработках постоянно происходят процессы выделения различных вредностей (вредных и взрывчатых газов, пыли, тепла). Поступая в воздушный поток, вредности рассеиваются в нем и выносятся из шахты. При этом газы частично сорбируются на твердых поверхностях, а пыль осаждается на поверхности выработок. В итоге поступившие в горные выработки вредности перемещаются в них воздушным потоком. Процесс их перемещения называется процессом переноса. В основе процессов переноса лежат общие законы переноса субстанции. Подробно закономерности переноса отдельных видов вредностей рассматриваются в соответствующих разделах. Характер протекания процессов переноса существенно зависит от условий выделения вредностей. Так, если вредность выделяется только в забое, то при дальнейшем переносе по выработкам ее концентрация может уменьшаться (вследствие рассеивания) или оставаться постоянной по длине выработок. В поперечном сечении выработок на достаточном удалении от забоя вредность будет распределена равномерно. Если же вредность будет поступать в воздушный поток не только из забоя, но и из следующих за ним по струе выработок, то ее концентрация по мере удаления от забоя будет увеличиваться, а в поперечном сечении она будет более высокой у выделяющих вредность поверхностей, чем в средней части потока. Распределение концентрации вредностей в воздушном потоке зависит и от закономерностей их выделения по длине выработок и во времени. Поэтому изучение процессов переноса вредностей невозможно без изучения процессов их выделения. С некоторой условностью можно сказать, что процесс переноса начинается с процесса выделения. В горных выработках к процессам выделения вредностей относятся процессы газовыделения, пылепоступления и теплообмена между их поверхностью и воздушным потоком.

Процесс переноса зависит также от свойств переносимых вредностей. Так, при переносе газов существенное значение имеет их плотность. В выработках, где выделяются легкие или тяжелые газы, процессы переноса могут быть затруднены, что может (в свою очередь) привести к скоплению легких газов у кровли, а тяжелых у почвы. Окислы азота хорошо растворяются в воде, что следует учитывать при изучении их переноса в обводненных выработках и использовании орошения. При изучении процессов переноса пыли следует учитывать ее осаждение под действием силы тяжести, коагуляцию при соударениях частиц пыли в процессе движения и электризацию. Теплообмен горных пород с воз-

духом вызывает изменение плотности воздуха, что оказывает влияние на процесс переноса тепла в воздушном потоке.

Большое влияние на процессы переноса оказывает режим движения воздуха. При ламинарном режиме имеет место преимущественно продольный перенос вредностей (вредности в глубь потока почти не распространяются). В результате создаются благоприятные условия для накопления вредностей у выделяющих их поверхностей горных выработок. Такое накопление вредностей создает опасности и снижает эффективность использования воздуха, так как центральные части потока почти не участвуют в разбавлении и выносе вредностей. Турбулентный режим движения воздуха более эффективный. Турбулизация воздушного потока усиливает поперечный перенос вредностей и способствует более равномерному их распределению в поперечном сечении потока. Опасность накопления вредностей у поверхностей выработок при этом уменьшается и увеличивается эффективность использования воздуха. Минимально допустимые скорости движения воздуха в выработках всегда обеспечивают турбулентный режим движения.

Различают конвективный перенос вредностей, молекулярный перенос (при котором перемешивание вредностей с чистым воздухом происходит на молекулярном уровне), т. е. молекулярную диффузию (от латинского «диффузио» — растекание), и турбулентный перенос (при котором происходит перемешивание отдельных объемов чистого воздуха и воздуха, содержащего вредности), т. е. турбулентную диффузию. Интенсивность конвективного переноса зависит от средней скорости движения воздуха. С увеличением последней интенсивность конвективного переноса увеличивается. Интенсивность молекулярной диффузии зависит от свойств диффундирующих сред, интенсивности теплового движения молекул, градиента концентрации вредности. При увеличении температуры сред и градиента концентрации вредности интенсивность молекулярной диффузии возрастает. Интенсивность турбулентной диффузии зависит от свойств диффундирующих сред, интенсивности турбулентности воздушного потока, градиента концентрации вредности, условий ее выделения в выработку. С увеличением турбулентности и градиента концентрации вредности интенсивность турбулентной диффузии возрастает. При выделении легкого газа и тепла из почвы и тяжелого газа из кровли она увеличивается. При выделении тяжелого газа из почвы и легкого газа и тепла из кровли она уменьшается. Интенсивность турбулентного переноса на несколько порядков выше интенсивности молекулярного переноса вследствие значительно большей интенсивности обмена объемами субстанции, чем молекулами. Конвективный перенос при нормальной скорости движения воздуха в выработках является наиболее интенсивным. Однако при малой скорости движения воздуха он может оказаться сравнимым с турбулентным переносом, если турбулизация потока воздуха поддерживается на высоком уровне.

Перенос каждой вредности имеет свои особенности, что вызывает необходимость выделения их в самостоятельные разделы (шахтная газовая динамика, шахтная пылевая динамика, шахтная термодинамика).

Шахтная газовая динамика — раздел аэрологии шахт, изучающий законы выделения и переноса газообразных примесей рудничного воздуха в шахтах.

Шахтная пылевая динамика — раздел аэрологии шахт, изучающий законы выделения и переноса пыли в шахтах.

Шахтная термодинамика — раздел аэрологии шахт, изучающий законы теплообмена и распространения тепла в воздушных потоках шахт.

## 15. ОСНОВНЫЕ ЗАКОНЫ ШАХТНОЙ ГАЗОВОЙ ДИНАМИКИ

### 15.1. Физические характеристики шахтных газодинамических процессов

Процессы выделения и переноса газов в шахтах вентиляционными потоками называются шахтными газодинамическими процессами. Основными физическими характеристиками этих процессов являются интенсивность газовой выделения, концентрация газа в воздухе, газовый поток, коэффициенты диффузии.

Интенсивностью газовой выделения называется количество газа ( $\text{м}^3$ ), выделяемое в воздух источником газовой выделения в единицу времени. Для рассредоточенных источников газовой выделения она относится к единице поверхности или длины выработки.

Концентрация (или содержание) газа (доли единицы, степень насыщенности воздуха газом) определяется по формуле

$$c = V_r / V_c, \quad (15.1)$$

где  $V_r$  — объем газа, содержащийся в газовой смеси,  $\text{м}^3$ ;  $V_c$  — объем газовой смеси,  $\text{м}^3$ .

Для воздушных потоков концентрация газа определяется по формуле

$$c = Q_r / Q_c, \quad (15.2)$$

где  $Q_r$ ,  $Q_c$  — объемы соответственно газа и газовой смеси, протекающие через поперечное сечение потока,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Концентрация газа может выражаться в процентах, т. е.

$$c = (Q_r / Q_c) 100. \quad (15.3)$$

При измерении значений  $Q_r$  и  $Q_c$  в единицах массы получим концентрацию (% или доли единицы) по массе. Значение  $Q_c$  измеряется с помощью анемометра или воздухомерной трубки. Величина  $Q_c$  с некоторой условностью называется расходом воздуха,

так как при нормальной вентиляции объем газа в газовой смеси ничтожно мал по сравнению с объемом воздуха.

Между массовой  $c_m$  и объемной  $c_{об}$  концентрациями газа существует следующая количественная связь

$$c_m = (\rho_g / \rho_c) c_{об}, \quad (15.4)$$

где  $\rho_g$ ,  $\rho_c$  — соответственно плотность газа и газовой смеси, кг/м<sup>3</sup>.

Между концентрацией газа по объему и плотностями газа, воздуха и газовой смеси существует следующая количественная связь:

$$c_{об} = (\rho_c - \rho_b) / (\rho_g - \rho_b), \quad (15.5)$$

где  $\rho_b$  — плотность воздуха, кг/м<sup>3</sup>.

Расход газа (м<sup>3</sup>/с) через 1 м<sup>2</sup> площади, перпендикулярной к направлению скорости потока, называется газовым потоком. Он характеризует интенсивность переноса примесей.

Различают три газовых потока — конвективный, молекулярный и турбулентный.

Конвективный перенос газа осуществляется движущимся воздухом. Поэтому направление конвективного потока совпадает с направлением средней скорости потока в точке.

Проведем в потоке плоскость, перпендикулярную к направлению средней его скорости  $u_c$ . Тогда расход воздуха через единицу площади этой плоскости выразится в виде

$$Q = u_c l = u_c.$$

Если концентрация газа в воздухе равна  $c$ , то вместе с количеством воздуха  $Q$  через площадку в единицу времени будет перенесено  $cQ = cu_c$  объемных единиц газа. Таким образом, конвективный поток газа выразится в виде

$$j_k = cu_c. \quad (15.6)$$

При трехмерном движении компоненты конвективного потока по осям координат имеют вид:

$$\begin{aligned} j_{kx} &= cu_c; \\ j_{ky} &= cv_c; \\ j_{kz} &= cw_c, \end{aligned} \quad (15.7)$$

где  $u_c$ ,  $v_c$ ,  $w_c$  — компоненты средней скорости потока по осям  $Q_x$ ,  $Q_y$ ,  $Q_z$ .

Молекулярный поток характеризуется градиентом концентрации газа и эмпирическим коэффициентом пропорциональности  $D_m$ , называемым коэффициентом молекулярной диффузии, т. е.

$$j_m = -D_m \text{grad } c. \quad (15.8)$$

Компоненты молекулярного потока по осям координат имеют вид:

$$\begin{aligned} j_{mx} &= -D_m (\partial c / \partial x); \\ j_{my} &= -D_m (\partial c / \partial y); \\ j_{mz} &= -D_m (\partial c / \partial z). \end{aligned} \quad (15.9)$$

Формулы (15.8) и (15.9) являются выражением первого закона Фика.

Диффузионный поток газа всегда направлен в сторону уменьшения его концентрации, а градиент концентрации — в сторону ее увеличения. Чтобы левая и правая части формулы (15.8) имели одинаковый знак, ее правая часть взята со знаком минус. Из первого закона Фика следует, что коэффициент молекулярной диффузии не зависит от направления потока, т. е.  $D_{mx} = D_{my} = D_{mz}$ . Это вытекает из кинетической теории газов, согласно которой коэффициент молекулярной диффузии ( $m^2/c$ ) определяется по формуле

$$D_m = \frac{1}{3} \cdot l v_m, \quad (15.10)$$

где  $l$  — свободная длина пробега молекул;  $v_m$  — средняя скорость теплового движения молекул.

Коэффициент молекулярной диффузии зависит от свойств диффундирующих газов, их концентрации, температуры и давления. Среднее значение коэффициента молекулярной диффузии в воздухе для метана, углекислого газа и окиси углерода равно соответственно  $0,196 \cdot 10^{-4}$ ;  $0,556 \cdot 10^{-4}$  и  $0,133 \cdot 10^{-4} m^2/c$ .

Подобно молекулярному потоку турбулентный поток характеризуется градиентом концентрации газа  $c$  и эмпирическим коэффициентом пропорциональности  $D_T$ , называемым коэффициентом турбулентной диффузии, ( $m^2/c$ ), т. е.

$$j_T = -D_T \text{grad}' c. \quad (15.11)$$

Компоненты турбулентного потока по осям координат имеют вид:

$$\begin{aligned} j_{Tx} &= -D_{Tx} (\partial c / \partial x); \\ j_{Ty} &= -D_{Ty} (\partial c / \partial y); \\ j_{Tz} &= -D_{Tz} (\partial c / \partial z). \end{aligned} \quad (15.12)$$

В выражении (15.12) принято  $D_{Tx} \neq D_{Ty} \neq D_{Tz}$ . Знак минус в выражениях (15.11) и (15.12) имеет тот же смысл, что и в формулах (15.8) и (15.9). Коэффициент турбулентной диффузии характеризует рассеивание газа в потоке за счет работы турбулентных пульсаций. Для штрекообразных выработок его значения находятся в пределах  $(1 \div 7) 10^{-3} m^2/c$ . На процесс распространения газа в выработке существенное влияние оказывает также неравномерность распределения скоростей движения воздуха в ее по-

перечном сечении. Частицы газа у поверхности выработки движутся медленнее, чем в средней части сечения. В результате происходит растяжение объемов газа вдоль выработки — градиентная диффузия, т. е. диффузия, вызываемая наличием поперечного градиента скорости. Градиентная диффузия в продольном направлении в какой-либо точке потока пропорциональна разности скорости потока в этой точке и его средней скорости. Так как эта разность во много раз больше пульсационной скорости в точке, определяющей турбулентную диффузию, градиентная диффузия имеет значительно большую интенсивность, чем турбулентная диффузия. Градиентная и турбулентная диффузия в продольном направлении налагаются друг на друга. Их совокупное действие характеризуется эффективным коэффициентом продольной диффузии  $D_{эф}$ . Он характеризует среднюю в поперечном сечении потока интенсивность продольного переноса газа за счет неравномерности скоростного поля в сечении и турбулентного переноса. Величина  $D_{эф}$  для горных выработок зависит от их шероховатости, поперечных размеров и скорости движения воздуха. От коэффициента  $D_{эф}$  зависит суммарный турбулентный диффузионный газовый поток, определяемый по формуле

$$I = -SD_{эф}(\partial c_c/\partial x) = -SD_{эф}(dc_c/dx), \quad (15.13)$$

где  $S$  — площадь поперечного сечения потока;  $c_c$  — средняя концентрация газа в поперечном сечении;  $x$  — продольная координата.

Обмен объемами газозадушной смеси при турбулентной диффузии происходит под действием пульсационных скоростей. Так как перенос вещества под действием пульсационных скоростей является особым видом конвективного переноса, то мгновенные турбулентные потоки можно выразить в виде:

$$\begin{aligned} j_{Tx} &= cu_n; \quad j_{Ty} = cv_n; \\ j_{Tz} &= c\omega_n, \end{aligned}$$

где  $c$ ,  $u_n$ ,  $v_n$ ,  $\omega_n$  — мгновенные значения пульсации концентрации и компонент пульсационных скоростей.

Тогда средние значения турбулентных потоков за большой промежуток времени выразятся в виде:

$$j_{Tx} = \overline{cu_n}; \quad j_{Ty} = \overline{cv_n}; \quad j_{Tz} = \overline{c\omega_n}. \quad (15.14)$$

При определении физической сущности коэффициента турбулентной диффузии важную роль играет коэффициент  $D_T$  турбулентного обмена для импульса, который описывается выражением

$$\tau_{Txz} = \tau_{Tzx} = \rho D_{Tz}(du_c/dz), \quad (15.15)$$

где  $\tau_{Txz} = \tau_{Tzx}$  — касательные турбулентные напряжения в плоскости  $xOy$ , направленные вдоль оси  $Ox$ ;  $\rho$  — плотность потока.

Ось  $Ox$  направлена по потоку, ось  $Oy$  — перпендикулярно к боковым стенкам, ось  $Oz$  — перпендикулярно к кровле и почве

выработки. Касательные напряжения в плоскости, являющиеся результатом переноса через нее импульса в  $j$ -м направлении, имеют вид

$$\tau_{ij} = -P_i, \quad (15.16)$$

где  $P_i$  — поток импульса через единицу плоскости, перпендикулярной к  $i$ -й оси.

Вызываемый турбулентными пульсациями поток импульса через движущуюся площадку, перпендикулярную к  $i$ -й оси, выразится в виде

$$P_i = \overline{u_i I_i} - \bar{u}_i \bar{I}_i, \quad (15.17)$$

где  $I_i$  — компонента импульса в направлении  $i$ -й оси;  $\bar{u}_i$  — средняя местная скорость движения площадки в направлении  $i$ -й оси.

Выражение (15.17) характеризует турбулентный перенос импульса через площадку. Если импульс отнести к единице объема, то найдем, что

$$I_i = \rho u_i. \quad (15.18)$$

Из выражений (15.17) и (15.18) получим

$$P_i = \rho (\overline{u_i^2} - \bar{u}_i^2). \quad (15.19)$$

Скорость движения площадки в направлении  $i$ -й оси выразится в виде

$$u_i = \bar{u}_i + u_{pi}, \quad (15.20)$$

где  $u_{pi}$  — пульсационная составляющая скорости движения площадки.

Из выражений (15.19) и (15.20) с учетом выражения (6.24) получим

$$P_i = \rho \overline{u_{pi}^2} = \overline{\rho u_{pi} u_{pi}}. \quad (15.21)$$

В соответствии с выражением (15.21) поток импульса вдоль оси  $Oz$ , который характеризует касательные напряжения  $\tau_{zx}$  (в плоскости  $xOy$ ), направленные вдоль оси  $Ox$ , выразится в виде

$$P_z = \overline{\rho u_{pz} u_{pz}}; \quad (15.22)$$

где  $u_{pz}$  — мгновенное значение поперечной пульсационной скорости в направлении оси  $Oz$ ;

$$u_{pz} = a u_{px}; \quad (15.23)$$

$a$  — коэффициент пропорциональности.

Из выражения (15.23) с учетом выражения (6.36) для продольной пульсационной скорости имеем

$$u_{pz} = a l_z (\partial u_c / \partial z) = l_{1z} (\partial u_c / \partial z), \quad (15.24)$$

где  $u_c$  — средняя скорость потока в направлении оси  $Ox$ .

Заменяв в выражении (15.22) один сомножитель  $u_{пз}$  выражением (15.24), получим

$$P_z = \overline{\rho u_{пz} l_{1z}} (\partial u_c / \partial z). \quad (15.25)$$

Из выражений (15.15) и (15.16) следует, что для плоскопараллельного движения коэффициент турбулентного обмена для импульса является скалярной величиной, т. е.

$$D_{1z} = -\overline{u_{пz} l_{1z}}.$$

Для трехмерного движения коэффициент турбулентного обмена определяется девятью компонентами и является тензором II ранга.

Из выражений (15.18) и (15.25) следует, что турбулентный поток импульса можно выразить в виде

$$P_i = -D_{1i} (\partial \bar{I}_i / \partial i). \quad (15.26)$$

где  $\bar{I}_i$  — среднее по времени значение импульса в направлении  $i$ -й оси ( $i=x, y, z$ ).

Из сопоставлений выражения (15.26) с выражениями для турбулентного потока примеси (15.12) следует, что они тождественны, т. е. поток субстанции определяется производной величины  $s$  или  $I$ , характеризующей ее количество, и коэффициентом  $D_T$  или  $D_I$ . Это сходство определяется тождественностью турбулентного механизма переноса любой субстанции, т. е. обменом объемами среды под действием пульсационных скоростей. Поэтому коэффициент турбулентной диффузии может быть выражен аналогично коэффициенту турбулентного обмена для импульса в виде

$$D_T = -\overline{v_m l_c}, \quad (15.27)$$

где  $v_m$  — мгновенная скорость пульсационного движения элементарного объема газовой смеси в турбулентном потоке;  $l_c$  — расстояние, на которое перемещается этот объем до потери им своей индивидуальности.

В общем пульсационные величины  $u_{п}$  и  $l$  отличны от величин  $v_m$  и  $l_c$ . Однако в большинстве случаев принимают  $v_m = u_{п}$  и  $l_c = l$ , т. е.

$$D_T = D_j.$$

Такое допущение возможно в случае, если диффундирующий газ не оказывает заметного влияния на турбулентность потока. Для этого газ должен иметь одинаковую плотность с воздухом. Такие газы называются динамически пассивными. Если же плотность газа существенно отличается от плотности воздуха (метан, водород, сернистый газ, углекислый газ), его диффузия в воздухе сопровождается появлением объемных сил, которые изменяют величины  $u_{п}$  и  $l$  турбулентного потока, превращая их соответственно в величины  $v_m$  и  $l_c$ . Такие газы называются динамически активными. С уменьшением разности плотностей газа и воздуха уменьшается различие между  $v_m$  и  $u_{п}$ ,  $l_c$  и  $l$ . Так как ко-



эффицент турбулентной диффузии определяется пульсационной скоростью и длиной пути перемешивания, то он зависит от тех же факторов, от которых зависят величины  $u_{п}$  и  $l$  (от степени шероховатости поверхности выработки, скорости движения воздуха и размеров выработки).

**Закон распределения.** Газодинамические процессы в горных выработках являются процессами случайными, так как их характеристики в любой момент времени определяются комбинацией большого числа независимых факторов: геологическими условиями горного массива, его напряженным состоянием, газоносностью, режимом разрушения массива в процессе добычи, состоянием крепи, атмосферным давлением, пульсациями расхода воздуха. Поэтому все предыдущие описания процессов и их решения справедливы лишь в среднем, а в каждом отдельном случае возможно отклонение расчетных значений от фактических. Степень этого отклонения зависит от конкретной комбинации определяющих факторов в данный момент.

Под законом распределения понимается функция, связывающая значение случайной величины с вероятностью ее появления. В газовой динамике в качестве случайной величины принимается разность между ее фактическим значением в данный момент и математическим ожиданием (т. е. средним значением измеряемой величины при очень большом числе измерений).

Пусть имеются данные об изменении концентрации газа при стационарном газодинамическом процессе. Определим для этого процесса все отклонения  $\Delta c$  измеренных (мгновенных) значений концентрации газа от математического ожидания концентрации и разделим их на группы (или разряды) в зависимости от значений  $\Delta c$ : например,  $\Delta c_1 = (0 \div 0,1) \%$ ;  $\Delta c_2 = (0,1 \div 0,2) \%$  и т. д. Пусть число отклонений  $\Delta c_1$  в первом разряде равно  $n_1$ , во втором —  $n_2$  и т. д. Их сумма равна числу измерений  $N = \sum_{i=1}^m n_i$

(где  $i$  — номер разряда;  $m$  — число разрядов). Построим график (рис. 15.1), называемый гистограммой. На оси абсцисс отложены отклонения  $\Delta c_i$ , а на оси ординат — отношения  $n_i/N\Delta c_i$ . Суммарная площадь всех прямоугольников гистограммы равна единице. Чем меньше будет ширина прямоугольников, тем больше будет

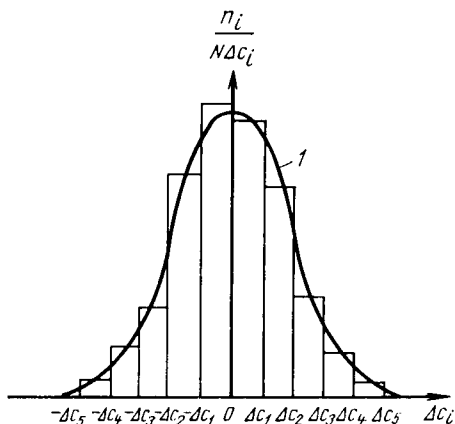


Рис. 15.1. Гистограмма распределения отклонений значений концентрации газа от ее математического ожидания: 1 — кривая, характеризующая плотность вероятности отклонений

ступенчатая линия приближаться к некоторой кривой, с которой она сольется в пределе при  $\Delta c_i \rightarrow 0$ . Эта кривая называется графиком плотности вероятности отклонений  $\Delta c$ . Она представляет собой графическое выражение закона распределения  $\Delta c$ .

Процессы метановыделения в угольных шахтах подчиняются нормальному закону распределения, описываемому кривой Гаусса (см. рис. 15.1), уравнение которой имеет вид

$$f = (1/\sigma \sqrt{2\pi}) \exp \left[ -\frac{1}{2} (\Delta c/\sigma)^2 \right], \quad (15.28)$$

где  $f$  — плотность вероятности отклонений;  $\sigma$  — среднеквадратическое отклонение;

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{N} \sum_{k=1}^N (\Delta c_k)^2}; \quad (15.29)$$

$N$  — общее число измерений;  $k$  — номер измерения.

При большом числе измерений

$$\bar{f} = \lim_{\Delta c \rightarrow 0} (n/N\Delta c).$$

*Коэффициент неравномерности газовыделения.* Газовыделение в шахте весьма неравномерно во времени. Степень неравномерности зависит от чередования производственных процессов в забоях, способов выемки и проведения выработок, управления кровлей, свойств угля и вмещающих пород, колебаний атмосферного давления. Неравномерность газовыделения в очистных забоях больше в добычные смены и меньше в ремонтные. При прочих равных условиях она увеличивается с повышением интенсивности добычи угля. При очистной выемке комбайнами газовыделение в лаве более равномерное, чем при выемке врубовыми машинами. Неравномерность газовыделения из выработанного пространства больше при управлении кровлей с обрушением, чем при закладке выработанного пространства. Для правильного расчета расхода воздуха, обеспечивающего допустимую концентрацию газа, необходимо знать максимальное значение газовыделения. Так как газовыделение в шахтах является случайным процессом, то ориентироваться на абсолютный максимум газовыделения нерационально, так как он будет встречаться редко, что приведет к неоправданному завышению расхода воздуха. К тому же установить абсолютный максимум случайного процесса весьма трудно. В таких случаях расчет ведут по статистическому максимальному значению газовыделения. Эта величина с заданной вероятностью будет больше любой замеренной величины газовыделения. Выразим статистическое максимальное значение газовыделения в виде

$$I_{\max} = I_c + \Delta I, \quad (15.30)$$

где  $I_c$  — среднее значение газовыделения в выработку;  $\Delta I$  — отклонение газовыделения от среднего его значения, при котором

определенное по формуле (15.30) газовыделение  $I_{\max}$  с некоторой вероятностью будет больше любого измеренного значения газовыделения. Отношение статистического максимального значения газовыделения к его среднему значению называется коэффициентом неравномерности газовыделения, т. е.

$$k_n = I_{\max}/I_c = 1 + \Delta I/I_c. \quad (15.31)$$

Отклонение  $\Delta I$  можно выразить через среднеквадратичное отклонение газовыделения, определяемое по формуле

$$\sigma = \sqrt{\left[ \sum_{k=1}^N (\Delta I_k)^2 \right] / N}, \quad (15.32)$$

где  $N$  — общее число измерений;  $k$  — номер измерения;  $\Delta I_k$  — отклонение измеренной величины газовыделения от его среднего значения  $I_c$ .

Величина  $\sigma$  представляет собой средний уровень отклонения фактического газовыделения от его среднего значения. При этом значительная часть фактически измеренных значений  $I$  будет превышать уровень  $I_c + \sigma$ . Если же этот уровень повысить до уровня  $I_c + 2\sigma$ , то число таких превышений будет значительно меньше. В теории вероятностей установлено, что при нормальном законе распределения случайной величины число отклонений, превышающих уровень  $I_c + 3\sigma$ , составляет около 0,15 % от всех измеренных значений газовыделения, т. е. вероятность величины  $I_{\max}$  равна 99,85 %. Следовательно, для определения максимального значения газовыделения можно использовать формулу

$$I_{\max} = I_c + 3\sigma. \quad (15.33)$$

Формула (15.33) выражает правило «трех сигма». Из формул (15.31) и (15.33) найдем, что

$$k_n = 1 + 3\sigma/I_c. \quad (15.34)$$

Значения коэффициента неравномерности метановыделения на угольных шахтах при нормальном ходе производственного процесса характеризуются следующими данными.

Очистные забои (нижний предел соответствует большему газовыделению)

На шахтах Донбасса:	
с пологими пластами . . . . .	1,3—1,9
с крутыми пластами . . . . .	≤ 2,3
с гидродобычей . . . . .	2,7—2,9
На шахтах Кузбасса и Воркутского месторождения . . . . .	1,4—2,2
Карагандинского бассейна при мощности пластов, м:	
до 1,5 . . . . .	1,3
свыше 1,5 . . . . .	1,5

Призабойная часть подготовительных выработок

При способах проведения выработок:

обычном . . . . .	1,2—2
гидравлическом . . . . .	2—2,2
взрывогидравлическом . . . . .	до 3,3

Из выработанных пространств в вентиляционные штреки

На шахтах Донбасса:	
с пологими пластами . . . . .	1,3—2,2
с крутыми пластами . . . . .	2,2—3
На шахтах Карагандинского бассейна . . . . .	2,1—2,35

Неравномерность газовыделения уменьшается при увеличении интенсивности газовыделения (рис. 15.2). Это объясняется тем, что величина среднеквадратичного отклонения газовыделения в значительной степени зависит от характера протекания производственных процессов. В результате с увеличением интенсивности газовыделения числитель дроби в формуле (15.34) растет медленнее, чем знаменатель, что приводит к уменьшению значений  $k_n$ . Каждый производственный процесс характеризуется своей зависимостью  $k_n(I)$ . Неравномерность газовыделения уменьшается при удалении от источника газовыделения (например, от забоя) вследствие растяжения газовой волны (рис. 15.3) и наложения колебаний дебитов других источников газовыделения при слиянии вентиляционных струй. В целом по угольной шахте значение  $k_n$  меньше, чем по отдельным ее участкам, и составляет 10—15% среднесуточного газовыделения.

На неравномерность газовыделения оказывает влияние изменение атмосферного давления. При резком уменьшении давления газовыделение увеличивается вследствие увеличения объема газа, находящегося в пустотах выработанного пространства, отбитом угле (руде), неventилируемых выработках, а также вследствие увеличения перепада давления, под действием которого происходит истечение газа в горные выработки.

Кроме кратковременных изменений дебитов отдельных источников газовыделения, вызываемых производственным процессом и колебаниями атмосферного давления, наблюдаются медленные

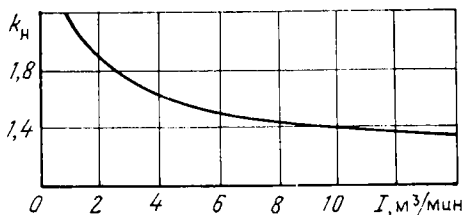


Рис. 15.2. График зависимости коэффициента неравномерности газовыделения  $k_n$  от интенсивности газовыделения  $I$

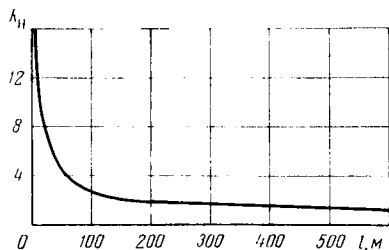


Рис. 15.3. График зависимости коэффициента неравномерности газовыделения  $k_n$  от расстояния  $l$  до источника газовыделения (до забоя) в подготовительной выработке, проводимой буровзрывным способом

изменения общего дебита газа шахты (горизонта), связанные с развитием горных работ. По мере достижения проектной мощности шахты ее газовый дебит растет. Затем при установившейся постоянной производительности он стабилизируется, а при устойчивом уменьшении производительности начинает уменьшаться.

**Определение числа измерений.** При определении среднеквадратичного значения некоторой величины (например, концентрации газа) среднеквадратичная погрешность вычисляется по формуле

$$\sigma_n = \sigma' / \sqrt{n_n}, \quad (15.35)$$

где  $\sigma'$  — среднеквадратичная погрешность одного измерения, которая дается в паспорте прибора;  $n_n$  — число измерений.

Для анализаторов метана  $\sigma' = \pm (0,1 \div 0,3) \%$ . Погрешность  $\sigma_n$  определяется из условий требуемой точности измерения. Так, если концентрация газа, равную 1 %, требуется измерить с точностью до 0,1 ее величины, то  $\sigma_n = 0,1 \%$ . Таким образом, при известных значениях  $\sigma'$  и  $\sigma_n$  по формуле (15.35) определяется требуемое число наблюдений. Практика показывает, что при измерении небольших значений концентрации газа даже со сравнительно большой погрешностью требуется производить значительное число измерений (рис. 15.4). Для уменьшения числа измерений необходимо пользоваться более точными приборами. Так, для определения концентрации газа, равной 0,25 %, с погрешностью 0,025 % при  $\sigma' = \pm 0,3 \%$  потребное число измерений равно 60, а при  $\sigma' = \pm 0,1 \%$  оно уменьшается до 14.

**Определение средней величины газовой выделенности.** Средняя величина газовой выделенности в выработке определяется по формуле

$$I_c = I_{c.k} - I_{c.n}, \quad (15.36)$$

где  $I_{c.n}$ ,  $I_{c.k}$  — дебит газа в вентиляционном потоке соответственно в начале и конце выработки.

Для определения значений  $I_{c.k}$  и  $I_{c.n}$  измеряются дебит воздуха в начале  $Q_n$  и конце  $Q_k$  выработки и средняя концентрация

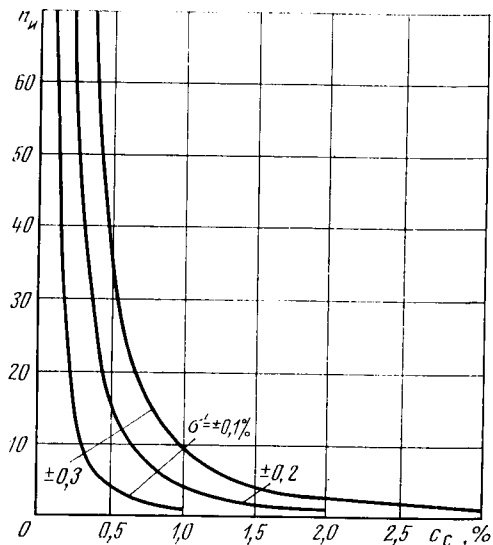


Рис. 15.4. График зависимости числа измерений  $n_n$  от средней концентрации газа  $c_c$  ( $\sigma'$  — погрешность одного измерения)

газа  $c_{с.н}$  и  $c_{с.к}$ , а затем средние значения газовой выделенности определяются по формулам:

$$\left. \begin{aligned} I_{с.к} &= Q_k c_{с.к} / 100; \\ I_{с.н} &= Q_n c_{с.н} / 100. \end{aligned} \right\} \quad (15.37)$$

Если значения дебита и средней концентрации газа в начале и конце выработки постоянны, то их измерения можно производить в любой последовательности. В шахтных же условиях они изменяются во времени, что вносит погрешность в измерение  $I_c$ . Например, если при одновременных измерениях в начале и конце выработки в ее начале появилось газовое облако (вследствие взрывных работ, работы комбайнов и др.), то при этом увеличится значение  $c_{с.н}$  и уменьшится значение  $I_c$ , рассчитанное по формуле (15.36). Если в момент измерений газовое облако будет в конце выработки, то это вызовет увеличение значений  $c_{с.к}$  и  $I_c$ . Чтобы избежать влияния нестационарности газовой выделенности, измерения величин  $c_{с.н}$  и  $c_{с.к}$  необходимо производить в одном и том же объеме воздуха, т. е. со сдвигом во времени на величину

$$t = L_n / u_c, \quad (15.38)$$

где  $L_n$  — расстояние между пунктами измерений;  $u_c$  — средняя скорость движения воздуха между пунктами измерений.

Сдвиг измерений во времени целесообразен, несмотря на то, что нестационарность расхода воздуха требует производства одновременных измерений. Это объясняется тем, что степень нестационарности расхода воздуха меньше, чем газовой выделенности.

## 15.2. Уравнение конвективной диффузии

Процесс распространения газа в выработке под действием конвективного переноса, молекулярной и турбулентной диффузии носит название конвективной диффузии. Общее уравнение турбулентной конвективной диффузии имеет вид

$$\partial c_m / \partial t + \partial c_m u / \partial x + \partial c_m v / \partial y + \partial c_m w / \partial z = 0; \quad (15.39)$$

$$\left. \begin{aligned} c_m &= c_c + c_n; \\ u &= u_c + u_n; \\ v &= v_c + v_n; \\ w &= w_c + w_n, \end{aligned} \right\} \quad (15.40)$$

где  $c_m$  — мгновенное значение концентрации газа;  $u, v, w$  — мгновенные значения компонент скорости движения воздуха;  $c_c$  — средняя концентрация газа;  $u_c, v_c, w_c$  — средние значения компонент скорости движения воздуха;  $u_n, v_n, w_n$  — пульсационные составляющие скорости движения воздуха;  $c_n$  — пульсационная концентрация газа;  $t$  — время.

Уравнение (15.39) не учитывает молекулярную диффузию. Подставив в уравнение (15.39) выражение (15.40) и произведя усреднение по времени согласно выражению (6.24), получим

$$\begin{aligned} & \overline{dc_c/\partial t} + u_c \overline{dc_c/\partial x} + v_c \overline{dc_c/\partial y} + w_c \overline{dc_c/\partial z} = \\ & = (\partial/\partial x) (D_{T_x} \overline{dc_c/\partial x}) + (\partial/\partial y) (D_{T_y} \overline{dc_c/\partial y}) + (\partial/\partial z) (D_{T_z} \overline{dc_c/\partial z}). \end{aligned} \quad (15.41)$$

Из сравнения уравнения (15.41) с выражениями (15.6) и (15.12) следует, что три последних слагаемых левой части уравнения (15.41) представляют собой сумму производных от конвективных потоков по осям координат, а слагаемые правой части — сумму производных от турбулентных потоков. Таким образом, уравнение (15.41) выражает закон сохранения массы при переносе, т. е. суммарное количество газа, вносимое в некоторый произвольный объем и выносимое из него конвективным и турбулентным потоками, равно приращению количества газа в этом объеме. Это приращение характеризуется отношением  $\overline{dc_c/\partial t}$ . При  $\overline{dc_c/\partial t} = 0$  (т. е. при стационарном переносе) вносимое количество газа равно выносимому количеству газа.

Если к правой части уравнения (15.41) добавим производные от молекулярных потоков (15.9), то получим полное уравнение конвективной диффузии.

$$\begin{aligned} \overline{dc_c/\partial t} + u_c \overline{dc_c/\partial x} + v_c \overline{dc_c/\partial y} + w_c \overline{dc_c/\partial z} = & (\partial/\partial x) [(D_{T_x} + D_m) \overline{dc_c/\partial x}] + \\ & + (\partial/\partial y) [(D_{T_y} + D_m) \overline{dc_c/\partial y}] + (\partial/\partial z) [(D_{T_z} + D_m) \overline{dc_c/\partial z}]. \end{aligned} \quad (15.42)$$

При  $\overline{dc_c/\partial t} = 0$  имеем случай стационарной диффузии.

Так как в уравнение диффузии входит скорость потока, решать его необходимо совместно с уравнением движения. Кроме того, для решения уравнения необходимо знать зависимость коэффициентов диффузии от скорости потока и координат, а также начальные и граничные условия (т. е. концентрацию газа при  $t=0$  и на поверхности выработки). Уравнение диффузии описывает процесс переноса газа в весьма малом объеме, т. е. в точке. Его интегрирование позволяет определить характер распределения концентрации газа в пространстве (поле концентрации). Последнее может быть использовано для оценки газовой ситуации в выработке и опасности ее загазования, для организации вентиляции и расчета расхода воздуха.

При постоянной плотности газовоздушной смеси уравнение неразрывности (6.4) выразится в виде

$$\partial u/\partial x + \partial v/\partial y + \partial w/\partial z = 0. \quad (15.43)$$

При диффузии в общем случае плотность газовоздушной смеси переменна, т. е.

$$\rho = \rho_v - \Delta \rho_{см}, \quad (15.44)$$

где  $\rho_v$  — плотность воздуха;  $\Delta \rho$  — разность плотностей воздуха и диффундирующего газа.

Подставив выражение (15.44) в уравнение (6.4) и произведя дифференцирование с учетом выражений (15.40), получим

$$-\Delta\rho\partial c_m/\partial t - \Delta\rho(\partial c_m u/\partial x + \partial c_m v/\partial y + \partial c_m w/\partial z) + \rho_v(\partial u/\partial x + \partial v/\partial y + \partial w/\partial z) = 0.$$

Сопоставляя последнее уравнение с выражением (15.39), найдем, что и в этом случае уравнение неразрывности выразится в виде

$$\partial u/\partial x + \partial v/\partial y + \partial w/\partial z = 0. \quad (15.45)$$

Таким образом, несмотря на изменение плотности потока вследствие изменения в нем концентрации диффундирующего газа, смесь воздуха и газа ведет себя как несжимаемая жидкость.

### 15.3. Стационарные и нестационарные газодинамические процессы

Стационарным называется газодинамический процесс, характеристики которого постоянны во времени. Стационарные процессы газопереноса имеют место при постоянных вентиляционном режиме и интенсивности газовыделения. Примером стационарного процесса газопереноса является процесс распространения газов в воздушных потоках у газоотдающих обнаженных поверхностей выработки или выработанного пространства в течение короткого периода времени (для которого интенсивность газовыделения постоянна) при условии постоянства вентиляционного режима на участке. У газоотдающей поверхности образуется диффузионный пограничный слой (область потока, в пределах которой происходит изменение концентрации газа, выделившегося в поток из источника). В зависимости от условий диффузионный пограничный слой может заполнять всю выработку или ее часть (рис. 15.5). С увеличением скорости движения воздуха уменьшаются толщина диффузионного пограничного слоя и концентрация газа в нем. Последнее является следствием увеличения доли продольного конвективного переноса по сравнению с поперечным турбулентным переносом при одновременном их увеличении. В результате этого за одно и то же время частица газа  $a$  (рис. 15.6) при малой скорости движения воздуха переместится под суммарным действием конвективного  $j_{k1}$  и турбулентного  $j_{T1}$  потоков в положение  $a'$ , а при большей скорости движения воздуха под действием непропорционально изменившихся потоков  $j_{k2}$  и  $j_{T2}$  — в положение  $a''$ , вследствие чего толщина диффузионного слоя уменьшится. Повышение турбулизации воздушного потока при неизменной его скорости вызовет увеличение поперечного турбулентного переноса при постоянном конвективном переносе, в результате чего частица займет положение  $a'''$  и толщина диффузионного слоя увеличится. Толщина диффузионного слоя положена в основу диффузионного метода определения интенсивности турбулентности и коэффициента турбулентного обмена.



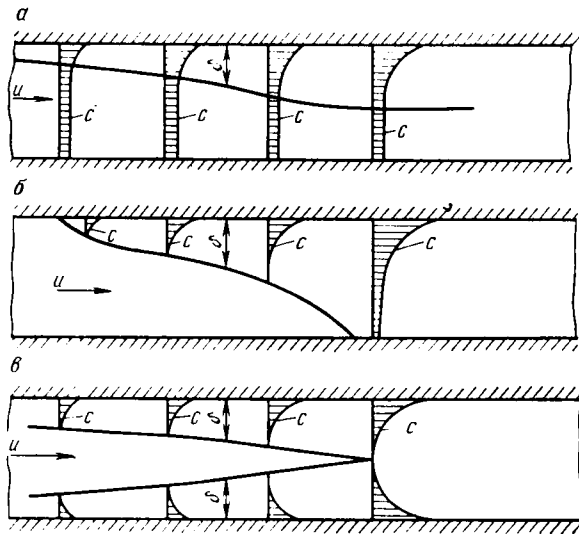


Рис. 15.5. Схемы переноса выделяющегося с поверхности выработки газа эпюры его концентрации  $c$  ( $\delta$  — толщина диффузионного пограничного слоя):

*a* — при относительно интенсивном конвективном переносе газа вдоль выработки и сравнительно малой интенсивности его выделения; *b* — при большой интенсивности газовой выделении и малой интенсивности конвективного переноса; *v* — при одновременном газовой выделении из кровли и почвы

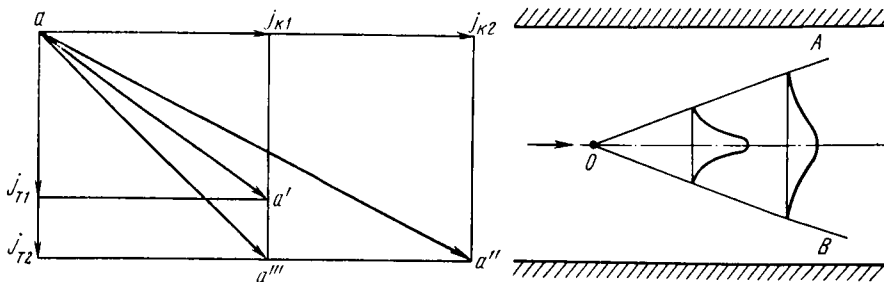


Рис. 15.6. Схема, поясняющая образование диффузионного пограничного слоя и газоотдающей поверхности

Рис. 15.7. Схема, поясняющая перенос газа, выделяемого точечным источником

Распределение концентрации газа по толщине потока во всех его поперечных сечениях подчиняется экспоненциальному закону:

$$c_c = c_r \exp(-az_1);$$

$$z_1 = z/\delta, \tag{15.46}$$

где  $c_r$  — концентрация газа на газоотдающей поверхности;  $z$  — расстояние по нормали от газоотдающей поверхности;  $\delta$  — толщина диффузионного слоя в данном сечении потока;  $a$  — коэффициент, зависящий от условий диффузии.

При постоянной интенсивности газовой выделения по длине выработки концентрация газа на газоотдающей поверхности увеличивается вдоль потока, а с увеличением скорости потока (числа Рейнольдса) она уменьшается.

В диффузионном пограничном слое, который образуется при действии точечного источника газа, расположенного в потоке чистого воздуха, распределение концентрации газа в диффузионном слое описывается кривой, близкой к кривой Гаусса (рис. 15.7). Кривые распределения концентраций во всех поперечных сечениях факела подобны.

Нестационарным называется газодинамический процесс, характеристики которого изменяются во времени. Нестационарные процессы газопереноса возникают при непостоянстве газовой выделения или вентиляционного режима в выработке. Примером их являются процессы проветривания выработок после взрывных работ, разгазования выработок, газопереноса при изменении расхода воздуха в выработках. Нестационарные процессы газопереноса в шахтах имеют место при:

- мгновенных источниках газовой выделения;
- изменяющейся интенсивности источника газовой выделения;
- изменяющемся режиме вентиляции;
- рециркуляции.

При мгновенных источниках газовой выделения (при производстве взрывов, внезапных выбросах газа и др.) в выработку за весьма короткий промежуток времени выбрасывается газовое облако. Попадая в воздушный поток, оно начинает распространяться по выработке, занимая все больший объем, вследствие чего концентрация газа в облаке постепенно уменьшается. Аналогичное уменьшение концентрации газов происходит и в месте его выделения.

При изменяющейся интенсивности источника газовой выделения (газовыделение с обнаженной поверхности выработок в течение длительного промежутка времени, из отбитой горной массы и др.) в выработку в единицу времени выделяется различное количество газа. При этом его концентрация в диффузионном пограничном слое у источника газовой выделения изменяется во времени в соответствии с изменением его интенсивности. Изменяется также толщина диффузионного пограничного слоя. Например, концентрация газа в воздухе возле отбитого угля сначала сравнительно большая, а затем быстро уменьшается. Газовыделение с обнаженной поверхности угольного пласта и из отбитого угля при пуске комбайна быстро возрастает вследствие его внедрения во все менее дегазированные участки пласта, а затем оно стабилизируется. В соответствии с газовой выделением концентрация газа возле комбайна вначале растет, а затем устанавливается на некотором уровне.

Кроме нестационарных процессов газопереноса, при изменяющейся интенсивности источника происходит и нестационарный процесс газовой выделения (газовыделение при суфлярах, внезапных выбросах, работе двигателей внутреннего сгорания в нестациона-

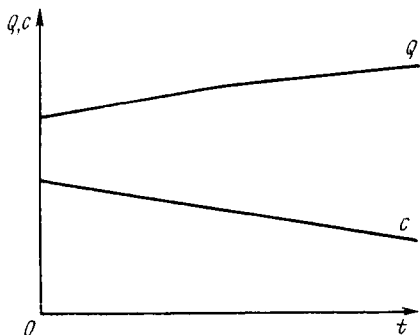


Рис. 15.8. График изменения во времени  $t$  расхода воздуха  $Q$  и концентрации газа  $c$  при отсутствии скопленений газа

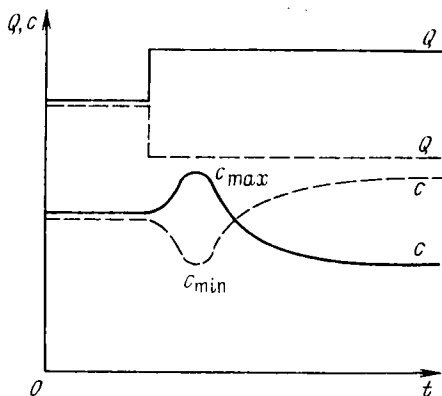


Рис. 15.9. График изменения во времени  $t$  расхода воздуха  $Q$  и концентрации газа  $c$  при наличии скопленений газа

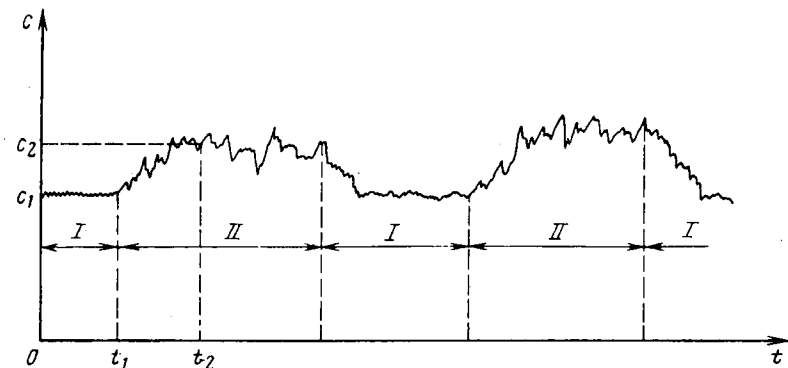


Рис. 15.10. График изменения во времени  $t$  концентрации метана  $c$  при работе (I) и остановке (II) добычного комбайна

нарном режиме, а также газовыделение из участков выработанного пространства, расстояние которых до начала вентиляционного штрека постоянно).

При изменяющемся режиме вентиляции (при переменном расходе воздуха в выработке) нестационарные процессы газопереноса могут носить двоякий характер. Если на пути движения воздуха (в выработках и выработанном пространстве) нет скопленений газа, то изменение расхода воздуха сразу вызывает изменение концентрации газа (рис. 15.8). Если же на пути движения воздуха имеются скопления газа, то изменение режима вентиляции может привести к неожиданным последствиям. Так, увеличение расхода воздуха может вызвать увеличение концентрации газа, а уменьшение расхода воздуха — уменьшение концентрации газа (рис. 15.9). При этом концентрация газа изменяется вначале в одном направлении, а затем, достигнув точки экстре-

мума (максимума или минимума), изменяется в другом направлении (например, вначале увеличивается, а затем уменьшается).

Процессы газопереноса при рециркуляции происходят при местном проветривании тупиковых выработок и работе подземных вспомогательных вентиляторов. Различают монотонные, экстремальные, периодические и переходные нестационарные газодинамические процессы.

Характеристики монотонных процессов изменяются во времени только в одном направлении (например, концентрация газа только уменьшается или только увеличивается). Примером их являются процессы проветривания выработки после взрывных работ, газопереноса при рециркуляции и истощении источников газовыделения (при газовыделении из отбитой горной массы, с обнаженной поверхности за длительный период и др.), изменении нагрузки на лаву, включении или отключении дегазации и др.

Характеристики экстремальных процессов проходят через точку экстремума (например, концентрация газа может вначале увеличиваться, а затем уменьшаться). Такие процессы могут происходить в угольных шахтах при изменении режима вентиляции, а также при работе и периодических остановках комбайна.

Периодические процессы характеризуются периодическим увеличением и уменьшением интенсивности газовыделения и аналогичным изменением концентрации газа в воздухе (рис. 15.10). Причинами таких процессов являются периодическое изменение интенсивности технологических процессов (работа добычных или проходческих комбайнов по газоносному пласту с периодическими остановками), периодический выпуск руды из магазина после взрывной отбойки, сопровождающийся выделением содержащихся в пустотах между отбитой рудой газов ВВ, периодическое чередование процессов по отбойке угля с другими производственными процессами (крепление, настилка пути). Периодически изменяется общешахтное газовыделение при периодическом изменении производительности шахты. Так как при периодическом изменении интенсивности газовыделения (или концентрации газа) периодически проходит через точки максимума и минимума, такой процесс является разновидностью экстремального газодинамического процесса.

Переходный процесс имеет место при переходе условий, определяющих его течение, из одного стационарного состояния в другое. Переходными могут быть как процессы газовыделения, так и процессы газопереноса. Последние имеют особое значение при организации автоматического управления вентиляцией в газовой шахте.

Рассмотренное выше деление газодинамических процессов на стационарные и нестационарные является условным. Любой газодинамический процесс, взятый за большой промежуток времени, претерпит изменения. Эти изменения определяются углублением горных работ, изменениями технологии добычи полезного ископаемого, геологических условий при развитии горных работ

производительности шахты и другими факторами. Если изменения в газодинамическом процессе незначительны в течение какого-либо интервала времени, то процесс можно считать стационарным, который подлежит определению в каждом конкретном случае.

#### 15.4. Диффузия активных газов

Рассмотрим поток воздуха в наклонной выработке (рис. 15.11), плотность которого вследствие происходящих в нем процессов диффузии изменяется, увеличиваясь от кровли к почве. Выделим в потоке некоторый элементарный объем  $\omega$  (см. рис. 15.11), находящийся в данный момент в слое 1 плотностью  $\rho_1$ . Пусть в следующее мгновение он переместился под действием пульсационной скорости в слой 2 с плотностью  $\rho_2$ , причем  $\rho_2 < \rho_1$ . Допустим, что расстояние между слоями 1 и 2 равно или меньше длины пути перемешивания  $l$ , т. е. объем  $\omega$  в слое 2 сохраняет еще свою индивидуальность и его плотность примерно равна  $\rho_1$ . Тогда вследствие разности плотностей смеси в объеме  $\omega$  и в окружающих его объемах появится направленная вертикально вниз (по направлению свободного падения) выталкивающая сила, которая будет стремиться вернуть объем  $\omega$  в исходное положение. Эта сила, отнесенная к единице объема, выразится в виде

$$f = g(\rho_1 - \rho_2), \quad (15.47)$$

где  $g$  — ускорение свободного падения.

Эта сила будет действовать на объем  $\omega$  на всем пути перемещения из слоя 1 в слой 2.

Проекция силы  $f$  на ось  $Oz$ , равная  $f_z$ , действуя против пульсационной скорости, перемещающей объем  $\omega$ , как бы уменьшает ее на некоторую величину  $v_f$ , которая не зависит от направления пульсационной скорости  $v_p$ . При перемещении объема  $\omega$  вниз под действием пульсационной скорости сила  $f_z$  также будет препят-

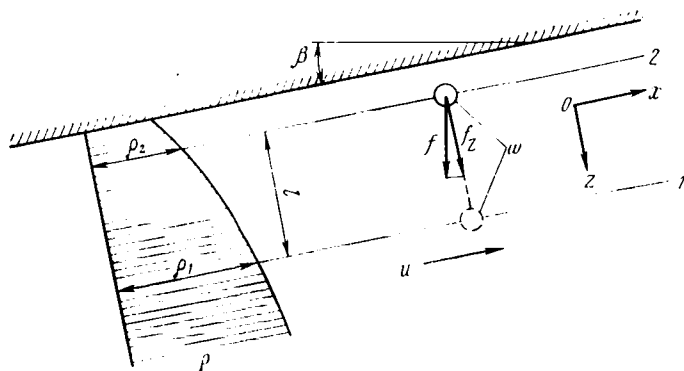


Рис. 15.11. Схема, поясняющая действие объемных сил при диффузии активного газа

ствовать его движению. Величина ее не изменится, но направлена она будет вверх, т. е. по-прежнему против пульсационной скорости. Приведенные выше рассуждения касались случая, когда плотность потока возрастала от кровли к почве. При уменьшении плотности от кровли к почве те же объемные силы будут способствовать перемещению объема  $\omega$  под действием пульсационных сил, так как их направление будет совпадать с направлением пульсационной скорости, под действием которой происходит перемешивание газов в направлении оси  $Oz$ . Поэтому диффузионная скорость, под действием которой происходит диффузия активного газа, выразится в виде

$$v_m = v_n \pm v_f. \quad (15.48)$$

Знак минус в выражении (15.48) принимается при увеличении плотности потока от кровли к почве, знак плюс — при его уменьшении в том же направлении. Выражение (15.48) справедливо и в случае использования среднеквадратичной скорости, т. е.

$$v_{m.c} = v_{n.c} \pm v_{f.c}. \quad (15.49)$$

При  $v_f > 0$ , когда плотность потока уменьшается от кровли к почве, объемные силы способствуют перемешиванию газа в направлении, перпендикулярном к основному движению; при  $v_f < 0$ , когда плотность потока увеличивается от кровли к почве, они препятствуют перемешиванию. Уменьшение интенсивности перемешивания при  $v_f < 0$  является результатом уменьшения поперечных пульсационных скоростей, а при постоянной средней скорости потока — результатом уменьшения интенсивности турбулентности. Если отрицательная скорость  $v_f$  по абсолютной величине равна пульсационной  $v_n$ , то согласно выражению (15.48)  $v_m = 0$  и интенсивность турбулентности ( $\varepsilon = v_m/u_c$ ) равна нулю, т. е. в этом случае происходит затухание турбулентности под действием объемных сил. Вследствие этого резко уменьшается или совсем прекращается турбулентный перенос газа в поперечном направлении и создаются условия для его накопления у газоотдающих поверхностей. Затухание турбулентности характеризуется числом Ричардсона, определяемым по формуле

$$Ri = \frac{g \left| \frac{\partial \rho}{\partial z} \right|}{\left( \frac{\partial u_c}{\partial z} \right)^2} \cos \beta, \quad (15.50)$$

где  $\rho$  — плотность потока в точке с координатой  $z$ , кг/м<sup>3</sup>;  $z$  — координата, отсчитываемая по нормали к кровле (почве), м;  $\beta$  — угол наклона выработки к горизонту, градусы;  $u_c$  — средняя скорость потока в точке с координатой  $z$ , м/с.

Число  $Ri$  пропорционально отношению работы объемных сил к кинетической энергии пульсационного движения в рассматриваемой точке потока.

можно показать, что

$$Ri = (v_{f,c}/u_{п,c})^2.$$

При  $v_{f,c} = u_{п,c}$  происходит затухание турбулентности (если векторы скоростей противоположны). Этому соответствует критическое значение числа Ричардсона, определяемое по формуле

$$Ri_{кр} = (v_{п,c}/u_{п,c})^2. \quad (15.51)$$

Так как  $v_{п,c} < u_{п,c}$ , то критическое значение  $Ri_{кр} < 1$ . Исследования МГИ показывают, что отношение  $v_{п,c}/u_{п,c}$  зависит от числа Рейнольдса потока и увеличивается в направлении к его оси. При  $Re \approx 10^4$  у поверхности выработки критическое значение  $Ri_{кр} \approx 0,05$ . При большом числе Рейнольдса можно считать, что  $Ri_{кр} \approx 0,3$ . Уменьшение числа Ричардсона по сравнению с его критическим значением свидетельствует об улучшении условий турбулентного перемешивания в поперечном направлении. Их отношение служит критерием степени влияния объемных сил на турбулентную диффузию. Так как объемные силы изменяют пульсационную составляющую скорости, то согласно выражению (15.26) эти силы должны влиять и на коэффициент турбулентной диффузии  $D_T$ . При отсутствии объемных сил согласно выражению (15.49) имеем

$$v_{м,c} = v_{п,c}; \quad l_c = l; \quad D_T = D_I = D_{T,п},$$

где  $D_{T,п}$  — коэффициент турбулентной диффузии пассивного газа.

Отношение  $D_T/D_I$  (или  $D_{T,п}$ ) можно выразить через число Ричардсона:

$$\begin{aligned} \varphi = D_{T,z}/D_{Iz} = D_{T,z}/D_{T,п,z} = \\ = 1 - Ri_1^{1/2} - 2Ri_1 + 2Ri_1^{3/2} + Ri_1^2 - Ri_1^{5/2}; \end{aligned} \quad (15.52)$$

$$Ri_1 = Ri/Ri_{кр},$$

где  $Ri'$  — критическое значение числа Ричардсона.

Таким образом, имеем

$$D_T = \varphi D_I = \varphi D_{T,п}. \quad (15.53)$$

Воздушные потоки, плотность которых переменна в их поперечном сечении, называются стратифицированными (латинское «стратирум» — слой). Их можно представить состоящими из тонких параллельных слоев, в пределах которых плотность в поперечном направлении постоянна. В наклонных выработках слой газовой смеси с более высоким содержанием газа (по сравнению с остальными слоями потока) имеет тенденцию перемещаться вдоль выработки под действием разности плотностей, вследствие чего проявляющиеся при этом интегральные объемные силы могут существенно изменять среднее скоростное поле потока (особенно у поверхности выработок, где наиболее часто происходит образование слоев газа повышенной концентрации). Если в стратифицированном потоке, движущемся по наклонной выработке вниз, у кровли плотность газовой смеси

смеси меньше, чем в остальной части потока, то в этом случае тенденция легкого слоя всплывать может привести к заметному уменьшению скорости потока под кровлей или даже к его опрокидыванию. В восходящих же потоках более легкие слои могут иметь более высокую скорость движения.

### 15.5. Слоевые скопления газов

Слоевое скопление — скопление газовой смеси (с относительно высоким содержанием газа) в виде слоя вдоль кровли или почвы выработки, длина которого значительно (в 5 раз и более) превосходит его толщину. Наиболее часто наблюдаются слоевые скопления метана у кровли выработок. Реже встречаются слоевые скопления углекислого газа у почвы. Содержание метана в слоевых скоплениях может достигать 100 %, а их толщина — 70 см. Протяженность таких скоплений вдоль выработки может превышать 250 м. Наблюдалось движение слоев метана вверх по выработке со скоростью до 0,25 м/с. В таких условиях ведение взрывных работ или нарушение взрывобезопасности машин и механизмов могут привести к взрыву. Скопление тяжелых газов у почвы выработки вызывает опасность отравления или удушья рабочих. Опасность усугубляется тем, что слои не всегда обнаруживаются, так как часто среднее содержание газа в исходящей из выработок струе находится в пределах нормы.

Слоевые скопления могут образовываться при выделении газа из суфляров, с обнаженной поверхности пласта и из отбитого угля в условиях высокой интенсивности газовыделения и малых скоростей движения воздуха (призабойные участки тупиковых выработок, выработки в зоне неустановившегося горного давления, места суфлярных выделений). При образовании слоевых скоплений градиенты скоростей уменьшаются, что приводит к ослаблению турбулентности в пределах слоя, уменьшению переноса газа от кровли в поток и к накоплению его у кровли. Влияние угла наклона выработки и направления движения воздуха на развитие скоплений имеет сложный характер. С увеличением угла наклона выработки уменьшается нормальная составляющая локальных объемных сил, что улучшает условия перемешивания (в восходящем потоке это влияние больше). Если слой метана развился настолько, что начинает перемещаться вдоль выработки под действием интегральных объемных сил (разности удельных весов слоя и воздуха в основном потоке), то при увеличении угла наклона выработки повышается скорость этого движения. Тогда при восходящем потоке воздуха скорость движения слоя относительно основного потока уменьшается, в результате чего ухудшается перемешивание. При нисходящем потоке относительная скорость движения слоя возрастает, что улучшает перемешивание. В процессе выполненных экспериментов МГИ образование слоев метана у кровли наблюдалось чаще при нисходящем движении воздуха. Вопрос этот подлежит дальнейшему изучению. Слоевые



скопления метана чаще появляются в высоких выработках, так как при постоянном количестве воздуха градиенты скорости в направлении, перпендикулярном к кровле, в высоких выработках меньше, чем в более низких выработках, в результате чего увеличивается число  $Ri$ . Увеличение шероховатости поверхности выработки способствует диффузии газа в поток. Однако с увеличением шероховатости поверхности уменьшаются скорость воздушного потока вблизи нее и конвективный перенос газа вдоль потока. Последнее способствует скопленю газа у поверхности выработки. При самостоятельном движении слоя в наклонной выработке (под действием разности удельных весов) в случае увеличения шероховатости поверхности уменьшается скорость движения слоя. Это способствует уменьшению скорости его движения относительно основного воздушного потока при их встречном движении, а также при попутном движении в случае малой скорости движения воздуха, что в итоге затрудняет диффузию газа из слоевого скопления в поток.

С газодинамической точки зрения для сформировавшегося слоевого скопления характерно замедление поперечного переноса газа в пределах скоплений, что вызывает уменьшение нормальных производных от концентраций и коэффициентов диффузии. В результате этого эпюры концентрации газа при наличии слоевого скопления имеют вид, показанный на рис. 15.12. При слоевом скоплении кривая концентрации газа имеет точку перегиба (см. рис. 15.12). Поэтому слоевым скоплением следует считать такое скопление газа у поверхности выработки, кривая концентрации в котором имеет точку перегиба. Толщина слоевого скопления равна расстоянию по нормали от поверхности выработки до точки перегиба кривой концентрации. На рис. 15.13 показано распределение концентрации газа в пределах слоевого скопления у кровли выработки. Если в выработке наблюдаются такие слоевые скопления газа, то это свидетельствует о недостаточной эффективности вентиляции, если даже в пределах слоя содержание газа не превышает допустимой концентрации. В этом случае нельзя гарантировать, что со временем содержание газа не увеличится. Не следует смешивать понятие слоевого скопления газа с более общим понятием слоевого загазования выработки. Под последним понимается протяженный участок у поверхности выработки, в пределах которого содержание газа превышает допустимую концентрацию. При слоевом загазовании кривая концентрации может и не иметь точки перегиба. Борьба со слоевыми скоплениями газа осуществляется путем увеличения скорости движения воздуха. Практика показывает, что слоевые скопления метана отсутствуют при средней (по поперечному сечению выработки) скорости движения воздуха, равной 0,5—1 м/с. Весьма эффективным средством борьбы со слоевыми скоплениями газа является уменьшение газовыделения в выработку (например, путем дегазации прилегающего к выработке массива угля). В случае невозможности или нецелесообразности

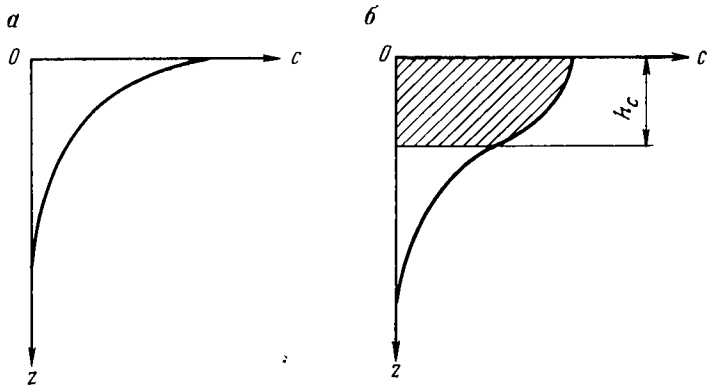


Рис. 15.12. График распределения концентрации  $c$  легкого газа в поперечном сечении выработки:

$a$  — при интенсивной диффузии газа в поток;  $b$  — при слоевом скоплении газа;  $h_c$  — толщина слоевого скопления газа

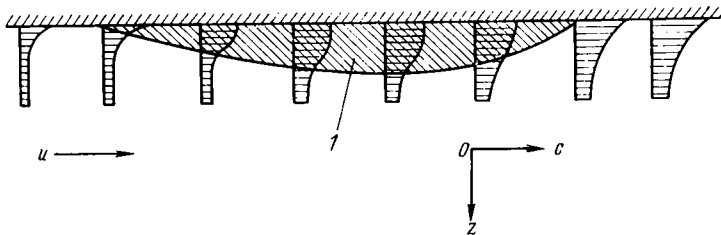


Рис. 15.13. Схема распределения концентрации легкого газа по длине слоевого скопления у кровли выработки:

1 — слоевое скопление газа

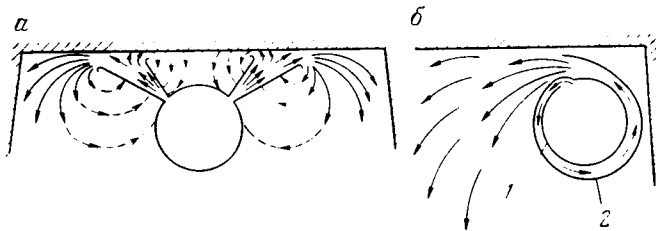


Рис. 15.14. Схемы использования взвихряющих воздухопроводов для ликвидации слоевых скоплений газа:

$a, b$  — выпуск сжатого воздуха в виде обычных и закрученных свободных струй соответственно; 1 — воздухопровод; 2 — спиральный кожух

увеличения скорости движения воздуха или применения дегазации можно использовать взвихряющие воздухопроводы местного проветривания или воздухопроводы сжатого воздуха. Из воздухопровода через специальные отверстия, расположенные на определенном расстоянии одно от другого по длине, выпускается сжа-

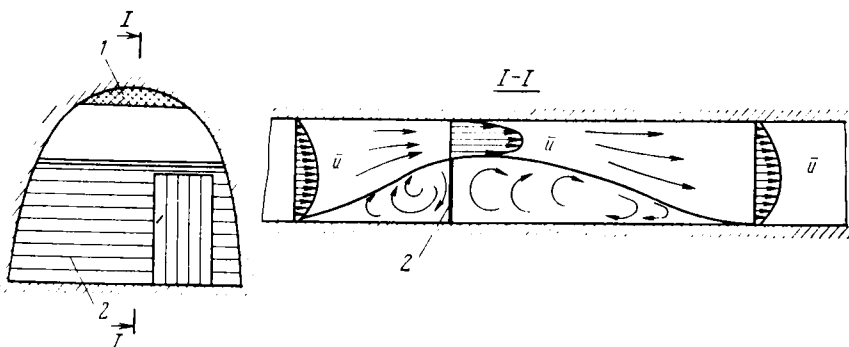


Рис. 15.15. Схема устройства перемычки для ликвидации слоевого скопления газа:

1 — слоевое скопление газа; 2 — перемычка

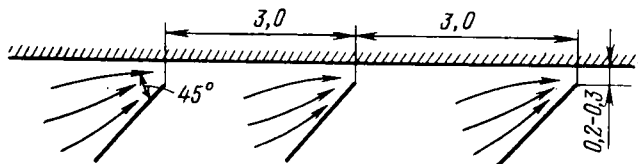
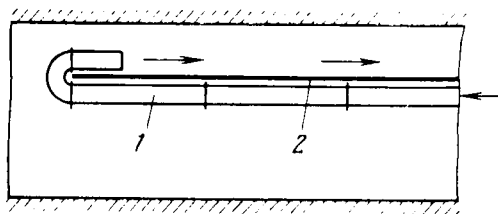


Рис. 15.16. Схема применения направляющих щитков у кровли для ликвидации слоевого скопления газа

Рис. 15.17. Схема применения продольной перегородки для ликвидации слоевого скопления газа:

1 — воздухопровод; 2 — перегородка



тый воздух в виде обычных или закрученных свободных струй (рис. 15.14). Последние взвихривают, частично разбавляют и удаляют газ из слоевого скопления. Для борьбы со слоевыми скоплениями газа используются также легкие перемычки (рис. 15.15), перекрывающие нижнюю часть выработки и вызывающие увеличение скорости воздушного потока вследствие его поджата, что способствует выдуванию газа слоевого скопления. Достоинство таких перемычек — простота конструкции и быстрота возведения. Недостаток перемычек — небольшая зона действия по длине выработки. Кроме того, перемычки вызывают увеличение сопротивления выработки и уменьшение в ней расхода воздуха. Исследования МГИ показали, что целесообразно использовать перегородки из сетки с ячейками размером  $3 \times 3$  мм, перекрывающие сечение выработки на  $\frac{2}{3}$  высоты. Зона действия таких перемычек значительно больше, чем сплошных, а сопротивление их настолько мало, что им можно пренебречь. Для ликвидации

слоевых скоплений газа можно применять наклонные щитки, направляющие часть воздушного потока к кровле (рис. 15.16). С этой целью МакНИИ рекомендуется применять акустические сирены и специальные установки местного проветривания, направляющие воздух в направлении воздушного потока в выработке. При больших дебитах газа можно использовать продольную перегородку вдоль кровли. Пространство между кровлей и перегородкой проветривается вентилятором местного проветривания (рис. 15.17).

### 15.6. Принцип динамического расчета расхода воздуха для вентиляции газообильных выработок

Основой вентиляционных расчетов является определение расхода воздуха, необходимого для вентиляции выработок. Для определения расхода воздуха в газообильных выработках используется формула

$$Q = k_p I, \quad (15.54)$$

где  $I$  — интенсивность газовыделения;  $k_p$  — коэффициент разбавления газа.

Если принимать  $k_p = \text{const}$  для всей выработки, то это будет означать, что концентрация газа также будет постоянна во всей выработке. Однако у газоотдающих поверхностей концентрации газа выше, чем в ядре потока, и выше средней концентрации в сечении. Из этого следует, что в выработке, где происходят процессы поперечного переноса, всегда имеются зоны с концентрацией газа, превышающей среднюю его концентрацию в выработке. Следовательно, при расходе воздуха, рассчитанном по формуле (15.54), в отдельных местах выработки концентрация газа будет больше допустимой, вследствие чего существует потенциальная возможность для образования слоевого скопления газа. Метод расчета расхода воздуха по формуле (15.54), не учитывающей процессов переноса в выработках, называется статическим. Этот недостаток статического метода может быть устранен путем ввода в формулу (15.54) коэффициента запаса, т. е.

$$Q = k_3 k_p I, \quad (15.55)$$

где  $k_3$  — коэффициент запаса, имеющий свое значение для каждой выработки и для каждого режима вентиляции.

Использование формулы (15.55) требует большого объема натурных наблюдений. В связи с этим для расчета расхода воздуха применяется динамический метод, в основу которого положено решение уравнения (15.42) для стационарных условий (т. е.  $\partial c / \partial t = 0$ ) при движении воздуха только вдоль выработки ( $v_c = w_c = 0$ ). Диффузионными потоками вдоль выработки пренебрегают в связи с их малой величиной по сравнению с конвективным переносом, т. е.

$$(D_{T,x} + D_m) (\partial c / \partial x) \approx 0.$$

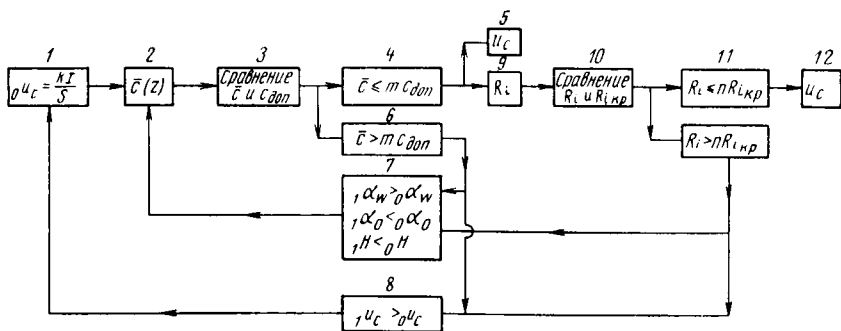


Рис. 15.18. Алгоритм расчета расхода воздуха динамическим методом

Можно также пренебречь и переносом перпендикулярно к основному движению в плоскости, параллельной газоотдающей поверхности. Например, при газовыделении с плоскости  $z=0$  можно пренебречь разностью газовых потоков в направлении оси  $Oy$ , т. е.

$$(\partial/\partial y) [(D_{T_y} + D_m) (\partial c/\partial y)] \approx 0.$$

Тогда из уравнения (15.42) получим

$$u_c (\partial c/\partial x) = (\partial/\partial z) [(D_{T_z} + D_m) (\partial c/\partial z)]. \quad (15.56)$$

Уравнение (15.56) необходимо решать совместно с уравнением движения и с учетом выражения (15.53). Решение осуществляется по схеме, показанной на рис. 15.18. Вначале принимается нулевое приближение

$${}_0u_c = kI/S,$$

где  $k=1/c_{доп}$  — коэффициент разбавления газа;  $c_{доп}$  — допустимая концентрация газа в выработке;  $S$  — поперечное сечение выработки.

Затем определяется профиль концентрации  $c(z)$  и производится сравнение концентрации в профиле с ее допустимым значением  $c_{доп}$ . Если везде  $c \leq mc_{доп}$  (где  $m < 1$  — коэффициент надежности), то для диффузии пассивной примеси расчет заканчивается. В качестве средней скорости принимается  ${}_0u_c$ . Если же где либо  $c > mc_{доп}$  (позиция 6 на рис. 15.18), то расчет повторяется при других значениях коэффициентов трения газоотдающей поверхности  $\alpha_w$  и выработки в целом  $\alpha_0$ , высоты выработки  $H$  или средней скорости движения воздуха  $u_c$ . Если вариация этими параметрами не дает требуемого уменьшения концентрации, то необходимо применять дегазацию, т. е. уменьшить газовыделение. Для активных газов, если условие 4 (см. рис. 15.18) соблюдено, то вычисляются значения числа Ричардсона по всей области течения, которые сравниваются с его критическим значением. Если  $R_i \leq nR_{i,кр}$  ( $n < 1$  — коэффициент надежности), то расчет заканчи-

вается. В качестве средней скорости принимается минимальное значение  $u_c$ , обеспечивающее выполнение условия 4. Если же  $Re_i > n Re_{кр}$ , то расчет повторяется при измененных параметрах вентиляции ( $\alpha_w, \alpha_0, H, u_c, I$ ). Для пассивных газов расчет ведется по цепочке 1—2—3—4—5 с вариацией параметрами 7 и 8 при необходимости, а для активных газов — по цепочке 1—2—3—4—9—10—11—12 с вариацией параметрами 7 и 8. Если в выработку воздух поступает с некоторой начальной концентрацией газа, последняя должна суммироваться с расчетной концентрацией. Динамический метод, основанный на законах газовой динамики, целесообразно использовать при больших газовыделениях. При малых газовыделениях с достаточной надежностью может быть применен статический метод.

### 15.7. Подобие газодинамических процессов

Шахтные газодинамические процессы протекают в движущемся воздухе. Поэтому при их моделировании необходимо прежде всего соблюсти подобие движения воздушных потоков. Это подобие определяется геометрическим и кинематическим подобием, а также критериями динамического подобия. Кроме аэродинамического подобия, при моделировании газодинамических процессов необходимо соблюдение газодинамического подобия, которое складывается из подобия процессов газопереноса и подобия начальных и граничных условий (условие однозначности). Смысл подобия процессов газопереноса состоит в равенстве отношений соответствующих потоков газа в натуре и модели. Критериями газодинамического подобия являются:

молекулярный критерий Пекле

$$Pe_M = u_c D / D_M, \quad (15.57)$$

характеризующий отношение конвективного и молекулярного потоков газа;

турбулентный критерий Пекле

$$Pe_T = u_c D / D_T, \quad (15.58)$$

характеризующий отношение конвективного и турбулентного диффузионного потоков газа,

где  $u_c$  — средняя скорость воздуха в поперечном сечении выработки, м/с;  $D$  — гидравлический диаметр выработки, м;  $D_M, D_T$  — коэффициенты соответственно молекулярной и турбулентной диффузии, м<sup>2</sup>/с.

Молекулярный критерий Пекле характеризует соотношение конвективного и молекулярного потоков, а турбулентный — соотношение конвективного и турбулентного диффузионного потоков.

В качестве критериев однозначности, характеризующих граничные условия, принимаются либо средняя по сечению концен-

трация газа на входе (выходе) в объект, либо средний поток газа в выработку с ее поверхности, либо критерий Нуссельта

$$\text{Nu} = q_c D / D_m, \quad (15.59)$$

где  $q_c$  — средний поток газа в выработку с поверхности.

Критерий  $\text{Nu}$  характеризует отношение потока газа в выработку с ее поверхности к молекулярному диффузионному потоку газа. Так как на поверхности выработки существует только молекулярный диффузионный перенос (движение воздуха на поверхности отсутствует), критерий Нуссельта характеризует также отношение скорости подвода газа к потоку к скорости его отвода от поверхности выработки в поток.

При моделировании можно использовать критерии подобия, получающиеся от перемножения или деления газодинамических и аэродинамических критериев:

молекулярный и турбулентный критерии Прандтля

$$\text{Pr}_m = \nu / D_m; \quad \text{Pr}_t = \nu / D_t; \quad (15.60)$$

молекулярный и турбулентный критерии Фурье

$$\text{Fo}_m = D_m \tau / D; \quad \text{Fo}_t = D_t \tau / D, \quad (15.61)$$

где  $\nu$  — кинематический коэффициент вязкости воздуха,  $\text{м}^2/\text{с}$ ;  $\tau$  — продолжительность протекания газодинамического процесса,  $\text{с}$ .

Критерии Прандтля характеризуют отношение сил вязкого (молекулярного) трения к молекулярному или турбулентному газовому потоку газа, а критерии Фурье — отношение молекулярного или турбулентного потока газа к средней скорости на объекте. Критерии Фурье являются критериями нестационарного газопереноса.

Приведенные критерии являются основными критериями газодинамического подобия. Из дополнительных критериев используется число Ричардсона.

## 16. ПРОЦЕССЫ ГАЗОВЫДЕЛЕНИЯ В ШАХТАХ

### 16.1. Газовыделение с обнаженной поверхности горного массива

Газовыделение с обнаженной поверхности горного массива имеет место при вскрытии газоносных пород. Движущей силой газовыделения является разность давлений газа в массиве и воздуха в выработке. Интенсивность газовыделения тем больше, чем больше давление газа в массиве и чем больше его газопроницаемость. Наиболее характерным является процесс выделения метана с обнаженной поверхности угольного пласта. В первые 1—2 мес после обнажения пласта интенсивность выделения метана быстро уменьшается, после чего темп ее уменьшения замедляется (рис. 16.1). Продолжительность периода после обнажения массива, по истечении которого выделение газа с обнаженной

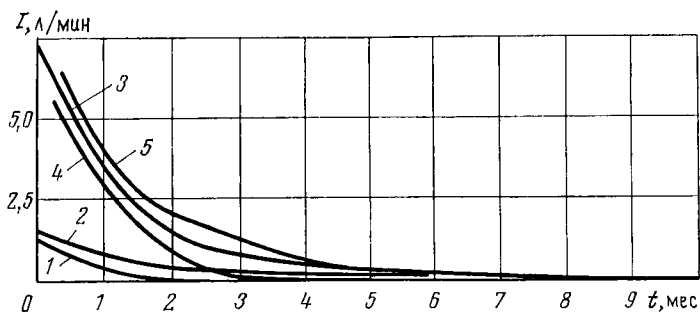


Рис. 16.1. График изменения во времени  $t$  интенсивности метановыделения  $I$  с  $1 \text{ м}^2$  обнаженной поверхности угольных пластов:

1, 2 — соответственно для угольных пластов  $H_{10}$  и  $H_{10}'$  (в Донбассе); 3, 4, 5 — соответственно для угольных пластов  $K_{18}$ ,  $K_{12}$ ,  $K_{10}$  (в Карагандинском бассейне)

поверхности прекращается, называется периодом дренирования, который для угольных пластов находится в пределах 6—12 мес. В результате газовыделения из массива в последнем образуется зона дренирования, газоносность которой меньше газоносности нетронутого массива. Последняя изменяется от некоторой минимальной величины на кромке обнажения массива до газоносности нетронутого массива на внутренней границе зоны. Глубина этой зоны от плоскости обнажения изменяется во времени и достигает максимальной величины по истечении периода дренирования. Для угольных пластов она находится в пределах 30—40 м.

## 16.2. Газовыделение из отбитой горной массы

Процесс газовойделения из отбитой горной массы аналогичен процессу газовойделения с обнаженной поверхности горного массива. Так, рассматривая кусок отбитой газоносной породы как небольшой массив, можно предположить, что газовойделения из отбитого куска и массива должны

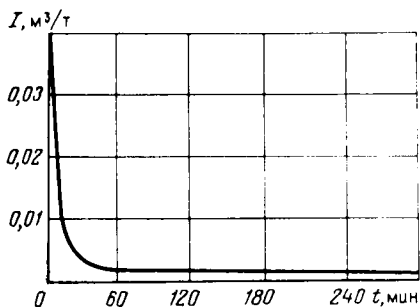


Рис. 16.2. График изменения во времени  $t$  интенсивности метановыделения  $I$  из отбитого угля

быть качественно подобны и отличаться лишь количественно. Опыт подтверждает это предположение. Газовыделение из куска отбитой горной массы вследствие его малых размеров менее интенсивно, чем из массива, и затухает значительно быстрее. Так, за первые 10 мин после отделения угля от массива интенсивность газовойделения уменьшается примерно в 2 раза (рис. 16.2). Интенсивность газовойделения и продолжительность его



затухания тем меньше, чем меньше размеры кусков отбитой горной массы. Период дренирования отбитого угля составляет 10—12 ч. Метановыделение из отбитого угля в начальный момент после отделения его от массива зависит от начальной газоносности угля, его физико-механических свойств, крупности кусков и составляет  $0,02 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$  и более.

### 16.3. Газовыделение при взрывных работах

При взрывных работах происходит выделение газов, образующихся в результате взрывного разложения ВВ (газы ВВ). Если взрывные работы ведутся в газоносных породах, то после взрыва в выработке наблюдается повышенное выделение содержащихся в породах газов. Газы ВВ выделяются в выработку мгновенно, заполняя ее на некоторое расстояние от места взрыва, называемое зоной отброса газов, длина которой для тупиковой выработки (м) определяется по формуле А. И. Ксенофонтовой

$$L_{от} = 15 + B/5, \quad (16.1)$$

где  $B$  — количество одновременно взрываемого ВВ, кг.

Из формулы (16.1) видно, что длина зоны отброса газов зависит от количества одновременно взрываемого ВВ (чем больше количество одновременно взрываемого ВВ, тем больше образуется газов ВВ и тем на большее расстояние от забоя они отбрасываются при взрыве). Количество газов ( $\text{м}^3$ ), выделяющихся при взрыве, зависит от расхода ВВ и его газовойности и определяется по формуле

$$I = B I_{в.в}, \quad (16.2)$$

где  $I_{в.в}$  — газовость ВВ — количество газов, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ (при взрывании угля  $I_{в.в} = 100$ ; при взрывании породы  $I_{в.в} = 60$ ), л.

Большая газовость ВВ при взрывании угля по сравнению с газовостью ВВ при взрывании породы объясняется взаимодействием продуктов взрыва с углем.

При взрывании газоносных пород в выработку выделяется также дополнительное количество содержащегося в породах газа (например, метана). В первый период после взрыва происходит резкий рост интенсивности газовыделения в выработку (рис. 16.3). Это объясняется появлением свежих обнаженных поверхностей газоносных пород, с которых

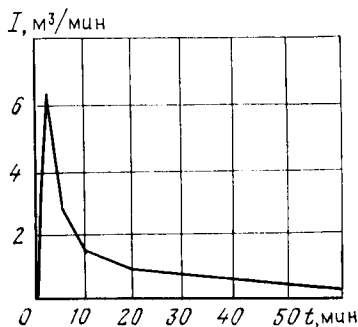


Рис. 16.3. График изменения во времени  $t$  интенсивности метановыделения  $I$  в призабойную часть тупиковой выработки, проводимой в угольном пласте.

интенсивность газовыделения выше, чем со старых, и дополнительным газовыделением из отбитой горной массы. После достижения максимального значения интенсивность газовыделения в выработку начинает уменьшаться. Характер этого уменьшения аналогичен характеру изменения во времени газовыделения с обнаженной поверхности горных пород (см. рис. 16.1) и из отбитой горной массы (см. рис. 16.2). Через некоторое время интенсивность газовыделения в выработку достигает уровня, существовавшего до взрыва.

#### 16.4. Газовыделение из выработанного пространства

Газовыделение из выработанного пространства в соседние выработки может быть представлено либо газами, поступающими в выработанное пространство из вмещающих газоносных пород (рис. 16.4), либо газами ВВ, образовавшимися при ведении взрывных работ в выработанном пространстве. Первый вид газовыделения характерен для угольных шахт (выделение метана, углекислого газа, мертвого воздуха), а второй — для рудных. Из выработанного пространства действующего выемочного участка метан выделяется в выработку с исходящей струей воздуха и в очистной забой. Метановыделение в выработку с исходящей струей имеет место в том случае, если последняя примыкает к выработанному пространству (например, при сплошной системе разработки). В большинстве случаев это вентиляционный штрек участка. Максимальная интенсивность метановыделения имеет место на участке штрека, примыкающем к лаве. Далее оно быстро уменьшается и затухает на расстоянии 100—300 м от лавы. Такой характер метановыделения объясняется истощением участ-

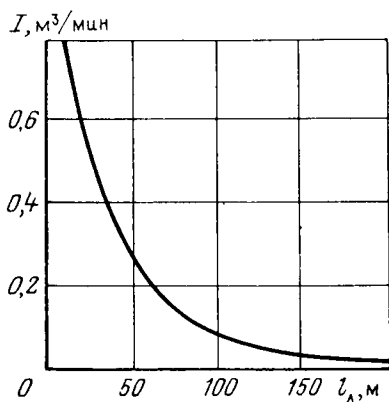


Рис. 16.4. График зависимости интенсивности метановыделения  $I$  из выработанного пространства в вентиляционный штрек (на 1 м его длины) при  $U$ -образной схеме проветривания от расстояния до лавы  $l_A$

ков, питающих выработанное пространство пластов-спутников по мере удаления от них очистного забоя. Такие участки дольше находятся в зоне пониженного горного давления, дольше дренируют газ в выработанное пространство и являются более истощенными. Кроме того, по мере удаления от очистного забоя горное давление восстанавливается и вызывает ресорбцию ранее десорбированного, но не успевшего покинуть пласт-спутник метана, в результате чего поступление метана из пласта-спутника в выработанное пространство уменьшается. По мере удаления от очистного забоя уменьшаются и утечки воздуха через выработанное пространство

в связи с уплотнением пород, что способствует дальнейшему уменьшению метановыделения из выработанного пространства.

Количество метана, поступающее из выработанного пространства в лаву, зависит от схемы вентиляции. Для схем вентиляции, при которых утечки воздуха не поступают из выработанного пространства в лаву (*U*-образные схемы с откаточным и вентиляционным штреками в выработанном пространстве; *Z*-образные схемы с вентиляционным штреком в выработанном пространстве и др.), это количество метана минимально, а для схем вентиляции, при которых часть утечек воздуха из выработанного пространства поступает в лаву (*U*-образные схемы с откаточным и вентиляционным штреками в массиве и др.), оно максимально.

Метан в горные выработки может выделяться и из выработанного пространства ранее отработанных участков. Количество метана, выделяющегося из старого выработанного пространства, находится в пределах 10—35 % суммарного газовыделения на выемочных и подготовительных участках.

Метановыделение из выработанного пространства увеличивается при резком уменьшении атмосферного давления. Такое увеличение метановыделения может достигать 60 %. Оно тем больше, чем больше скорость уменьшения давления и его продолжительность.

Выделение углекислого газа из выработанного пространства наблюдается на шахтах Подмосковского бассейна и Восточного Донбасса. Источник выделения углекислого газа — окисление оставшихся в выработанном пространстве элементов деревянной крепи и угля, а также дегазация оставленного угля, горных пород и подземных вод. По данным Э. М. Соколова, доля поступления углекислого газа из выработанного пространства может достигать 70 % общего его выделения в шахте.

При уменьшении атмосферного давления из выработанного пространства в горные выработки может выделяться мертвый воздух (смесь азота и углекислого газа), что наиболее характерно для шахт Подмосковского бассейна.

На рудных шахтах при массовых взрывах с магазинированием отбегой руды в камерах остается значительная часть газов ВВ. При выпуске руды из камер на горизонт выпуска выделяются и оставшиеся там газы. Динамика их выделения зависит от интенсивности и равномерности выпуска руды.

### **16.5. Газовыделение при работе двигателей внутреннего сгорания**

Количество газов, выделяющееся в выработки при работе машин с двигателями внутреннего сгорания, зависит от числа работающих машин, интенсивности их использования, режима работы, типа двигателей и их состояния. Поэтому количество газов, выделяющееся при работе одной машины, может изменяться в широких пределах. Так, для самоходных машин на шахтах Норильского горно-металлургического комбината при работе одной машины интенсивность газовыделения по окислам азота изме-

няется в пределах  $0,2 \cdot 10^{-4}$ — $0,55 \cdot 10^{-4}$  м<sup>3</sup>/с, а на шахтах комбината «Белорусскалий» — в пределах 0,011—0,092 м<sup>3</sup>/с. Суммарное количество газов, выделяемое одним двигателем, находится в пределах 0,04—1,1 м<sup>3</sup>/с на 1 кВт мощности двигателя, достигая в абсолютном выражении 3000 л/ч. В выхлопных газах двигателей содержатся азот (76—78 %), кислород (2—18 %), углекислый газ (1—10 %), окись углерода (0,01—0,50 %). В их состав входят также окислы азота, альдегиды, сернистый газ и др.

## 17. ПРОЦЕССЫ ГАЗОПЕРЕНОСА В СКВОЗНЫХ ВЫРАБОТКАХ

### 17.1. Газоперенос в лавах

Газовая динамика лавы определяется газодинамическими процессами, связанными с выделением метана с обнаженной поверхности горного массива, из выработанного пространства и отбитого угля. Газовыделение с обнаженной поверхности остановленного забоя почти равномерно по его длине. При выемке угля, когда продолжительность обнажения отдельных участков забоя различна, газовыделение более интенсивно из свежееобнаженных поверхностей (за комбайном, в месте производства взрыва). В таких местах содержание метана в воздухе может заметно возрастать.

Характер и интенсивность газовыделения из выработанного пространства в рабочее пространство лавы в значительной степени зависит от схемы вентиляции участка. При сплошной системе разработки и *U*-образной схеме вентиляции газ из выработанного пространства проникает в рабочее пространство лавы лишь в нижней ее части, в которой утечки воздуха направлены из выработанного пространства в лаву. Так как нижняя часть выработанного пространства обеднена метаном, поступление метана из выработанного пространства невелико. В верхней части лавы часть метана из лавы уносится утечками воздуха в выработанное пространство. При столбовой системе разработки и *U*-образной схеме вентиляции утечками выносятся весь метан из выработанного пространства в верхнюю часть лавы, вследствие чего там наблюдается резкий рост содержания метана. При столбовой системе разработки и *Z*-образной схеме вентиляции имеет место некоторое промежуточное поступление метана из выработанного пространства.

Количество метана, выделяющееся из выработанного пространства в рабочее пространство лавы, определяется методом И. М. Печука, суть которого состоит в следующем. Строится кривая распределения концентрации метана в поперечном сечении рабочего пространства лавы (рис. 17.1). Доля газовыделения из выработанного пространства в рабочее пространство лавы определяется отношением расстояния *ВМ* (от границы выработанного пространства до точки минимума кривой) к ширине рабочего пространства *ВА* (см. рис. 17.1), т. е.

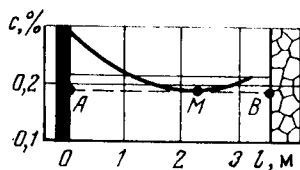


Рис. 17.1. Схема к определению газовыделения из выработанного пространства в рабочее пространство лавы ( $c$  — концентрация газа в поперечном сечении рабочего пространства лавы;  $l$  — расстояние)

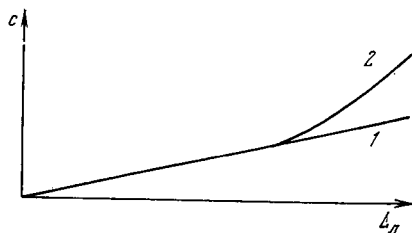


Рис. 17.2. График зависимости концентрации метана  $c$  от длины лавы  $L_{л}$ :  
1 — при отсутствии поступления метана в лаву из выработанного пространства;  
2 — при поступлении метана в лаву из выработанного пространства

$$I_{\text{выр}} = I_{\text{об}} (BM/BA), \quad (17.1)$$

где  $I_{\text{об}}$  — общее газовыделение в рассматриваемом сечении рабочего пространства лавы,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

Отсутствие минимума у кривой концентрации газа указывает на то, что газ из выработанного пространства в рабочее пространство лавы не поступает.

Газовыделение из отбитого угля в лаве происходит лишь ниже места его отбойки.

Совокупное влияние описанных процессов вызывает рост концентрации метана по длине лавы в направлении от откаточного до вентиляционного штрека. Этот рост концентрации метана носит почти линейный характер, если газ из выработанного пространства не поступает в лаву. При поступлении метана из выработанного пространства в верхнюю часть лавы темп роста его концентрации увеличивается (рис. 17.2). Рост концентрации метана тем больше, чем больше он поступает в лаву из выработанного пространства. В результате возможны ситуации, когда концентрация метана в верхней части лавы приближается к предельно допустимой или даже превосходит ее, что часто имеет место при сплошных системах разработки и возвратноточных схемах вентиляции участков. В таких случаях концентрация метана вдоль лавы изменяется по формуле

$$c = a \exp(b\bar{x}) + d, \quad (17.2)$$

где  $\bar{x}$  — отношение расстояния от начала лавы до рассматриваемого ее сечения к длине лавы;  $a$ ,  $b$ ,  $d$  — эмпирические коэффициенты.

Если выемка угля производится комбайном, то в месте его работы происходит дополнительное выделение метана из кусков угля и обнаженных поверхностей. Выделяющийся газ разносится вентиляционной струей вдоль лавы. В связи с этим по мере уда-

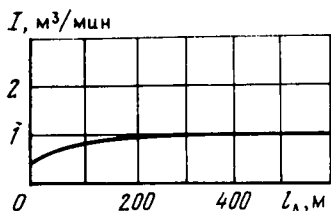


Рис. 17.3. График зависимости интенсивности выделения метана  $I$  в вентиляционный штрек от расстояния до лавы  $l_{\text{л}}$  (для одной из шахт Донбасса)

ления от комбайна концентрация метана быстро уменьшается и определяется по формуле

$$c = c_{\text{к}} \exp(-b_1 l_{\text{к}}), \quad (17.3)$$

где  $c_{\text{к}}$  — концентрация метана над комбайном;  $b_1 = 0,32$  — эмпирический коэффициент;  $l_{\text{к}}$  — расстояние от комбайна вдоль лавы по направлению движения воздуха, м.

По высоте лавы концентрация метана изменяется незначительно.

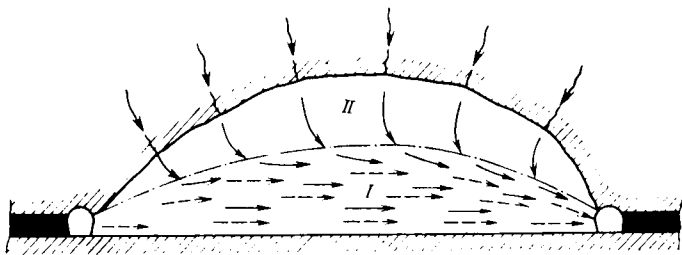
## 17.2. Газоперенос в вентиляционных штрехах

Газовая динамика вентиляционных штрехов определяется схемами вентиляции. Если штрек расположен в целике, то концентрация газа вдоль штреха либо постоянна, либо немного возрастает к устью (при наличии газовыделения с поверхностей штреха). В случае контакта штреха с газоотдающим выработанным пространством газ из выработанного пространства в значительной степени выносится утечками воздуха на вентиляционный штрек. С учетом динамики этого вида газовыделения при  $U$ -образных схемах вентиляции с вентиляционным штрехом в выработанном пространстве общее количество метана, проходящее по штреху, у лавы быстро увеличивается. Затем темп увеличения уменьшается и на расстоянии 100—300 м от лавы это количество метана становится постоянным (рис. 17.3).

Концентрация метана в поперечном сечении вентиляционного штреха увеличивается в направлении к газоотдающим его поверхностям (поверхности, примыкающие к выработанному пространству или к газоотдающим поверхностям угольного пласта). Распределение концентрации в поперечном сечении штреха в этом случае описывается экспоненциальной зависимостью, аналогичной выражению (15.46). В некоторых случаях у кровли вентиляционного штреха возможны слоевые скопления метана. Тогда распределение концентрации метана в поперечном сечении штреха становится более сложным.

## 17.3. Газоперенос в выработанном пространстве

Газовая динамика выработанного пространства зависит от характера и интенсивности источников газовыделения в него, схемы примыкания выработанного пространства к воздухопроводящим



*Рис. 17.4.* Схема движения метана в выработанном пространстве:  
 I — зона, активно проветриваемая утечками воздуха; II — застойная зона; сплошными стрелками показано движение метана, а штриховыми — движение утечек воздуха

выработкам участка и от утечек воздуха через выработанное пространство. Пути движения метана в выработанном пространстве в основном определяются утечками воздуха и, как правило, совпадают по направлению с последними. В выработанном пространстве можно выделить зону, активно проветриваемую утечками воздуха, и застойную зону (рис. 17.4). В активной зоне метан интенсивно разбавляется утечками воздуха и его концентрация относительно невелика (не более 10 %). Застойной зоны утечки воздуха не достигают. В ней происходит накопление газовой смеси с высокой концентрацией метана, поступающего из пластов-спутников, а затем медленное его движение в направлении к активной зоне (под действием притекающего из сближенных пластов метана). Наличие большого количества газовой смеси с высокой концентрацией метана в застойной зоне может привести к внезапному его выделению в окружающие выработки в случае резкого уменьшения атмосферного давления в шахте, остановки главного вентилятора, работавшего на нагнетание (при этом давление воздуха в шахте также уменьшается), и резкого увеличения расхода воздуха на участке. В последнем случае имеет место переходный газодинамический процесс. При этом увеличиваются утечки воздуха через выработанное пространство, граница активной зоны перемещается вверх и значительная часть газовой смеси с высокой концентрацией метана в застойной зоне захватывается утечками воздуха и выносится в вентиляционный штрек. В результате дебит газа в последнем увеличивается.

Газовыделение в выработанное пространство из сближенных пластов и пород по простиранию уменьшается по мере удаления от лавы. Это объясняется их частичной дегазацией, уплотнением обрушенных пород, восстановлением горного давления и ресорбцией оставшегося свободного газа в сближенных пластах и породах, а также закрытием газопроводящих трещин в кровле. В результате газовыделение из выработанного пространства по длине вентиляционного штрека по мере удаления от лавы уменьшается.

В выработанном пространстве шахт Подмосковского бассейна происходят процессы переноса углекислого газа, который выде-

ляется вследствие окисления углей и древесины, дегазации пород, оставленного в выработанном пространстве угля и подземных вод. Исследования динамики переноса углекислого газа в этих условиях, выполненные Э. М. Соколовым, показывают, что в прилегающих к лавам участках выработанного пространства на расстоянии до 40 м от лавы концентрация углекислого газа невелика ( $\leq 2\%$ ) вследствие активного проветривания выработанного пространства утечками воздуха. На более удаленных от лавы участках выработанного пространства интенсивность утечек воздуха уменьшается, а концентрация углекислого газа увеличивается (на расстоянии 60 м от лавы она достигает 6 %).

#### 17.4. Переходные газодинамические процессы

Переходный газодинамический процесс вызывается переходом условий, определяющих его течение, из одного стационарного состояния в другое. Изменение этих условий носит название возмущения. Целенаправленное возмущение называется регулированием. Глубиной возмущения называется степень изменения условий, а продолжительностью возмущения — период, в течение которого происходит изменение этих условий. Примером переходного процесса является процесс изменения концентрации газа в промежутке времени от  $t_1$  до  $t_2$  (см. рис. 15.13). В момент  $t_1$  комбайн начал выемку угля в сравнительно дегазированной зоне пласта. В момент  $t_2$  он стал работать в зоне относительно постоянной газоносности пласта. В результате этого газовыделение увеличилось от некоторой небольшой постоянной начальной величины до большей постоянной величины. Аналогично изменилась и концентрация газа — произошел переход газодинамического процесса (концентрация изменилась с уровня  $c_1$  до уровня  $c_2$ ).

В результате переходных газодинамических процессов, вызываемых изменением дебита воздуха в выработках, концентрация газа может изменяться в 4—5 раз. Продолжительность такого переходного процесса (периода, в течение которого концентрация газа изменяется от первоначального значения до конечного) изменяется от нескольких минут до нескольких суток. Переходный газодинамический процесс, вызываемый изменением расхода воздуха, может быть монотонным или экстремальным. Монотонный процесс возможен при плавном и неглубоком (на 20—25%) изменении расхода воздуха. Исследования МГИ показали, что процесс бывает монотонным и при очень больших возмущениях расхода воздуха. В промежуточной области возмущений резкое изменение расхода воздуха приводит к экстремальному процессу (см. рис. 15.12). На рис. 17.5 приведена запись переходного процесса при резком увеличении расхода воздуха показывающая, что концентрация газа в первый момент после резкого увеличения расхода воздуха резко увеличивается от начального значения 0,9 до максимального 1,3 %,



а затем начинает уменьшаться до конечной величины. Если переходный процесс вызван только изменением расхода воздуха, а интенсивность газовыделения постоянна, то концентрация газа определяется по формулам:

до возмущения

$$c_1 = I/Q_1;$$

после возмущения

$$c_2 = I/Q_2,$$

где  $Q_1, Q_2$  — расход воздуха соответственно до и после возмущения;  $I$  — интенсивность газовыделения.

Концентрацию газа  $c$  в произвольный момент времени  $t$  между началом и концом переходного процесса можно определить путем решения дифференциального уравнения

$$a_1(d^2c/dt^2) + a_2(dc/dt) + a_3c = Q(t), \quad (17.4)$$

где  $Q(t)$  — функция расхода воздуха;  $a_1, a_2, a_3$  — коэффициенты, учитывающие условия протекания процесса.

При значительном (более 25 %) и резком увеличении расхода воздуха процесс развивается так, как показано сплошной линией на рис. 15.12.

На характер переходного процесса, вызываемого изменением расхода воздуха, оказывает влияние ряд факторов.

При увеличении глубины возмущения (отношения начального расхода к конечному или наоборот) увеличивается степень экстремальности процесса (т. е. отношение  $c_{\max}/c_1$  или  $c_1/c_{\min}$ ).

Чем больше объем резервуаров газа вблизи путей движения воздуха (в выработанном пространстве, в пустотах за крепью, в слоевых скоплениях в выработках и др.), тем больше концентрация газа при увеличении расхода воздуха, так как больше газа вовлекается в движение и выносится в выработку.

Переходные процессы часто возникают при наличии выработанного пространства большого объема, заполненного газом. Важную роль при этом играют воздухопроницаемость выработанного пространства, режим движения воздуха в нем и величина его утечек.

Рассмотрим характер протекания переходного процесса в сквозных выработках при сплошной системе разработки. При других системах разработки он протекает аналогично. В случае увеличения расхода воздуха с  $Q_1$  до  $Q_2$ , депрессия выработок возрастет с  $h_1$  до  $h_2$ , а утечки воздуха — с  $Q_{ут1}$  до  $Q_{ут2}$ . Так как

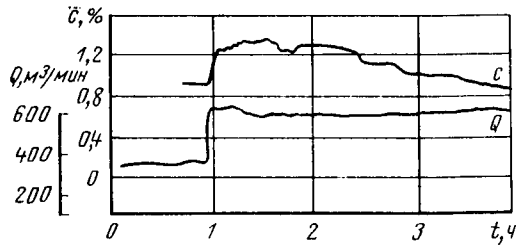


Рис. 17.5. График изменения концентрации газа  $c$  в вентиляционном штреке во времени  $t$  при резком увеличении расхода воздуха  $Q$  (т. е. при экстремальном переходном газодинамическом процессе)

средняя депрессия выработанного пространства пропорциональна депрессии участка, то

$$h_1 = RQ_1^2 \propto R_{в.п} Q_{ут.1}^n;$$

$$h_2 = RQ_2^2 \propto R_{в.п} Q_{ут.2}^n,$$

где  $R$ ,  $R_{в.п}$  — сопротивление соответственно участка и выработанного пространства;  $n$  — показатель степени, учитывающий режим движения воздуха в выработанном пространстве.

Тогда

$$h_1/h_2 = (Q_1/Q_2)^2 = (Q_{ут.1}/Q_{ут.2})^n. \quad (17.5)$$

Так как  $1 < n < 2$ , то из выражения (17.5) следует, что при увеличении депрессии участка с  $h_1$  до  $h_2$  утечки через выработанное пространство возрастут в большей степени, чем расход воздуха в выработках. При этом вынос газа из выработанного пространства также увеличивается в большей степени, чем расход воздуха в выработках. В результате концентрация газа в исходящей струе повысится. Такое положение сохранится на определенный промежуток времени после возмущения, так как, кроме постоянного поступления газа из вмещающих пород и пластов-спутников, утечками воздуха будет уноситься газ из тех пустот, на которые не оказали влияния утечки при первоначальном режиме вентиляции. Проветривание этих пустот требует времени. По мере проветривания выработанного пространства при увеличенных утечках воздуха дебит газа из последнего будет уменьшаться и постепенно достигнет первоначальной величины. Тогда концентрация газа в утечках и в исходящей струе уменьшится до величины, соответствующей новому расходу воздуха. При уменьшении расхода воздуха (депрессии) будет наблюдаться обратное явление.

Непропорциональное изменение утечек через выработанное пространство не единственная причина изменения концентрации газа в штреке. На переходный процесс оказывают влияние высота зоны, омываемой воздухом в выработанном пространстве, объем пустот и скорость фильтрации воздуха в последнем, величина газовыделения, газовая ситуация в выработках и другие факторы. От этих факторов зависят продолжительность переходного процесса и характер его протекания.

Существенное влияние на характер переходного процесса оказывает плавность регулирования дебита воздуха в выработках. При плавном регулировании можно добиться полного исключения резкого увеличения концентрации газа даже при весьма большой глубине регулирования.

Особое значение переходные процессы имеют при автоматизации управления вентиляцией шахты с помощью системы телеконтроля концентрации газа в воздухе и автоматического включения регуляторов. В этом случае резкое увеличение концентрации газа после увеличения расхода воздуха приведет к подаче

команды на дополнительное увеличение расхода воздуха и т. д. В результате этого может возникнуть серьезное нарушение вентиляции шахты и повреждение системы управления. Поэтому для правильного конструирования автоматических систем управления вентиляцией необходимо изучение закономерностей протекания переходных газодинамических процессов.

### 17.5. Управление метановыделением в горные выработки

Управление метановыделением — проведение мероприятий по перераспределению метановыделения или изменению его величины. Целью управления является облегчение вентиляции выработок. Управление метановыделением осуществляется путем изменения схем вентиляции, аэродинамического сопротивления выработок, применения соответствующего порядка отработки пластов в свите и систем разработки, специального проветривания выработанного пространства и дегазации.

*Изменение схем вентиляции участка* вызывает перераспределение метановыделения в участковые выработки. Так, вентиляция по схеме, показанной на рис. 17.6, а, способствует выносу метана из выработанного пространства на вентиляционный штрек. При этом некоторое количество метана из выработанного пространства поступает в нижней части лавы в призабойное пространство. В случае использования схемы вентиляции, показанной на рис. 17.6, б, основное количество метана выносится из выработанного пространства на вентиляционный штрек, а в призабойное пространство поступает минимальное количество. При использовании схемы вентиляции, показанной на рис. 17.6, в, метан из выработанного пространства поступает в верхнюю часть лавы и там происходит резкое увеличение его концентрации. При этом выработанное пространство почти не проветривается, вследствие чего в нем скапливается большое количество метана. Это создает опасность внезапных выделений его в призабойное пространство в случае резкого уменьшения атмосферного давления, массовых обрушений кровли и др. Вентиляция по схеме, показанной на рис. 17.6, г, обеспечивает вынос почти всего метана из выработанного пространства в лаву. При этой схеме вентиляции из выработанного пространства поступает в лаву до 3 раз больше метана, чем при схеме, показанной на рис. 17.5, а. Эти особенности влияния схем вентиляции на перераспределение метановыделения должны учитываться в условиях высоких нагрузок на забой, когда привнос в призабойное пространство лавы даже небольшого дополнительного количества метана может заметно ограничить нагрузку на забой.

Чтобы избежать повышения содержания метана в верхней части лавы при столбовых системах разработки параллельно вентиляционному штреку проводится дренажный штрек, соединяемый с вентиляционным штреком сбойками (рис. 17.7). При этом часть метана из выработанного пространства через сбойки

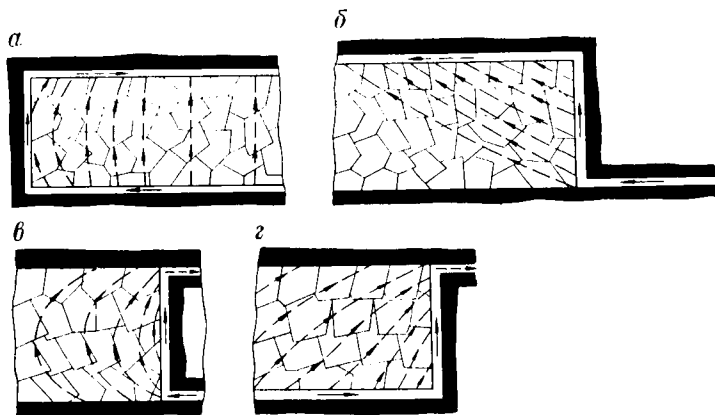


Рис. 17.6. Схемы вентиляции сквозных выработок:

а, б, в, г — варианты схем

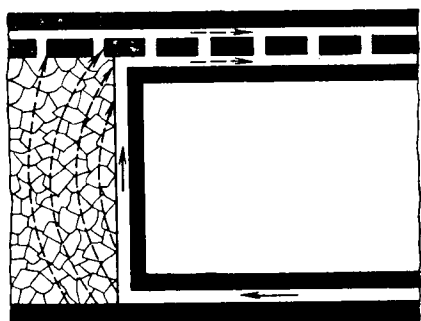


Рис. 17.7. Схема вентиляции лавы с дренажным штреком

поступает в дренажный штрек, минуя лаву. Эффект усиливается, если в дренажном штреке создать меньшее давление, чем на вентиляционном.

*Изменение аэродинамического сопротивления выработок* обеспечивает возможность благоприятного перераспределения газовой выделению на участке. Последнее достигается изменением депрессии между выработками посредством изменения их сопротивления, в результате чего изменяются направление и величина утечек воздуха через выработанное пространство и газовыделение из него. Например, если при вентиляции по схеме, показанной на рис. 17.6, а, увеличить сопротивление вентиляционного штрека, то направление утечек воздуха от лавы тем больше, чем больше будет увеличено сопротивление вентиляционного штрека. Последнее можно увеличить до такого предела, когда метан из выработанного пространства не будет поступать в лаву. Так как направление утечек воздуха в выработанном пространстве зависит от аэродинамического сопротивления оконтуривающего выработанное пространство выработок, то выбором этих со-

противлений можно достичь требуемого перераспределения газовыделения из выработанного пространства.

*Порядок отработки пластов* в свите оказывает влияние на количество газа, поступающего в выработанное пространство разрабатываемого пласта. При одновременной отработке сближенных пластов газовыделение по пластам распределяется наиболее равномерно при их минимальном взаимном опережении. В случае значительного опережения одного из пластов газообильность проведенных по нему выработок может превышать в 4—5 раз газообильность выработок, проводимых по пластам, вынимаемых в последнюю очередь, а газовыделение из выработанного пространства может достигать 90 % общего газовыделения по участку. Эти особенности объясняются различными разгрузкой пластов от горного давления, степенью десорбции содержащегося в пластах газа и нарушенностью (газопроницаемостью) междупластья при различном порядке отработки пластов. Так, при выемке только одного пласта в свите неразрабатываемые смежные с ним пласты частично разгружаются от горного давления, а породы междупластья нарушаются, что увеличивает их газопроницаемость. В результате этого десорбируемый вследствие уменьшения давления на этих пластах метан может выделяться в выработки разрабатываемого пласта. При одновременной отработке сближенных пластов такое концентрированное газовыделение отсутствует.

Система разработки оказывает влияние на выбор схемы вентиляции и на газовый баланс участков и шахты. Система разработки с широкой сетью подготовительных выработок способствует абсолютному и относительному увеличению газовыделения из них и уменьшению газовыделения из очистных выработок. Так, в Донбассе при относительно небольшой протяженности подготовительных выработок газовыделение из них составляет 10—15 % общешахтного газовыделения. В Кузнецком и Карагандинском бассейнах, где протяженность подготовительных выработок большая, газовыделение из них достигает 60 %.

Специальное проветривание выработанного пространства применяется с целью предупреждения поступления газа из выработанного пространства в очистные забои и уменьшения скоплений метановоздушной смеси с высоким содержанием газа в выработанном пространстве. Проветривание выработанного пространства возможно при управлении кровлей закладкой. Для этого в выработанном пространстве создаются специальные каналы (продольные и поперечные), по которым движется воздух в направлении от лавы к вентиляционному штреку или с откаточного штрека на вентиляционный и происходит соответствующий вынос газа. При таком способе проветривания количество воздуха в очистном забое может существенно уменьшиться вследствие увеличения утечек через выработанное пространство.

Дегазация обеспечивает уменьшение количества поступающего в действующие выработки газа (см. раздел 2).

## 18. ПРОЦЕССЫ ГАЗОПЕРЕНОСА В ТУПИКОВЫХ ВЫРАБОТКАХ

### 18.1. Газоперенос в призабойной части выработки

При нагнетательном способе вентиляции в призабойной части тупиковой выработки процессы газопереноса происходят преимущественно в свободной воздушной струе, образующейся при выходе воздуха из трубопровода местного проветривания, а в остальной части выработки — в ограниченном воздушном потоке, твердыми границами которого являются поверхности выработки. Процессы газопереноса в тупиковой выработке происходят в едином воздушном потоке, омывающем вначале призабойную часть выработки, а затем остальную ее часть. Поэтому газодинамические процессы в призабойной части определяют начальные и граничные условия для остальной части выработки. Особенность газовой динамики тупиковых выработок — периодичность газовыделения в них. При ведении взрывных работ в выработки быстро поступают газы, образующиеся при взрыве ВВ, а также газы, выделяющиеся из разрушаемого массива. Образовавшееся газовое облако под действием диффузионных процессов начинает рассеиваться, перемещаясь вдоль выработки. Вследствие ограниченности количества выделившихся при взрыве газов и постоянства подачи свежего воздуха концентрация их как в забое, так и в движущемся по выработке газовом облаке непрерывно уменьшается. В этом случае процесс газопереноса является нестационарным.

Рассмотрим перенос газа в зоне действия свободной струи (рис. 18.1). Концентрация газа в свободной струе, образующейся при выходе воздушного потока из трубопровода, увеличивается в направлении движения до ее поворота вследствие турбулентной диффузии газа в струю из окружающего объема и достигает максимального значения в сечении  $a-a$  (см. рис. 18.1). По мере удаления от начального сечения струи коэффициент турбулентной диффузии  $k_T$  (равный отношению средней концентрации газа в ядре постоянной массы свободной струи к концентрации газа на ее границе) увеличивается и достигает максимального значения на большом расстоянии от него. Значение коэффициента  $k_T$  зависит от диаметра воздухопровода, а также от расстояния до его конца и изменяется в пределах 0,3—0,9. Количество газа, выносимое через сечение  $a-a$  за время  $dt$ , определяется по формуле

$$dq_1 = Qc_{cp}dt = Qk_T c dt,$$

где  $Q$  — расход воздуха через сечение  $a-a$ ;  $c_{cp}$  — средняя концентрация газа в ядре струи;  $c$  — концентрация газа на границе струи, принимаемая равной концентрации газа во всей призабойной части выработки.

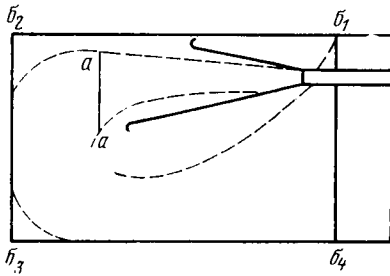


Рис. 18.1. Схема к определению количества воздуха для проветривания призабойной части тупиковой выработки при нагнетательном способе вентиляции

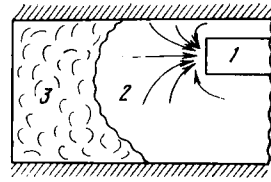


Рис. 18.2. Схема проветривания призабойной зоны тупиковой выработки при всасывающем способе вентиляции:

1 — вентиляционный воздухопровод; 2 — область активного переноса газов; 3 — застойная область

Такое же количество газа будет вынесено и через сечение  $\bar{b}_1$ — $\bar{b}_4$  (см. рис. 18.1), так как за поворотом струя практически уже не насыщается газом. Это вызовет уменьшение количества газа в зоне смещения  $b_1 b_2 b_3 b_4$  на величину

$$dq_2 = V_c dc,$$

где  $V_c$  — объем зоны смещения.

Так как алгебраическая сумма поступившего в струю через сечение  $a$ — $a$  и вынесенного из нее через сечение  $b_1$ — $b_4$  газа равна нулю, то

$$Qk_{\tau}c_{\tau}dt + V_c dc = 0.$$

Интегрируя это выражение от  $c_n$  до  $c$  и от 0 до  $t$ , получим формулу для определения количества воздуха, которое необходимо подавать в забой для уменьшения концентрации газа с  $c_n$  до  $c$ ,

$$Q = (V_c/k_{\tau}t) \ln(c_n/c), \quad (18.1)$$

где  $c_n$  — начальная концентрация газа в призабойной части выработки после взрыва.

Начальная концентрация газа в призабойной части определяется по формуле

$$c_n = BI_{в.в}/V_{з.о}, \quad (18.2)$$

где  $B$  — количество одновременно взрывающегося ВВ, кг;  $I_{в.в}$  — газовость ВВ, м<sup>3</sup>/кг;  $V_{з.о}$  — объем зоны отброса газов, м<sup>3</sup>.

При всасывающем способе вентиляции призабойная часть выработки проветривается не свободной струей, а потоками воздуха, движущимися к концу всасывающего воздухопровода со всего объема призабойной зоны (рис. 18.2). Лишь вблизи от конца воздухопровода скорость этих потоков достигает величины, при которой обеспечивается эффективный перенос газа и его удаление из призабойной части. В остальных местах призабойной части

заметного движения воздуха не наблюдается. В результате движение газа к трубопроводу осуществляется лишь за счет диффузионного переноса, который в данных условиях малоэффективен вследствие слабой турбулизации атмосферы. Следствием такого протекания процесса газопереноса является образование в призабойной зоне застойной области, в которой в течение длительного периода сохраняется высокая концентрация газа, что усугубляется при увеличении поперечного сечения выработки. Ускорить проветривание призабойной части можно либо приближением конца воздухопровода к застойной области (к забою), либо расположением у забоя специального вентилятора, турбулизирующего атмосферу призабойной части и выдувающего газ из застойной области.

## 18.2. Газоперенос в основной части тупиковой выработки

При нагнетательном способе вентиляции газ, выносимый из призабойной части, поступает в основную часть выработки в виде облака, которое перемещается воздушным потоком к устью выработки и деформируется. В начальный момент  $t_0$  после взрыва облако заполняет выработку на расстоянии  $l_0$  от забоя (рис. 18.3). Концентрация газа во всем объеме облака примерно постоянна. В дальнейшем вследствие подачи свежего воздуха в забой по воздухопроводу газ начинает распространяться вдоль выработки в основном под действием конвективного переноса. При этом в результате неравномерного распределения скоростей движения воздуха в сечении (центральные части потока перемещаются быстрее), а также диффузионных процессов газовое облако растягивается, т. е.  $l_0 < l_1 < l_2 < \dots < l_{n+1}$ . В период  $t_0 - t_3$  облако заполняет выработку на расстоянии  $l_3$  от забоя. Через некоторое время  $t \geq t_n$  газ из призабойной части полностью выдувается и концентрация его

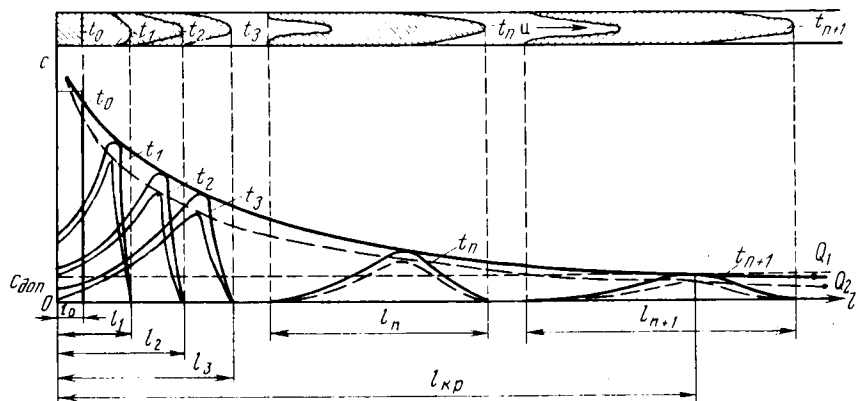


Рис. 18.3. Схема распространения газового облака в тупиковой выработке при нагнетательном способе вентиляции



там становится равной нулю. С этого момента облако отрывается от забоя и начинает двигаться вдоль выработки (см. рис. 18.3, положения облака в моменты  $t_n, t_{n+1}$ ). Растяжение облака при постоянном количестве газа в нем приводит к уменьшению концентрации газа. В результате на критическом расстоянии  $l_{кр}$  от забоя максимальная концентрация газа в облаке становится меньше допустимой концентрации  $c_{доп}$ . Для газов, образующихся при взрыве ВВ, критическое расстояние (м) определяется по формуле

$$l_{кр} = 12,5BI_{в.в}k_{у.т}/(S_{в}h_{у.т}^2), \quad (18.3)$$

где  $S_{в}$  — площадь поперечного сечения выработки,  $m^2$ ;  $k_{у.т}$  — коэффициент, учитывающий утечки воздуха в трубопроводе.

При увеличении количества подаваемого в забой воздуха с  $Q_1$  до  $Q_2$  концентрация газа и критическое расстояние уменьшаются (см. рис. 18.3, штриховые линии).

### 18.3. Газоперенос при вентиляции выработки с рециркуляцией воздуха

Рециркуляцией называется многократная циркуляция воздуха по какому-либо замкнутому пути (например, от вентилятора местного проветривания в забой тупиковой выработки, далее по выработке к вентилятору, затем снова в забой и т. д.). Если рециркуляция происходит через место выделения вредного газа (например, через тупиковый забой, где выделяется метан), то при определенных условиях она может привести к значительному увеличению концентрации этого газа в воздухе, что опасно уже само по себе. Если же вредный газ является взрывчатым, то при работе вентилятора он будет постоянно циркулировать через него, что может привести к взрыву. Условия, при которых концентрация вредного газа в воздухе может достичь опасных пределов, в практических ситуациях не всегда могут быть точно оценены. Это исключает возможность использования вентиляции с рециркуляцией в шахтах, где выделяются горючие и взрывчатые газы. Там же, где рециркуляция имеет место, должен быть организован строгий контроль за концентрацией вредных газов в атмосфере выработок.

Рассмотрим случай вентиляции тупиковой выработки вентилятором местного проветривания, работающим с рециркуляцией воздуха (рис. 18.4). Часть загрязненного воздуха, выходящего из тупиковой выработки, вновь засасывается вентилятором и подается в забой, а другая часть уносится вентиляционной струей по сквозной выработке. Пусть в выработку выделяется в единицу времени вредный газ в объеме  $I_1$ . Дебит вентилятора равен  $Q$  (для простоты принимаем утечки воздуха в воздухопроводе равными нулю). Концентрация газа в подаваемом в забой воздухе равна  $c'$ , объем выработки равен  $V_{в}$ . Требуется найти концентрацию газа  $c$  на выходе из тупиковой выработки.

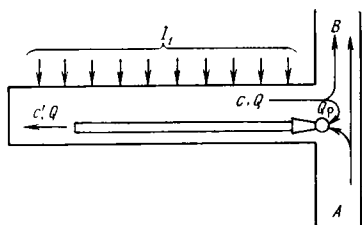


Рис. 18.4. Схема вентиляции тупиковой выработки вентилятором местного проветривания, работающим с рециркуляцией воздуха

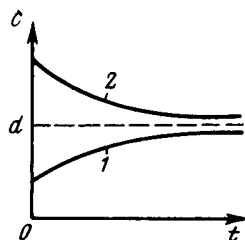


Рис. 18.5. График изменения концентрации газа  $c$  во времени  $t$  при вентиляции тупиковой выработки с рециркуляцией воздуха:  
1 — при  $c_0 < d$ ; 2 — при  $c_0 > d$

Из условия сохранения количества газа при проветривании тупиковой выработки с рециркуляцией запишем следующее дифференциальное уравнение:

$$I_1 dt + Qc' dt - Qc dt = V_v dc, \quad (18.4)$$

где  $t$  — время.

Первый член левой части уравнения (18.4) определяет количество газа, выделяющегося в выработку с отбитой горной массы и с поверхности выработки, за время  $dt$ , второй член — количество газа, привнесенное в выработку за время  $dt$  с воздухом, подаваемым в выработку вентилятором, третий член — количество газа, вынесенное из выработки за время  $dt$  воздушной струей. Разность между количеством газа, поступившим в выработку (сумма первого и второго члена в левой части), и количеством газа, вынесенным из нее (третий член), равна приросту (убыли) количества газа в выработке за время  $dt$ . Этот прирост равен объему выработки  $V_v$ , умноженному на прирост концентрации  $dc$  за время  $dt$ . Интегрируя уравнение (18.4) при начальном условии  $t=0$  и  $c=c_0$ , получим

$$c = I_1/[Q(1-n)] + \{c_0 - I_1/[Q(1-n)]\} \exp[-Q(1-n)t/V_v], \quad (18.5)$$

где  $n$  — коэффициент рециркуляции;

$$n = Q_p/Q.$$

Газодинамический процесс при рециркуляции нестационарен: при неограниченной продолжительности проветривания с рециркуляцией ( $t \rightarrow \infty$ ) концентрация газа стремится к пределу (рис. 18.5), определяемому по формуле

$$d = I_1/[Q(1-n)].$$

В условиях нормального проветривания выработки до рециркуляции ( $c_0 < d$ ) рециркуляция воздуха приводит к увеличению концентрации газа, которая может достичь опасного предела. Опасная концентрация газа в выработке достигается тем быстрее, чем больше коэффициент рециркуляции.

Рециркуляция воздуха может иметь место при вентиляции тупиковой выработки по схеме, показанной на рис. 18.4, тупика вентиляционного штрека при установке ВМП или в вентиляционном штреке за лавой, а также при работе подземных вспомогательных вентиляторов. Во всех случаях процесс вентиляции описывается уравнением

$$c = b_1 + b_2 \exp(-at), \quad (18.6)$$

где  $a$ ,  $b_1$ ,  $b_2$  — коэффициенты, зависящие от интенсивности газовыделения, дебита вентилятора, коэффициента рециркуляции, объема выработки.

## 19. ПРОЦЕССЫ ГАЗОПЕРЕНОСА В КАМЕРАХ

### 19.1. Основное уравнение турбулентной диффузии

Газодинамические процессы в камерах характеризуются действием в них свободных струй. Газ выносится из камеры ядром постоянной массы струи  $ABCC_1B_1A_1$  (рис. 19.1). Для эффективной вентиляции камеры необходима определенная скорость движения воздуха в ядре постоянной массы, что обеспечивается при достаточном расходе воздуха через камеру и не слишком большой ее длине. В камерах, имеющих большую длину и значительные поперечные размеры, увеличение сечения ядра постоянной массы может привести к уменьшению скорости движения воздуха до величины, не обеспечивающей эффективного выноса газа. Для обеспечения усиленной вентиляции камер необходимо, чтобы степень турбулентности свободной струи была достаточно высокой, так как газ из застойных зон  $AFEC$  и  $A_1F_1E_1C_1$  в камере поступает в ядро постоянной массы в основном за счет турбулентной диффузии.

Пусть в камере объемом  $V$  происходит непрерывное газовыделение с интенсивностью  $I$ . Тогда за время  $dt$  в камеру выделится  $I dt$  вредных газов. При этом в камеру подается воздух в количестве  $Q$  с концентрацией  $c_n$  в нем того же газа, который выделяется в камере.

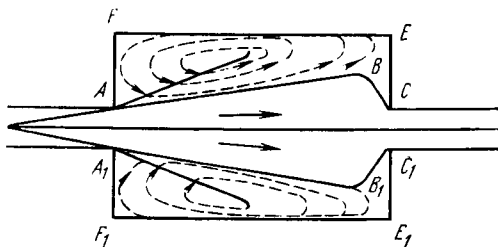


Рис. 19.1. Схема вентиляции камеры свободной струей

Тогда за время  $dt$  в камеру дополнительно поступит количество газа  $Qc_n dt$ . За это же время  $dt$  из камеры ядром постоянной массы свободной струи будет вынесено количество газа  $Qk_T' c dt$  (где  $k_T'$  — коэффициент турбулентной диффузии частично загрязненной свободной струи;  $c$  — средняя концентрация газа в камере в данный момент). Значение коэффициента  $k_T'$  определяется по формуле

$$k_T' = k_T + (1 - k_T) c_n / c. \quad (19.1)$$

Разность между количеством поступившего в камеру и количеством вынесенного из нее газа равна изменению количества вредных газов в камере, т. е.

$$I dt + Qc_n dt - Qk_T' c dt = V dc. \quad (19.2)$$

Выражение (19.2) называется основным уравнением турбулентной диффузии.

Введем обозначения

$$R = Qk_T / V; \quad (19.3)$$

$$R' = (Qk_T c_n + I) / V = R c_n + I / V. \quad (19.4)$$

Тогда уравнение (19.2) примет вид

$$dc/dt + Rc = R'. \quad (19.5)$$

## 19.2. Газоперенос при периодическом и постоянном газовыделении

Периодическое выделение газа в камере имеет место при ведении в ней взрывных работ. Рассмотрим случай, когда диффундирующий газ является пассивной примесью, а в поступающей струе воздуха концентрация газа равна нулю, т. е.

$$c_n = 0. \quad (19.6)$$

В этом случае  $I=0$ . Имея в виду условие (19.6), из выражения (19.4) найдем, что  $R'=0$ . Тогда выражение (19.5) примет вид

$$dc_c/dt = -Rc. \quad (19.7)$$

Интегрируя уравнение (19.7) при начальных условиях  $t=0$  и  $c=c_n$ , получим формулу для определения расхода воздуха для вентиляции камеры

$$Q = (V/k_T t) \ln(c_n/c), \quad (19.8)$$

где  $c_n$  — концентрация газа в камере в начальный момент после его выделения (при  $t=0$ ).

Заменив в выражении (19.8) логарифм отношения  $c_n/c$  корнем третьей степени (по В. Н. Воронину), получим

$$Q = (V/k_T t) \sqrt[3]{c_n/c}. \quad (19.9)$$

При определении количества воздуха для вентиляции камер формулам (19.8) и (19.9) необходимо задаваться временем проветривания  $t$ , спустя которое концентрация газов в камере будет равна допустимой, т. е.  $c = c_{\text{доп}}$ .

При постоянном газовыделении в камере устанавливается динамическое равновесие между количеством поступающего и выходящего газа, в результате чего содержание его в камере не изменяется по времени, т. е.  $dc/dt = 0$ . Учитывая условие (19.6), из выражения (19.5) найдем, что

$$Rc = R'.$$

Подставив вместо  $R$  и  $R'$  их значения из выражений (19.3) и (19.4), получим формулу для определения расхода воздуха на вентиляцию камеры

$$Q = I/k_T c. \quad (19.10)$$

Если  $c_n \neq 0$ , то

$$Q = I/[k_T(c - c_n)]. \quad (19.11)$$

Для определения расхода воздуха необходимо знать газовыделение в камеру в единицу времени  $I$ . При этом вместо  $c$  в выражениях (19.10) и (19.11) необходимо принимать допустимую концентрацию газа в камере.

## 2. ОСНОВЫ ШАХТНОЙ ПЫЛЕВОЙ ДИНАМИКИ

### 2.1. Общие сведения

Аэрозолями называются дисперсные системы с газообразной средой и с твердой или жидкой дисперсной фазой. Они образуются в процессе отделения горной массы от массива, а также при ее погрузке, транспортировании и перегрузке (в том числе за счет перехода пыли во взвешенное состояние под воздействием воздушных потоков). Динамика аэрозолей является теоретической базой при решении большинства задач противопылевой вентиляции. Она рассматривает широкий круг вопросов, связанных с образованием пылевых частиц (частицы крупностью 0,001—100 мкм), выпадением их из потока, изменением размеров и массы витающих частиц в процессе их взаимодействия с окружающей средой и друг с другом. При переходе от нижнего предела крупности пылевых частиц к ее верхнему пределу изменяются физические свойства аэрозолей и характер основных законов, описывающих поведение витающих в потоке частиц и их взаимодействие с окружающей средой. Степень дисперсности аэрозолей определяется безразмерным числом Кнудсена, которое вычисляется по формуле

$$Kn = l_m/r,$$

где  $l_m$  — средняя длина свободного пути молекул газа (при нормальных условиях  $l_m \approx 0,1$ ), мкм;  $r$  — радиус пылевых частиц, мкм.

Аэродисперсные системы с частицами радиусом  $< 0,01$  мкм (т. е.  $K_n \geq 1$ ) относятся к высокодисперсным аэрозолям, в которых процессы переноса импульса, энергии и массы частиц к среднему описываются формулами молекулярно-кинетической теории. Следовательно, в высокодисперсных аэрозолях частицы пыли можно рассматривать в качестве гигантских молекул газа. В крупнодисперсных аэрозолях ( $r > 1$  мкм,  $K_n < 1$ ) эти процессы описываются другим законом. Среднедисперсные аэрозоли ( $r = 0,05 \div 0,8$  мкм,  $K_n \approx 1$ ) обладают промежуточными свойствами. Для описания процессов взаимодействия среднедисперсных аэрозолей с окружающей средой используются законы высокодисперсных аэрозолей с определенными поправками, возрастающими с уменьшением числа Кнудсена. Состав аэрозолей в шахтной атмосфере, как правило, полидисперсен. В различных количествах присутствуют в ней различные частицы пыли различной крупности. Для вентиляционных расчетов наибольшее значение имеют грубодисперсные и среднедисперсные аэрозоли.

## 2.2. Осаждение пыли в неподвижном воздухе

Движение взвешенных частиц пыли может происходить как в неподвижном воздухе (седиментация), так и в воздушном потоке. Движение взвешенной частицы пыли в неподвижном воздухе определяется действием силы тяжести и силы сопротивления воздуха. Для частиц шарообразной формы сила тяжести ( $H$ ) определяется по формуле

$$G = \frac{4}{3} \pi r^3 g (\rho - \rho_1), \quad (20.1)$$

где  $g$  — ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $\rho$ ,  $\rho_1$  — соответственно плотность частицы и воздуха, кг/м<sup>3</sup>;  $\pi = 3,14$ .

Для частиц радиусом 0,8—35 мкм сила сопротивления воздуха ( $F$ ) определяется по формуле Стокса (с точностью до 10%)

$$F = 6\pi\mu r v, \quad (20.2)$$

где  $\mu$  — динамический коэффициент вязкости воздуха, кг/(м·с);  $v$  — скорость осаждения частицы, м/с.

Если сила тяжести больше силы сопротивления, то осаждение частицы происходит с возрастающей скоростью. При равенстве этих сил осаждение частицы происходит с постоянной скоростью, называемой скоростью витания. Приравняв правые части формул (20.1) и (20.2) и решая относительно  $v$ , получим формулу для определения скорости витания крупнодисперсных частиц

$$v = \frac{2}{9} \frac{r^2 g \rho}{\mu} = g\tau, \quad (20.3)$$

В формуле (20.3)  $\rho_1$  опущено, так как  $\rho \geq \rho_1$ .

Скорость витания частиц кварцевой пыли шарообразной формы характеризуется следующими данными.

Радиус частиц, мкм	35	5	0,8
Скорость витания, м/с	0,39	0,08	0,0002

Сила сопротивления воздуха падению частиц крупностью 0,05—0,8 мкм определяется по формуле Мелликена

$$F = \frac{6\mu r v}{1 + A \frac{l_M}{r} + B \frac{l_M}{r} e^{\frac{-br}{\rho}}}, \quad (20.4)$$

где  $A$ ,  $B$ ,  $b$  — эмпирические коэффициенты (для частиц с различной шероховатостью  $A = 0,82 \div 0,9$ ;  $B = 0,23 \div 0,29$ ;  $b = 1,25 \div 2,61$ ),  $e$  — основание натуральных логарифмов.

Приравнивая правые части уравнений (20.4) и (20.1) и решая относительно  $v$ , получим формулу для определения скорости витания среднedisперсных частиц

$$v = \frac{2}{9} \frac{r^2 g \rho}{\mu} \left( 1 + A \frac{l_M}{r} + B \frac{l_M}{r} e^{\frac{-br}{2}} \right). \quad (20.5)$$

Приведенные выше формулы справедливы для частиц шарообразной формы. Для частиц неправильной формы, к которым в большинстве случаев относятся частицы шахтной пыли, необходимо пользоваться эквивалентным радиусом частицы, соответствующим радиусу шара с объемом, равным объему частицы неправильной формы.

Эквивалентный радиус частицы (мкм) определяется по формуле

$$r_3 = 0,24 \sqrt[3]{c / \sqrt{a} d_c}, \quad (20.6)$$

где  $c$  — отношение толщины частицы к ее среднему поперечному размеру;  $a$  — отношение длины частицы к ее среднему поперечному размеру;  $d_c$  — средний поперечный размер частицы, видимый под микроскопом, мкм.

Значения  $c$  и  $a$  определяются по соответствующим значениям этих величин для кусков той же дробленой породы, из которой образуется пыль.

Осаждение частиц с возрастающей скоростью ( $G > F$ ) описывается дифференциальным уравнением

$$\frac{dv}{dt} + \frac{v}{\tau} - g = 0; \quad (20.7)$$

$$\tau = 2r^2 \rho / (9\mu),$$

где  $t$  — продолжительность осаждения, с.

Решив уравнение (20.7), получим формулу для определения скорости движения частицы при ускоренном движении

$$v^1 = v(1 - e^{-t/\tau}). \quad (20.8)$$

Длина пути, пройденного частицей за время  $t$ , определяется по формуле

$$z = vt - v\tau(1 - e^{-t/\tau}). \quad (20.9)$$

При замедленном движении частицы, обладающей начальной скоростью, ее скорость движения определяется по формуле

$$v' = v_n e^{-t/\tau}, \quad (20.10)$$

где  $v_n$  — начальная скорость движения частицы, м/с.

Длина пути, пройденного частицей за время  $t$ , определяется по формуле

$$z = v_n \tau (1 - e^{-t/\tau}). \quad (20.11)$$

### 20.3. Турбулентная диффузия пыли

Движение пыли в воздухе аналогично движению газа определяется молекулярным и турбулентным движением воздушной среды, а также действием силы тяжести. Чем мельче пыль и чем меньше продолжительность нахождения ее в воздухе, тем больше сходства в диффузии газа и пыли. Движение пыли в воздухе имеет отличительные особенности. Особенность движения пылевого облака состоит в том, что действие силы тяжести здесь проявляется более отчетливо. В результате этого действия по истечении некоторого времени вся пыль выше определенной крупности выпадает из воздуха и оседает на поверхность и почву выработки. Оставшиеся в воздухе пылинки следуют за пульсационным движением воздуха с некоторым отставанием, вследствие чего происходит набегание пульсирующих объемов воздуха на пылинки. Набегающие объемы воздуха затормаживаются, что вызывает уменьшение турбулентности потока.

В запыленном воздухе, движущемся со скоростью  $u < u_{кр}$  (где  $u_{кр}$  — критическая скорость движения воздуха, при которой не происходит срыв пыли с поверхности выработки), результирующий диффузионный поток направлен в сторону уменьшения концентрации частиц пыли (снизу вверх). При этом распределение концентрации пыли по высоте выработки может быть стационарным (в сечении по всей длине выработки) и нестационарным. Стационарное (неизменяющееся) распределение концентрации пыли возникает при равенстве пылевых потоков, создаваемых силой тяжести и диффузией, когда не происходит оседания частиц на почву выработки.

Если выделить в воздушном потоке горизонтальную элементарную площадку площадью  $dS$ , то число частиц, пройденных через нее в направлении сверху вниз под действием силы тяжести за время  $dt$ , будет равно  $vndSdt$  (где  $n$  — концентрация пыли вблизи выделенной площадки). Число частиц, пройденных через эту же



площадку в обратном направлении за счет турбулентной диффузии, будет равно

$$D_{\tau} = \frac{dn}{dz} dSdt.$$

При стационарном распределении концентрации пыли по высоте выработки можно записать

$$vndSdt = -D_{\tau} \frac{dn}{dz} dSdt. \quad (20.12)$$

Проинтегрировав уравнение (20.12) в пределах от  $n_n$  до  $n$  и от 0 до  $z$ , найдем, что

$$n = n_n e^{-\frac{vz}{D_t}}, \quad (20.13)$$

где  $n_n$  — концентрация пыли у почвы выработки, мг/м<sup>3</sup>;  $z$  — расстояние до почвы выработки, м.

Коэффициент турбулентной диффузии (м<sup>2</sup>/с) для аэрозолей при  $K_n \ll 1$  определяется по формуле Шервуда и Верца

$$D_{\tau} = 0,044v \text{Re}^{0,75} \quad (20.14)$$

где  $v$  — кинематический коэффициент вязкости воздуха, м<sup>2</sup>/с;  $\text{Re}$  — число Рейнольдса для воздушного потока.

Экспериментальные исследования показывают, что при  $r_0 \leq 0,5$  мкм концентрация пыли распределяется равномерно по высоте выработки, а при  $r_0 = 2,5$  мкм основная масса пыли движется в нижней части выработки (рис. 20.1). Пользуясь формулой (20.13), можно определить установившийся дисперсный состав пылевого аэрозоля на любом заданном расстоянии от почвы выработки.

Нестационарное распределение концентрации пыли по длине выработки возникает при постепенном выпадении из потока наиболее крупных ее частиц. На единице длины выработки, имеющей эквивалентный диаметр  $D$  под действием силы тяжести в одну секунду оседает число частиц  $Dnv = Dng\tau$  ( $n$  — концентрация пыли данной крупности в потоке). При прохождении аэрозолей пути  $dx$  из потока выпадает на почву число частиц  $Dnedx/u$ . Так как объем единицы длины выработки равен  $\pi D^2/4$ , то

$$-\frac{dn}{dx} = \frac{4Dgnt}{\pi D^2 u} = \frac{4ntg}{\pi u D}. \quad (20.15)$$

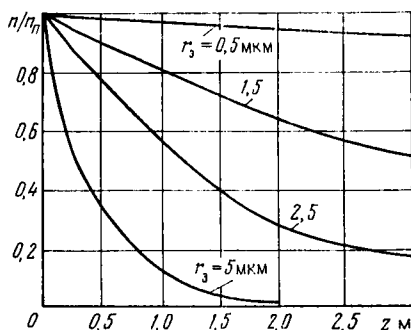


Рис. 20.1. График, характеризующий распределение концентрации пыли по высоте выработки в турбулентном потоке при числе Рейнольдса  $\text{Re} = 5 \cdot 10^5$

Проинтегрировав уравнение (20.15) в пределах от  $n_n$  до  $n$  и от 0 до  $x$ , получим формулу для определения концентрации пыли

$$n = n_n \exp\left(-\frac{4\tau g x}{\pi u D}\right) = n_n \exp\left(-\frac{4}{9} \frac{\rho g x r^2}{\pi u \mu D}\right), \quad (20.16)$$

где  $n_n$  — концентрация пыли в сечении, соответствующем началу отчета,  $\rho$  — плотность частиц;  $r$  — радиус частиц.

Пользуясь формулой (20.16), можно определить среднюю по высоте концентрацию пыли данной крупности в зависимости от длины пройденного пути  $x$ . Решив уравнение (20.16) относительно  $x$ , получим формулу для определения расстояния ( $m$ ), на котором произойдет заданное уменьшение концентрации пыли данной крупности

$$x = \frac{9}{4} \frac{\pi u \mu D}{\rho g r^2} \ln \frac{n_n}{n}. \quad (20.17)$$

Формулы (20.13) и (20.16) справедливы для динамики полидисперсного аэрозоля, масса частиц которого в процессе перемещения в турбулентном воздушном потоке остается неизменной. Динамика реальной аэродисперсной системы характеризуется многосвязными процессами взаимодействия частиц между собой и с окружающей средой, в результате которых масса частиц не остается постоянной, а непрерывно изменяется, что необходимо учитывать при описании закономерностей распределения концентрации пыли по сечению и длине выработки. Изменение массы витающих в шахтной атмосфере частиц пыли происходит в результате действия тепло- и массообменных процессов между частицами и окружающей средой (например, процесс конденсации) и непрерывного столкновения частиц друг с другом (например, процесс коагуляции).

В шахтной атмосфере содержание паров воды, как правило, близко к насыщению. Поэтому даже небольшое понижение температуры, которое наблюдается в поднимающихся вверх исходящих струях, вызывает выпадение капельной влаги на поверхности витающих частиц пыли, служащих центрами конденсации. Такое же явление происходит и при местном увеличении скорости движения воздуха, которое сопровождается уменьшением давления при подъеме воздуха по стволу. Особенно интенсивно протекают процессы конденсации при наличии в воздухе гигроскопических частиц, над поверхностью которых парциальное давление паров воды всегда ниже давления насыщающих воздух паров при данной температуре. Процессы коагуляции (слипания или слияния взвешенных частиц при соприкосновении друг с другом) вызываются броуновским движением мельчайших частиц под влиянием теплового колебания молекул среды, на которое накладывается упорядоченное движение частиц друг к другу, вызываемое направленным действием гидродинамических, электростатических, грави-

тационных и других сил. Изменение крупности частиц при их конденсационном и коагуляционном росте описывается уравнением

$$\frac{dr}{dz} = D_m \frac{\mu^2 \Delta P}{\rho^2 R' T g} \frac{r_n^3}{r^6} + \frac{6,2 \omega \varepsilon^{3/4}}{g \rho v^{1/4}} r = \Pi + M, \quad (20.18)$$

где  $r_n$  — начальный радиус частицы, м;  $D_m$  — коэффициент молекулярной диффузии, м<sup>2</sup>/с;  $\Delta P$  — разность парциальных давлений паров воды над поверхностью частицы и в воздухе, Па;  $\omega$  — влагосодержание воздуха, г/кг;  $R'$  — газовая постоянная воздуха, Дж/(К·моль);  $T$  — абсолютная температура, К;  $v$  — скорость рассеивания турбулентной энергии, Дж/(м<sup>3</sup>·с);

$$\varepsilon = \rho_1 \nu u^2 / D^2.$$

Интегрируя уравнение (20.18) в пределах от  $r_n$  до  $r$  и от  $z$  до 0, получим формулу для определения радиуса частицы

$$r = \left[ \left( \frac{\Pi}{M} + r_n^7 \right) e^{7M(h-z)} - \frac{\Pi}{M} \right]^{1/7}, \quad (20.19)$$

где  $h$  — высота выработки, при которой  $r = r_n$ , м.

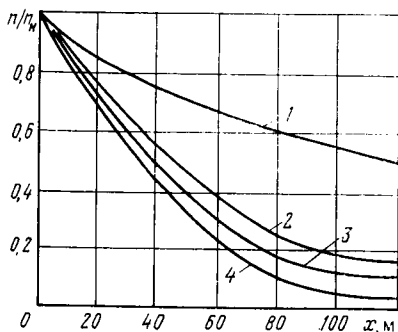
Разложив  $e^{7M(h-z)}$  в ряд и ограничившись первыми двумя его членами, найдем, что

$$r = [r_n^7 + 7(\Pi + Mr_n^7)(h-z)]^{1/7}. \quad (20.20)$$

Подставив в формулу (20.20) величины, характеризующие гидро- и термодинамические параметры потока, а также физические свойства витающих частиц, можно определить характер изменения крупности частиц в процессе их оседания на почву выработки. Зная закон изменения радиуса частиц, по формуле (20.16) можно определить весовую концентрацию пыли данной крупности на любом расстоянии от источника пылевыведения (рис. 20.2). Как видно из рис. 20.2, уменьшение начальной концентрации пыли в 2 раза достигается на расстоянии около 120 м от источника пылевыведения. Расчеты показывают, что при наличии конденсационного и коагуляционного роста крупности частиц уменьшение концентрации пыли в 2 раза может быть достигнуто на расстоянии 30—50 м.

Рис. 20.2. График зависимости весовой концентрации  $n/n_n$  частиц соляной пыли с начальным радиусом 5 мкм от расстояния  $x$  до источника пылевыведения в выработке с эквивалентным диаметром 3 м ( $\rho = 2000$  кг/м<sup>3</sup>;  $u = 2$  м/с):

1 — без учета конденсационного и коагуляционного роста крупности витающих частиц; 2, 3, 4 — с учетом роста крупности витающих частиц



## 20.4. Сдувание осевшей пыли

Обширные исследования, проведенные на угольных, рудных и соляных шахтах, показали, что при скорости движения воздуха, превышающей некоторое критическое ее значение, начинается активное вовлечение в поток пыли, осевшей на поверхности и почве выработок, и запыленность воздуха начинает возрастать.

Аэродинамическое воздействие воздушного потока на частицу пыли складывается из силы лобового давления  $F_d$  и подъемной силы  $F_n$ , которые стремятся сдвинуть и поднять частицу в воздушный поток. В покое частицу удерживают сила тяжести  $F_T$  и сила прилипания ее к поверхности  $F_{пр}$ . Для отрыва и уноса осевших частиц необходимо, чтобы аэродинамические силы воздушного потока были больше силы тяжести и силы прилипания (молекулярные силы взаимодействия между частицами или частицей и поверхностью, на которой лежит пылинка), т. е.

$$F_d + F_n > F_T + F_{пр}. \quad (20.21)$$

Сила лобового давления (Н) определяется по формуле

$$F = k_d \frac{\pi d^2}{4} \frac{u^2 \rho}{2}, \quad (20.22)$$

где  $k_d$  — коэффициент лобового сопротивления;  $d$  — диаметр частицы, м.

Подъемная сила воздушного потока (Н) определяется по формуле

$$F_n = k_n \frac{\pi d^2}{4} \frac{u^2 \rho}{2}, \quad (20.23)$$

где  $k_n$  — коэффициент подъемной силы.

Сила тяжести (Н) определяется по формуле

$$F = \frac{\pi d^3}{6} (\rho - \rho_1) = \frac{\rho d^3}{6} \rho. \quad (20.24)$$

Сила прилипания (Н) между отдельными частицами определяется по формуле

$$F_{пр} = \frac{\pi d}{2} \sigma, \quad (20.25)$$

где  $\sigma$  — свободная энергия единицы поверхности сопротивления.

Частица будет находиться в состоянии неустойчивого равновесия при условии равенства нулю суммы моментов всех действующих на нее сил, т. е.

$$k_1 d F_{пр} + k_2 d F_T - k_3 d F_d - k_4 d F_n = 0, \quad (20.26)$$

где  $k_1$ ,  $k_2$ ,  $k_3$ ,  $k_4$  — коэффициенты, учитывающие эксцентricность точек приложения действующих сил.

Из выражения (20.26) с учетом формул (20.22) — (20.25) получим формулу для определения критической скорости воздушного

потока, при которой осевшие частицы пыли находятся в состоянии неустойчивого равновесия,

$$u = k' \sqrt{\frac{4g \left( \sigma + \frac{1}{3} d^2 \rho \right)}{d\rho_1 (k_n + k_n)}}, \quad (20.27)$$

где  $k'$  — обобщенный коэффициент пропорциональности.

Скорость движения воздуха вблизи поверхности выработки определяется по формуле

$$u_n = u_c / \sqrt{\alpha / \rho}, \quad (20.28)$$

где  $u_c$  — средняя скорость движения воздуха по сечению выработки, м/с;  $\alpha$  — аэродинамический коэффициент сопротивления трению, Н · с<sup>2</sup>/м<sup>4</sup>.

Тогда выражение (20.27) примет вид

$$u = k' \sqrt{\frac{4g \left( \sigma + \frac{1}{3} d^2 \rho \right)}{d\alpha (k_n + k_n)}}. \quad (20.29)$$

Использование формулы (20.29) для расчета критической скорости движения воздуха связано с трудностью аналитического определения величины  $\sigma$ , которая зависит от физико-химических свойств частицы и поверхности выработки, влажности и условий контакта. Она может быть задана только приближенно. Поэтому в большинстве случаев для определения критической скорости движения воздуха используются экспериментальные методы.

При моделировании пылевых потоков необходимо соблюдать условия геометрического и кинетического подобия и сохранять равенство критериев Стокса и Фруда  $Stk$  и Фруда  $Fr$ , определяемых соответственно по формулам:

$$Stk = \rho u_{от} d^2 / (\mu l_n); \quad (20.30)$$

$$Fr = u_{от}^2 / (g l_n), \quad (20.31)$$

где  $u_{от}$  — относительная скорость движения частицы, м/с;  $l_n$  — характерный размер потока, м.

Из теории подобия известно, что отношение двух критериев дает новый критерий, заменяющий исходные критерии. Поэтому критерии Стокса и Фруда можно заменить их отношением

$$\theta = Stk / Fr = \text{const.} \quad (20.32)$$

Отношение  $\theta$  характеризует степень влияния скорости потока на скорость движения витающей в нем частицы.

Кроме того, при моделировании необходимо соблюдать равенство исходных значений запыленности и относительной влажности воздуха в натуре и модели.

Исследованиями установлено, что критическая скорость движения воздуха, при которой начинается сдувание пыли, зависит от ее крупности, свойств и шероховатости поверхности, влажности пыли и поверхности. Установлено, что с уменьшением крупности пыли до 0,175 мм скорость сдувания пыли уменьшается пропорционально. Для частиц крупностью 0,05—0,175 мм она остается постоянной, а для частиц крупностью 0,05 мм увеличивается. Высокодисперсная пыль благодаря превалирующему значению сил прилипания уносится потоком воздуха значительно труднее, чем более крупная пыль. Критическая скорость сдувания пыли возрастает с увеличением ее влажности в 1,5—2 раза по сравнению с сухой пылью. Установлено, что скорость сдувания для угольной и породной пыли изменяется в пределах 2—4,5 и 1,5—3,5 м/с соответственно. Для сильвинитовой и карналлитовой пыли она составляет 1,8 и 3,6 м/с соответственно. Увеличение критической скорости сдувания пыли путем искусственного увлажнения поверхности выработок и самой пыли во многих случаях является эффективным средством предупреждения повышенной запыленности горных выработок.

## **20.5. Влияние скорости воздушного потока на концентрацию пыли в воздухе**

Запыленность воздуха в горных выработках зависит от интенсивности источника пылеобразования, скорости движения воздуха, расстояния до источника пылеобразования и др. При неподвижном воздухе пылевое облако будет формироваться вблизи источника пыли, а на некотором расстоянии от него концентрация пыли в воздухе будет равна нулю. Возникшее движение воздуха будет перемещать пылевое облако в сторону контрольного сечения и запыленность воздуха по мере увеличения скорости движения воздуха будет расти, так как в поток будут вовлекаться все более крупные частицы. Затем наступит такой момент, когда концентрация пыли в этом сечении начнет уменьшаться, так как процесс разбавления пыли и ее уноса будет преобладать над интенсивностью поступления пыли в воздух. Запыленность воздуха будет уменьшаться до тех пор, пока скорость движения воздуха не достигнет критической величины, при которой начинается процесс сдувания ранее осевшей пыли и вовлечение ее в поток. Многочисленные исследования, выполненные на различных шахтах, показали, что кривая, выражающая зависимость запыленности воздуха от скорости его движения, имеет некоторую область, где запыленность минимальна (рис. 20.3). Концентрация пыли в воздухе резко уменьшается при увеличении скорости движения воздуха в лавах угольных шахт в пределах 0,2—1 м/с и в подготовительных выработках в пределах 0,3—0,5 м/с. На калийных шахтах оптимальная скорость движения воздуха по пылевому фактору находится в пределах 0,5—1,8 и 0,5—3,6 м/с соответственно на сильвинитовых и карналлитовых участках. На железорудных шахтах

Рис. 20.3. График зависимости концентрации пыли в воздухе  $n$  от скорости воздушного потока  $u$

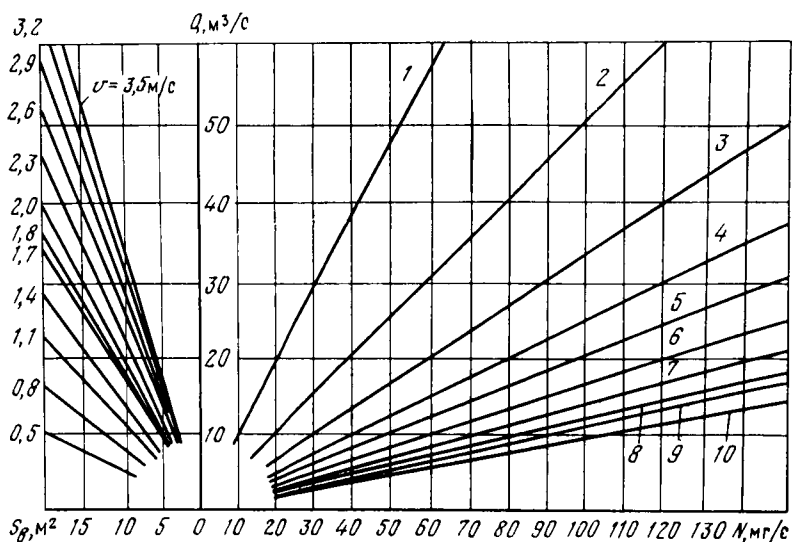
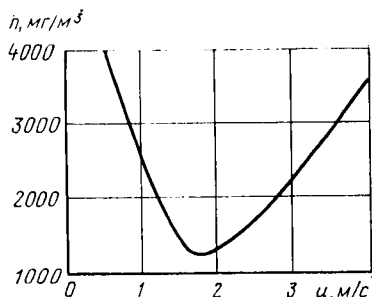


Рис. 20.4. Номограмма для определения расхода воздуха по пылевому фактору ( $Q$  — расход воздуха;  $N$  — интенсивность источника пылевыделения;  $S_v$  — площадь поперечного сечения проветриваемой выработки;  $v$  — скорость движения воздуха):

1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10 — при значениях  $(n_d - n_n)$ , равном соответственно 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10 мг/м<sup>3</sup>

оптимальная скорость движения воздуха в очистных забоях составляет 0,7—1 м/с, а в нарезных, буровых и проходческих забоях — 0,25—0,6 м/с.

Область применения вентиляционных средств для борьбы с пылью при непрерывном действии источников пылевыделения ограничивается критической скоростью. Последняя не является величиной постоянной и изменяется в зависимости от различных факторов (от свойств пыли, влажности воздуха и пыли, местоположения слоя пыли). Поэтому расход воздуха (м<sup>3</sup>/с) для проветривания выработок по пылевому фактору определяется по формуле

$$Q = S_v v_{\text{оп}}. \quad (20.33)$$

где  $S_B$  — площадь поперечного сечения проветриваемой выработки  $\text{м}^2$ ;  $v_{\text{оп}}$  — оптимальная скорость движения воздуха,  $\text{м/с}$ .

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{с}$ ) для проветривания выработок по интенсивности источника пылевыведения определяется по формуле

$$Q_{\text{ин}} = N_{\text{п}} k_{\text{н}} k_{\text{в}} / (n_{\text{д}} - n_{\text{н}}), \quad (20.34)$$

где  $N_{\text{п}}$  — интенсивность источника пылеобразования,  $\text{мг/с}$ ;  $k_{\text{н}}$  — коэффициент, учитывающий неравномерность пылеобразования;  $k_{\text{в}}$  — коэффициент, учитывающий влияние влажности;  $n_{\text{д}}$  — допустимая концентрация пыли,  $\text{мг/м}^3$ ;  $n_{\text{н}}$  — начальная концентрация пыли в воздухе, поступающем для проветривания выработки,  $\text{мг/м}^3$ .

При значительной интенсивности источника пылевыведения расход воздуха, определенный по формуле (20.34), может оказаться таким, что скорость воздушного потока в выработке будет не только выше оптимальной, но и выше критической, что вызовет рост запыленности воздуха. Поэтому допустимая концентрация пыли может быть обеспечена при соблюдении условия  $Q_{\text{оп}} = Q_{\text{ин}}$ , т. е.

$$S_B v_{\text{оп}} = \frac{N_{\text{п}} k_{\text{н}} k_{\text{в}}}{n_{\text{д}} - n_{\text{н}}}. \quad (20.35)$$

Если  $Q_{\text{оп}} < Q_{\text{ин}}$ , то вентиляция должна применяться в сочетании с другими средствами борьбы с пылью.

На основании формулы (20.35) построена номограмма (рис. 20.4), по которой можно определить:

расход воздуха для проветривания выработки по пылевому фактору;

площадь поперечного сечения выработки, обеспечивающую оптимальную скорость движения воздуха;

допустимую интенсивность источника пылевыведения, при которой санитарная норма запыленности может быть обеспечена одними средствами вентиляции.

Анализ номограммы показывает, что область применения вентиляции в качестве единственного средства борьбы с пылью весьма ограничена. Если учесть, что для большинства пылей критическая скорость ее сдувания составляет около  $1,8 \text{ м/с}$ , то при начальной запыленности свежего воздуха  $\leq 1 \text{ мг/м}^3$  максимальная интенсивность источника пылеобразования должна быть  $\leq 105 \text{ мг/с}$ . Интенсивность же источников пылеобразования в подавляющем большинстве случаев существенно выше этой величины. Поэтому вентиляция не может использоваться в качестве единственного средства борьбы с пылью, но она должна являться обязательной составной частью комплекса мероприятий по борьбе с пылью, так как проветривание обеспечивает вынос мельчайших частиц пыли, наиболее опасных для здоровья и, как правило, не улавливаемых другими средствами пылеподавления.



## 21. ОСНОВЫ ШАХТНОЙ ТЕРМОДИНАМИКИ

### 21.1. Уравнение энергии воздушного потока

Вентиляционный поток переносит и обменивает в горных выработках тепловую и механическую энергию. Полная удельная энергия в поперечном сечении потока (Дж/кг) определяется по формуле

$$E = \mathcal{E} + \frac{u^2}{2} + gz, \quad (21.1)$$

где  $\mathcal{E}$  — энтальпия воздуха, Дж/кг;  $\frac{u^2}{2}$  — кинетическая энергия, Дж/кг;  $gz$  — потенциальная энергия, Дж/кг;  $u$  — средняя скорость потока воздуха, м/с;  $z$  — геодезическая высота, м;  $g$  — ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>.

Для определения изменения энергии вентиляционного потока вдоль выработки составим уравнение баланса энергии в элементарном объеме  $f dx$  (рис. 21.1) за единицу времени  $d\tau$

$$\rho Q E d\tau + \frac{\partial \Phi}{\partial x} dx d\tau - \left( \rho Q E + \rho Q \frac{\partial E}{\partial x} dx \right) d\tau = \frac{\partial (\rho E)}{\partial \tau} d\tau f dx$$

или

$$f \frac{\partial (\rho E)}{\partial \tau} + \rho Q \frac{\partial E}{\partial x} = \frac{\partial \Phi}{\partial x}, \quad (21.2)$$

где  $\Phi$  — результирующий внешний тепловой поток, Вт;  $f$  — площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>;  $\rho$  — плотность воздуха, кг/м<sup>3</sup>.

Из выражений (21.1) и (21.2) при  $\frac{\partial u}{\partial \tau} = 0$  и  $\frac{\partial z}{\partial \tau} = 0$  получим

$$f \frac{\partial (\rho \mathcal{E})}{\partial \tau} + \rho Q \frac{\partial}{\partial x} \left( \mathcal{E} + \frac{u^2}{2} + gz \right) = \frac{\partial \Phi}{\partial x}. \quad (21.3)$$

Удельная доля энергии, расходуемая на изменение скорости движения воздуха, незначительна. Поэтому в энергетическом балансе потока ею можно пренебречь. Изменение удельной потенциальной энергии вентиляционного потока в выработках с постоянным наклоном имеет вид

$$g \frac{\partial z}{\partial x} = -g \frac{z_1 - z_2}{x_2 - x_1} = -g \frac{\Delta z}{L_B},$$

где  $z_1, z_2$  — геодезическая высота соответственно в начале и конце вентиляционного потока, м;  $L_B$  — длина выработки, м;  $x_1, x_2$  — соответственно координаты начала и конца выработки, м.

Следовательно, уравнение (21.3) выразится в виде

$$f \frac{\partial (\rho \mathcal{E})}{\partial \tau} + \rho Q \frac{\partial \mathcal{E}}{\partial x} - \rho Q g \frac{\Delta z}{L_B} = \frac{\partial \Phi}{\partial x}. \quad (21.4)$$

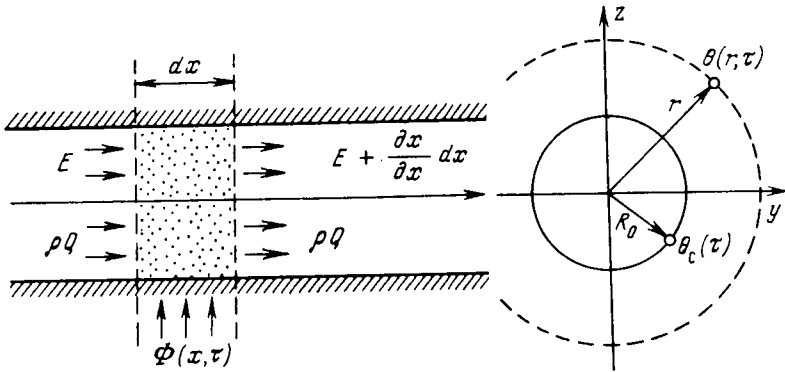


Рис. 21.1. Схема к определению изменения энергии вентиляционного потока вдоль выработки

Уравнение (21.4) описывает нестационарное изменение энтальпии  $\mathcal{E}(x, \tau)$  и потенциальной энергии воздуха под влиянием внешнего теплового потока  $\Phi(x, \tau)$ . Для рассматриваемых условий тепло- и массообмена принимается  $\frac{\partial(\rho\mathcal{E})}{\partial\tau} = 0$ . Поэтому уравнение (21.4) с учетом выражения (4.9) примет вид

$$dt + \frac{r}{c_p} dX = \frac{d\Phi}{\rho Q c_p} + \frac{g}{c_p} \frac{\Delta z}{L_b} dx, \quad (21.5)$$

где  $X$  — влагосодержание воздуха;  $r$  — скрытая теплота парообразования;  $c_p$  — теплоемкость воздуха при постоянном давлении.

Для определения температуры шахтного воздуха по уравнению (21.5) необходимо знание закономерностей изменения влагосодержания  $dX$  и внешнего теплового потока  $d\Phi$ . Последний член уравнения (21.5) описывает изменение температуры при трансформации потенциальной энергии воздуха в теплоту при постоянном давлении.

## 21.2. Определение влагосодержания шахтного воздуха

Влагосодержание воздуха в вентиляционном потоке определяется по формуле

$$X = X_1 + x\delta, \quad (21.6)$$

где  $X$  — влагосодержание воздуха в начале выработки, кг/кг;  $\delta$  — прирост влагосодержания на 1 м длины выработки (определяемый опытным путем), кг/кг.

Для определения влагосодержания воздуха в вентиляционном потоке используется также формула

$$X = \varphi(m + nt + lt^2); \quad (21.7)$$

$$\varphi \approx X/X_n,$$

Таблица 21.1

$\Delta t, ^\circ\text{C}$	$n', \text{ Па}/^\circ\text{C}$	$\varepsilon', ^\circ\text{C}$	$p_{\text{п.с}}, \text{ Па}$	$\Delta t, ^\circ\text{C}$	$n', \text{ Па}/^\circ\text{C}$	$\varepsilon', ^\circ\text{C}$	$p_{\text{п.с}}, \text{ Па}$
0—10	62,7	—9,8	760	16—26	153,3	4,5	2173
2—12	70,7	—7,5	867	18—28	164,0	6,3	2466
4—14	78,6	—5,9	1000	20—30	190,6	8,1	2733
6—16	88,0	—4,3	1133	22—32	210,6	9,7	3066
8—18	98,6	—2,5	1266	24—34	233,3	11,6	3466
10—20	110,7	—0,8	1466	26—36	256,0	13,1	3866
12—22	125,3	1,2	1666	28—38	285,3	15,0	4266
14—24	140,0	2,8	1933	30—40	309,3	16,5	4800

где  $m, n, l$  — эмпирические коэффициенты;  $\varphi$  — относительная влажность воздуха;  $X_n$  — начальное влагосодержание воздуха;

$$\varphi = \varphi_1 + x\delta, \quad (21.8)$$

$\varphi_1$  — относительная влажность воздуха в начале выработки.

При тепловых расчетах воздуха в глубоких шахтах парциальное давление определяется по формуле

$$p_n = n'(t - \varepsilon'), \quad (21.9)$$

где  $n', \varepsilon'$  — эмпирические коэффициенты (табл. 21.1).

Из выражений (21.9) и (4.7) получим формулу для определения влагосодержания воздуха в вентиляционном потоке

$$X = 0,622 \frac{\varphi n'(t - \varepsilon')}{p - p_{\text{п.с}}}, \quad (21.10)$$

где  $p_{\text{п.с}}$  — среднее парциальное давление водяных паров (см. табл. 21.1), Па.

Для определения влагосодержания воздуха в вентиляционном потоке широко используется следующая формула:

$$X = \frac{\beta(p_{\text{п.с}} - p_n)\eta P x}{\rho Q}, \quad (21.11)$$

где  $\beta$  — коэффициент, учитывающий теплоотдачу с поверхности выработок,  $\text{кг} \cdot \text{м}/(\text{с} \cdot \text{Дж})$ ;  $p_{\text{п.с}}$  — парциальное давление насыщенных водяных паров при температуре, равной температуре поверхности выработки, Па;  $p_n$  — парциальное давление водяных паров в шахтном воздухе, Па;  $\eta$  — коэффициент, учитывающий влажность поверхности выработок (для сухих поверхностей  $\eta = 0$ ; для влажных  $\eta = 1$ );  $P$  — периметр поперечного сечения выработки.

Указанные зависимости, влагосодержание позволяют прогнозировать скрытую теплоту процессов испарения и количество влаги, выносимое вентиляционными потоками. Скрытая теплота процессов испарения определяется по формуле

$$\Phi = \rho Q r X. \quad (21.12)$$

Количество влаги, выносимое вентиляционными потоками, определяется по формуле

$$W = \rho Q X. \quad (21.13)$$

Точность прогнозирования температуры шахтного воздуха в значительной степени зависит от точности определения его влажгосодержания.

### 21.3. Нестационарный теплообмен между вентиляционным потоком и горным массивом

Нестационарный теплообмен между вентиляционными потоками и горным массивом создает нестационарный тепловой потенциал в шахтном воздухе, описываемый уравнением (21.4), и нестационарное температурное поле  $\theta(x, y, z, \tau)$  около выработок. Распределение температуры в горном массиве выражается уравнением теплопроводности пород (уравнение Фурье)

$$\frac{\partial \theta}{\partial \tau} = a \left( \frac{\partial^2 \theta}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 \theta}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \theta}{\partial z^2} \right), \quad (21.14)$$

где  $a$  — коэффициент температуропроводности пород (табл. 21.2),  $\text{м}^2/\text{с}$ ;

$$a = \lambda / \rho_n C;$$

$\lambda$  — коэффициент теплопроводности пород,  $\text{Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$ ;  $\rho_n$  — плотность пород,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $C$  — теплоемкость пород,  $\text{Дж}/\text{кг} \cdot \text{К}$ .

При цилиндрической системе координат (см. рис. 21.1) и пребрежении осевой теплопроводностью (т. е.  $\partial \theta / \partial x = 0$ ) уравнение (21.14) примет вид

$$\frac{\partial \theta}{\partial \tau} = a \left( \frac{\partial^2 \theta}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial \theta}{\partial r} \right), \quad (21.15)$$

где  $\theta(r, \tau)$  — непрерывная температурная функция в пределах  $R_0 \leq r \leq \infty$  и  $\tau \geq 0$ .

Теплообмен между вентиляционным потоком и горным массивом описывается системой уравнений (21.4) и (21.15), аналитическое решение которой возможно при некотором ее упрощении.

Уравнение (21.5) решается при следующих начальных и граничных условиях:

$$\tau = 0; \quad \theta(r, 0) = \theta_n = \text{idem}; \quad (21.16)$$

$$r = \infty; \quad \theta(\infty, \tau) = \theta_n = \text{idem}; \quad (21.17)$$

$$r = R_0; \quad \lambda \frac{\partial \theta}{\partial r} = \alpha (\theta_c - t); \quad (21.18)$$

$$t = \text{idem}. \quad (21.19)$$

Таблица 21.2

Горные породы	$\rho_p$ , кг/м <sup>3</sup>	$\lambda$ , Вт/м·К	$C$ , Дж/кг·К	$\alpha \cdot 10^3$ , м <sup>2</sup> /с
Каменный уголь (Донбасс):				
в направлении напластования	1225	0,379	1239	0,25
перпендикулярно к напластованию	1225	0,205	1239	0,14
Каменный уголь (Карагадинский бассейн)	1275	0,267	1055	0,20
Бурый уголь (Челябинский бассейн)	1202	0,251	1143	0,18
Серый колчедан	4660	4,189	896	1,00
Антрацит	1440	0,328	946	0,24
Песчаник	2405	2,977	879	1,41
Медный колчедан	4731	4,215	858	1,04
Углистый сланец	1765	0,835	1022	0,46
Глинистый сланец	2433	0,932	992	0,39
Гранит	2722	2,214	917	0,87
Доломит	2675	1,729	9292	0,70
Известняк	2478	0,984	888	0,45
Маргитовый роговик	3450	4,361	640	1,98
Сильвинит	2100	9,767	833	5,58
Каменная соль	2150	8,548	913	4,35

Выражение (21.16) показывает, что горный массив не охлажден заранее. Выражение (21.17) характеризует неограниченность массива. Выражение (21.18) описывает взаимодействие между температурными полями в горном массиве и в воздушной среде, т. е. между тепловым потоком у поверхности пород и тепловым потоком у турбулентного ядра воздушной струи. Выражение (21.19) описывает стационарный тепловой режим в воздушной среде при нестационарном режиме в горном массиве. Оно способствует более легкому математическому решению задачи, но не соответствует действительному теплообмену. Это условие вносит значительную погрешность в расчеты новых горных выработок, проведенных в породах с температурой  $> 35^\circ\text{C}$ .

Аналитическое решение уравнения (21.15) при начальных и граничных условиях (20.16) и (20.19) методом преобразования Лапласа имеет вид

$$\frac{\theta - t}{\theta_n - t} = 1 - L_B^{-1} \left\{ \frac{K_0 \left( \sqrt{\frac{s}{\alpha}} r \right)}{s \left[ K_0 \left( \sqrt{\frac{s}{\alpha}} R_0 \right) + \frac{\lambda}{\alpha} \sqrt{\frac{s}{\alpha}} K_1 \left( \sqrt{\frac{s}{\alpha}} R_0 \right) \right]} \right\}, \quad (21.20)$$

где  $K_0$ ,  $K_1$  — функции Бесселя соответственно нулевого и первого порядков;  $\alpha$  — коэффициент теплообмена.

Если функции Бесселя аппроксимируются с экспоненциальными рядами, то выражение в фигурных скобках уравнения (21.20)

имеет табличный оригинал и приближенное решение выразится в виде

$$\theta = \theta_n - (\theta_n - t) \sqrt{\frac{R_0}{r}} \frac{\text{Bi}}{\text{Bi}'} \left[ \text{erfc} \frac{r - R_0}{2\sqrt{a\tau}} - e^{\text{Bi}' \frac{r - R_0}{R_0}} e^{(\text{Bi}')^2 \text{Fo}} \text{erfc} \times \right. \\ \left. \times \left( \text{Bi}' \sqrt{\text{Fo}} + \frac{r - R_0}{2\sqrt{a\tau}} \right) \right]; \quad (21.21)$$

$$\text{Bi}' = \text{Bi} + b,$$

где  $\text{Bi}$ ,  $\text{Fo}$  — соответственно критерий Био и Фурье;  $b$  — эмпирический коэффициент (для выработок, проветриваемых до года  $b=0,375$ ; для выработок, проветриваемых до 10 лет  $b=0,5$ );

$$\text{Bi} = \alpha R_0 / \lambda;$$

$$\text{Fo} = a\tau / R_0^2.$$

При  $r = R_0$  выражение (21.21) примет вид

$$\theta_c = \theta_n - (\theta_n - t) \frac{\text{Bi}}{\text{Bi}'} f(z); \quad (21.22)$$

$$f(z) = 1 - e^{-z^2} \text{erfc}(z); \quad (21.23)$$

$$z = \text{Bi}' \sqrt{\text{Fo}},$$

где  $f(z)$  — функция, численные значения которой приведены в табл. 21.3.

Формула (21.21) содержит погрешность, которая тем незначительнее, чем меньше число Фурье (при  $F_0 < 1$  она  $< 1\%$ ). Поэтому формулу (21.21) рекомендуется применять для горных выработок, проветриваемых не более года.

Так как выражение в фигурных скобках уравнения (21.20) не имеет табличного оригинала, разыскивается решение обратного преобразования этого образца с помощью общего интеграла для

Таблица 21.3

$z$	$f(z)$	$z$	$f(z)$	$z$	$f(z)$	$z$	$f(z)$
0,0	0,0000	1,2	0,6214	5,5	0,8974	14	0,9597
0,1	0,1036	1,4	0,6614	6,0	0,9060	16	0,9647
0,2	0,1910	1,6	0,6975	6,5	0,9132	18	0,9686
0,3	0,2654	1,8	0,7217	7,0	0,9194	20	0,9718
0,4	0,3202	2,0	0,7434	7,5	0,9248	30	0,9812
0,5	0,3843	2,5	0,7928	8,0	0,9295	40	0,9859
0,6	0,4323	3,0	0,8207	8,5	0,9336	50	0,9887
0,7	0,4741	3,5	0,8454	9,0	0,9373	70	0,9919
0,8	0,5109	4,0	0,8634	9,5	0,9406	100	0,9944
0,9	0,5435	4,5	0,8777	10,0	0,9436	150	0,9962
1,0	0,5724	5,0	0,8872	12,0	0,9530	200	0,9971

этой цели. После преобразований при  $r=R_0$  уравнение (21.20) примет вид

$$\frac{\theta_c - t}{\theta_n - t} = \frac{4}{\pi^2 \text{Bi}} \int_0^{\infty} \frac{e^{\mu^2 \text{Fo}} d\mu}{\mu \left( \mathcal{E}_0(\mu) + \frac{\mu}{\text{Bi}} \mathcal{E}_1(\mu) \right)^2 + \mu \left[ \mathcal{Y}_0(\mu) + \frac{\mu}{\text{Bi}} \mathcal{Y}_1(\mu) \right]^2}, \quad (21.24)$$

где  $\mu$  — комплексный аргумент функций Бесселя  $K_0, K_1, \mathcal{E}_0, \mathcal{E}_1, \mathcal{Y}_0, \mathcal{Y}_1$  нулевого и первого порядков;  $\mu = \sqrt{sr/a}$ .

Тепловой поток между турбулентным ядром вентиляционной струи в горной выработке и зоной первичной температуры пород вокруг выработки определяется по формуле А. Н. Щербаня и О. А. Кремнева

$$\Phi = k_{н.т} (\theta_n - t) P x, \quad (21.25)$$

где  $k_{н.т}$  — коэффициент нестационарного теплообмена, Вт/м<sup>2</sup>·К.

Коэффициент нестационарного теплообмена учитывает обобщенную передачу тепла посредством теплопроводности между первичным тепловым потенциалом массива и поверхностью выработки и посредством конвекции между поверхностью выработки и турбулентным ядром. Из выражений (4.14) и (21.25) получим формулу для определения коэффициента нестационарного теплообмена

$$k_{н.т} = \alpha \frac{\theta_c - t}{\theta_n - t}. \quad (21.26)$$

Подставив выражение (21.26) в уравнение (21.24), получим

$$\text{Ki} = \frac{k_{н.т} R_0}{\lambda} = \frac{4}{\pi^2} \int_0^{\infty} f(\mu) d\mu, \quad (21.27)$$

где  $\text{Ki}$  — критерий Кирпичева;  $f(\mu)$  — подинтегральная функция в уравнении (21.24).

По уравнению (21.27) построена номограмма О. А. Кремнева для определения критериальной зависимости  $\text{Ki} = f(\text{Bi}, \text{Fo})$ , по которой вычисляется коэффициент нестационарного теплообмена.

Из выражений (21.22) и (21.26) получим формулу для определения коэффициента нестационарного теплообмена в выработках, проветриваемых не более года,

$$k_{н.т} = \alpha \left[ 1 - \frac{\text{Bi}}{\text{Bi}'} f(z) \right]. \quad (21.28)$$

При проветривании выработок, до 10 лет коэффициент нестационарного теплообмена определяется по формуле А. Н. Щербаня

$$k_{н.т} = \frac{1}{1 + \frac{\lambda}{2\alpha R_0}} \left[ \frac{\lambda}{2R_0} + \frac{\lambda}{\sqrt{\pi a \tau} \left( 1 + \frac{\lambda}{2\alpha R} \right)} \right]. \quad (21.29)$$

Известны и другие формулы для расчета коэффициента нестационарного теплообмена. Предложены также зависимости для исправления погрешности, вызванной условием (21.19), неоднородностью горного массива вокруг горной выработки и неравномерным охлаждением пород (например, в лавах).

#### 21.4. Прогнозирование температуры шахтного воздуха

Известны различные методы прогнозирования температуры шахтного воздуха. Они отличаются друг от друга в основном способами определения влагосодержания воздуха и результирующего внешнего теплового потока, а также способами решения уравнения (21.4) или уравнения (21.5).

Основы современной теории нестационарного тепло- и массообмена вентиляционных потоков в горных выработках заложены в 50- и 60-х годах такими выдающимися советскими учеными, как А. Н. Щербань, А. Ф. Воропаев, О. А. Кремнев, Ю. Д. Дядькин, Г. В. Дуганов, Б. И. Медведев и др. В этот период опубликовали свои работы по прогнозированию температуры рудничного воздуха Т. Болдичар (Венгрия), Е. Литвинишин (Польша), Х. Кьониг и С. Батцель (ФРГ), В. де Брааф (Бельгия), И. Хиромаци и И. Кокадо (Япония), Д. Р. Скотт (Англия) и др. Совершенствование методов прогнозирования нестационарного тепло- и массообмена на шахтах за последние годы осуществлялось путем решения более точных физико-математических моделей, учитывающих нестационарный режим вентиляционных потоков, интенсивный влагообмен в горных выработках и тепло-влагообмен в слое пород у поверхности выработок. Другим существенным направлением в развитии указанных выше методов является их приспособление к тепловым вентиляционным расчетам в шахтных вентиляционных сетях, а также создание комплексных программ проектирования и управления вентиляционно-климатическими системами с помощью ЭВМ. Наиболее широкое применение получило прогнозирование температур шахтного воздуха с помощью уравнения (21.5). Изменение влагосодержания в этом уравнении определяется по формулам (21.8) и (21.10). Результативный внешний тепловой поток представлен суммой потоков, характерных для внешних источников тепла (выражения (4.14) или (21.25), (4.17), (4.20) и др.). Например,

$$d\Phi = k_{п.т}(\theta_{п.о} + \sigma x - t) P dx + \alpha_c q_y P dx + k_r(v_{ср} - t) P dx, \quad (21.30)$$

где  $\sigma$  — геотермический градиент, учитывающий изменение температуры пород с увеличением глубины на 1 м;  $\alpha_c$  — коэффициент, учитывающий влияние скорости движения воздуха;  $q_y$  — тепловыделение с 1 м<sup>2</sup> поверхности выработки.

В эту сумму можно включить и другие теплоисточники, распределенные по оси выработки (транспортируемое полезное ископаемое, дополнительные трубопроводы и др.). Влияние больших сосредоточенных теплоисточников целесообразно определять по выражению (4.22).



Изменение температуры шахтного воздуха по оси выработки при заданной продолжительности теплообмена с горным массивом описывается дифференциальным уравнением, полученным из выражений (21.5), (21.8), (21.10), (21.30),

$$\frac{dt}{dx} + \frac{A}{F} t = \frac{M + Nx}{F}, \quad (21.31)$$

$$A = \frac{k_{н.п}P + k_{т}P_{т}}{\rho_{п}Qc_{п}} + B\delta; \quad (21.32)$$

$$F = 1 + B(\varphi_1 + \delta x); \quad (21.33)$$

$$M = \frac{k_{н.т}P\theta_{по} + k_{т}P_{т}\gamma_{ср} + \alpha_c q_0 P}{\rho_{п}Qc_{п}} + \frac{g}{c_{п}} \frac{\Delta z}{L_b} + B\delta\varepsilon'; \quad (21.34)$$

$$N = \frac{k_{н.т}P\sigma}{\rho_{п}Qc_{п}}; \quad (21.35)$$

$$B = \frac{1547n'}{p - p_{п.с}}. \quad (21.36)$$

Линейное дифференциальное уравнение (21.31) имеет следующее решение при граничных условиях  $x=0$ ;  $t=t_1$ ;  $\varphi=\varphi_1$ ;  $x=L_b$ ;  $t=t_2$ ;  $\varphi=\varphi_2$

$$t_2 = \frac{M + NL_b}{A} - \frac{N(B\varphi_2 + 1)}{A(A + B\delta)} + \left( \frac{B\varphi_2 + 1}{B\varphi_1 + 1} \right)^{-\frac{A}{B\delta}} \times \\ \times \left[ t_1 - \frac{M}{A} + \frac{N(B\varphi_1 + 1)}{A(A + B\delta)} \right]. \quad (21.37)$$

Неизвестная относительная влажность воздуха в конце выработки  $\varphi_2$  определяется выражением (21.8). Для этого используются опытные данные об изменении влажности воздуха в выработках. При небольшом изменении влажности в коротких выработках можно принять среднюю величину относительной влажности, т. е.  $\varphi_1 = \varphi_2 = \varphi = \text{const}$  или  $\delta = 0$ . Тогда выражение (21.37) примет вид

$$t_2 = \frac{M + NL_b}{A} - \frac{N(B\varphi + 1)}{A^2} + e^{-\frac{AL_b}{B\varphi + 1}} \times \\ \times \left[ t_1 - \frac{M}{A} + \frac{N(B\varphi + 1)}{A^2} \right]. \quad (21.38)$$

Точность вычислений по выражениям (21.37) и (21.38) зависит от данных, которыми определяются выражения (21.32) — (21.37). Особенно это относится к коэффициенту нестационарного теплообмена и к коэффициенту влажности. Для вертикальных и наклонных выработок коэффициент влажности равен среднему давлению воздуха в начале и конце выработки. Во избежание большой погрешности при усреднении необходимо расчеты производить последовательно для участков выработки небольшой длины ( $< 100$  м).

22. ВЕНТИЛЯЦИЯ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

22.1. Общие сведения

В вентиляции под выемочным участком понимается система выработок, включающая очистной забой, откаточные и вентиляционные выработки и выработанное пространство. На угольных и рудных шахтах наиболее интенсивно ведутся горные работы в очистных выработках. В процессе ведения горных работ из полезного ископаемого и горных пород, а также в результате взрывных работ выделяются вредные газы, тепло и рудничная пыль. Основная задача вентиляции — обеспечить в выработках необходимый расход воздуха для нормальной физиологической деятельности человека, разбавление и вынос вредных газов и пыли, нормальные тепловые условия. Параметры воздушного потока (расход воздуха и скорость его движения, турбулентность) должны обеспечивать решение этой задачи. Эффективность проветривания очистных выработок в значительной степени зависит от схемы вентиляции. Схемой вентиляции участка или шахты называется план горных работ с нанесенным направлением движения свежей и исходящей струй (при необходимости наносятся также пути и направления утечек воздуха). Схемы вентиляции должны обеспечивать максимальное использование подаваемого в шахту воздуха, что достигается уменьшением его утечек, а также численности вентиляционных устройств и дополнительных источников тяги, устранением источников загрязнения поступающего воздуха, отводом исходящей из забоя струи непосредственно в вентиляционные выработки, в которых не ведутся горные работы. Схемы вентиляции должны обеспечивать необходимый контроль за вентиляционными параметрами и управление ими при минимальных затратах на проветривание выемочных участков и шахты в целом. По

Схема вентиляции	Порядок отработки	
	Прямой	Обратный
U-образная		
Z-образная		
V-образная		
H-образная		

форме взаимного соеди-

Рис. 22.1. Классификация схем вентиляции выемочных участков на шахтах

нения воздухоподающих, очистных и вентиляционных выработок схемы вентиляции выемочных участков подразделяются на *U*-образные, *Z*-образные, *V*-образные и *H*-образные (рис. 22.1).

## 22.2. Схемы вентиляции с последовательным разбавлением вредностей

Схема вентиляции с последовательным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи из лавы в направлении к массиву угля при восходящем проветривании лавы возвратноточным движением свежей и восходящей струй наиболее проста (рис. 22.2). Свежий воздух подается по откаточному штреку, распределяется между очистным забоем и выработанным пространством и отводится по вентиляционному штреку. Достоинствами схемы являются относительно малые утечки воздуха через выработанное пространство, надежность, возможность дегазации разрабатываемого пласта скважинами. Основной недостаток схемы — концентрированный вынос метана из выработанного пространства в верхнюю часть лавы и на вентиляционный штрек, что не позволяет применять ее в условиях существенного газовыделения из выработанного пространства. К недостаткам ее следует отнести также значительное изменение депрессии участка в процессе отработки столба (вызывающее необходимость ее регулирования), выделение метана из транспортируемого угля в свежую струю, слабую эффективность дегазации сближенных пластов скважинами вследствие малого срока существования скважин и запыленность поступающей струи.

При отработке пластов по простиранию применяются также схемы, характеризующиеся независимой вентиляцией очистных забоев (рис. 22.3). Такие схемы используются при отработке пластов спаренными лавами. Для них характерна взаимосвязь между расходами воздуха в лавах.

Рис. 22.2. Возвратноточная схема вентиляции выемочного участка с последовательным разбавлением вредностей и отводом исходящей струи в направлении массива угля

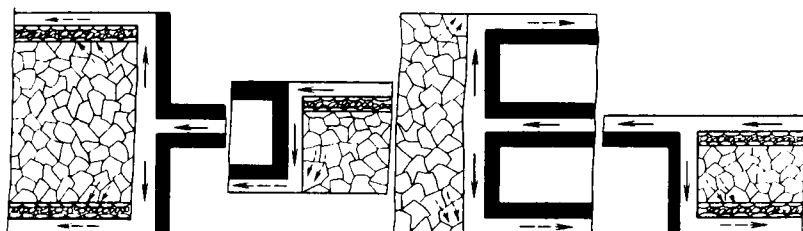
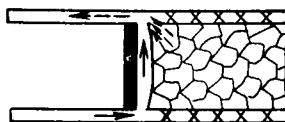


Рис. 22.3. Схемы вентиляции выемочных участков с последовательным разбавлением вредностей

### 22.3. Схемы вентиляции с обособленным разбавлением вредностей

В газовых шахтах с высокой газообильностью выработанного пространства и разрабатываемых пластов и при ведении горных работ на глубоких горизонтах необходимо применять схемы вентиляции с обособленным разбавлением метана, поступающего из различных источников (рис. 22.4). Достоинствами этих схем являются:

обособленный вынос метана, выделяющегося из разрабатываемого пласта, выработанного пространства и из транспортируемого угля;

повышение эффективности дегазации сближенных пластов за счет увеличения срока службы дегазационных скважин, которые бурятся из дополнительной выработки;

уменьшение температуры поступающей струи воздуха за счет тепловыделений из местных источников;

уменьшение запыленности поступающей струи, так как воздух, подаваемый в лаву, движется не по транспортным выработкам;

повышение безопасности работ за счет дополнительных выходов на свежую струю.

Аналогичные схемы вентиляции выемочных участков применяются и при отработке пластов лавами по восстанию (падению).

### 22.4. Схемы вентиляции при разработке мощных крутых пластов

При щитовой системе разработки мощных крутых пластов очистной забой проветривается по схеме, показанной на рис. 22.5. Свежий воздух поступает в забой по углеспускным печам, проходит по призабойному пространству под щитом и далее через сбойку

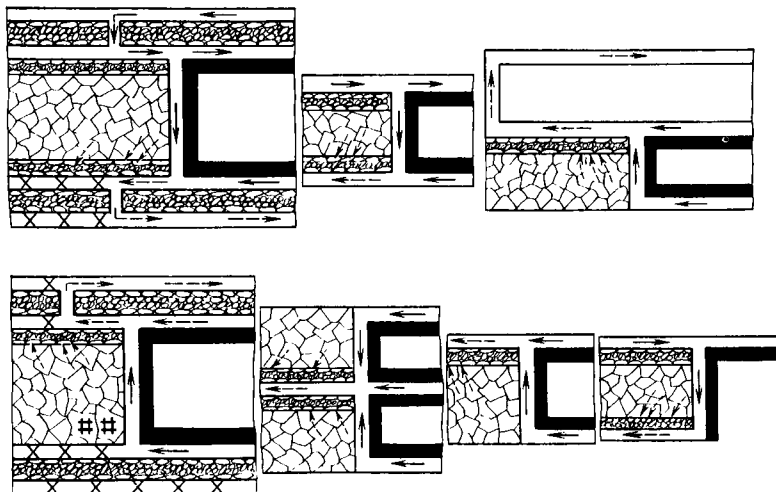


Рис. 22.4. Схемы вентиляции выемочных участков с обособленным разбавлением вредностей

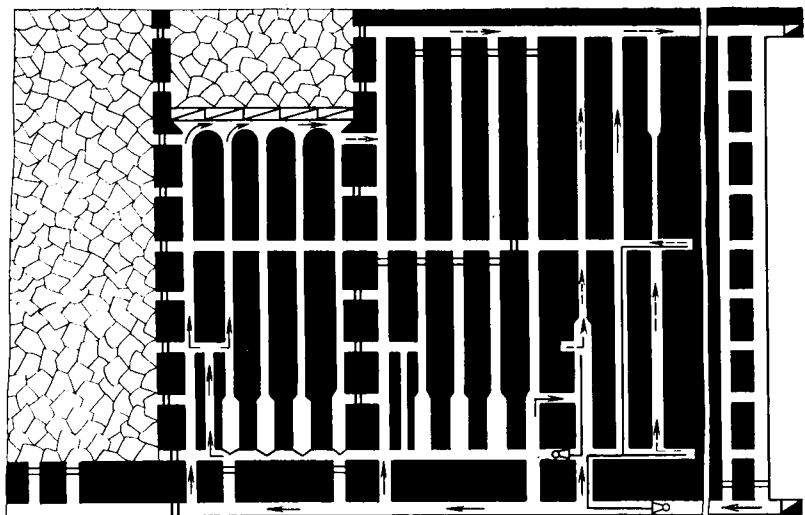


Рис. 22.5. Схема вентиляции выемочного участка при щитовой системе разработки мощных крутых пластов

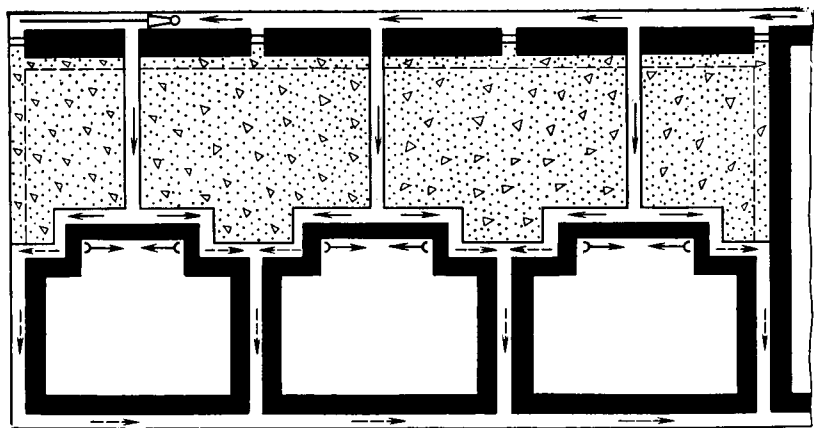


Рис. 22.6. Схема вентиляции выемочного участка при разработке мощных крутых пластов с закладкой выработанного пространства

и ходовую печь поступает в вентиляционный штрек. В случае разработки мощных крутых пластов с закладкой выработанного пространства и длинными столбами по простиранию вентиляция участка осуществляется по схемам, показанным на рис. 22.6 и 22.7.

При гидравлической выемке крутых пластов мощностью 6—8 м с применением однопанельной подэтажной гидроотбойки используется схема вентиляции, при которой воздух на участок

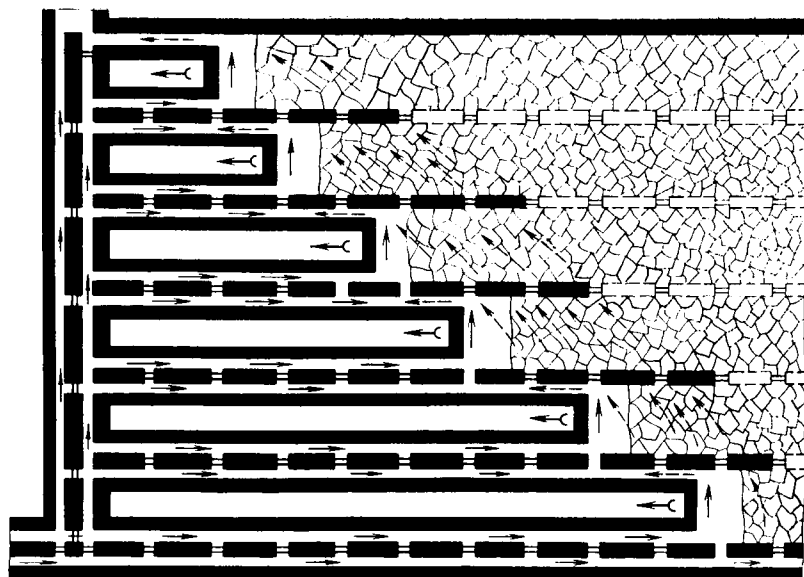


Рис. 22.7. Схема вентиляции выемочного участка при разработке мощных крутых пластов длинными столбами по простиранию

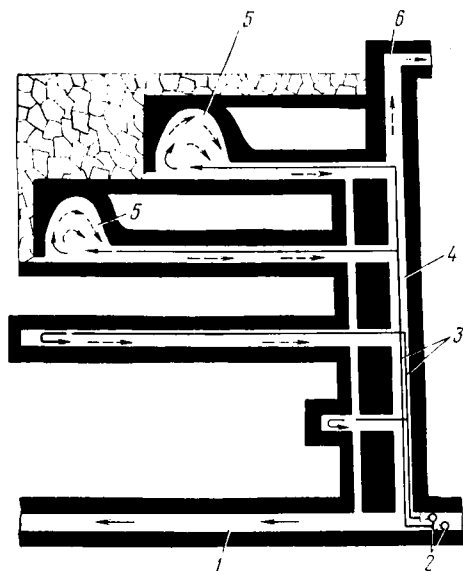


Рис. 22.8. Схема вентиляции выемочного участка с применением вентиляторов местного проветривания при однопанельной подэтажной гидроотбойке угля:

1 — аккумулярующий штрек; 2 — вентиляторы местного проветривания; 3 — вентиляционные трубопроводы; 4 — ходовая печь; 5 — очистные забои подэтажей; 6 — вентиляционный штрек

поступает с аккумулярующего штрека (рис. 22.8). На последнем установлены вентиляторы местного проветривания, подающие воздух в очистные забои подэтажей по трубопроводам, проложенным в ходовой печи. Исходящая струя по ходовой печи отводится в вентиляционный штрек. Наличие в схеме вентиляторов местного проветривания вызывает увеличение расхода энер-

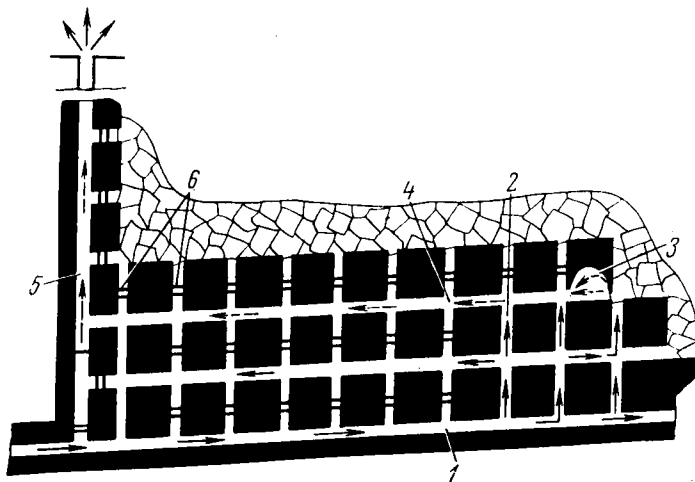


Рис. 22.9. Схема вентиляции выемочного участка за счет общешахтной депрессии при однопанельной подэтажной гидроотбойке угля:

1 — аккумулярующий штрек; 2 — печи; 3 — очистной забой; 4 — подэтажный штрек; 5 — ходовая печь; 6 — перемычки

гии на вентиляцию при незначительной подаче воздуха в очистной забой, который в данном случае не проветривается сквозной струей. Воздух поступает в забой в значительной степени за счет эжектирующего воздействия гидромониторной струи. Поэтому в очистных забоях могут образовываться скопления метана.

В аналогичных условиях применяется схема вентиляции очистных забоев за счет общешахтной депрессии (рис. 22.9). В этом случае подэтажи через каждые 6 м соединяются печами. Воздух поступает по аккумулялирующему штреку и по печам подается в очистной забой. Затем воздушная струя направляется по подэтажному штреку в ходовую печь и далее в общешахтную исходящую струю. Распределение воздуха регулируется с помощью перемычек. Достоинства схемы — высокая надежность, отсутствие вентиляторов местного проветривания и трубопроводов. Недостатки — необходимость проведения большого числа нарезных выработок и устройства перемычек, высокие утечки воздуха.

Движение гидросмеси в открытых желобах выработок гидрошахт вызывает дополнительное аэродинамическое сопротивление при встречном движении воздуха и помогает движению воздуха при попутном его движении. Поэтому к схемам проветривания на гидрошахтах предъявляется требование попутного движения гидросмеси и воздуха (особенно в выработках, непосредственно примыкающих к очистным забоям, где расход воздуха незначителен). На гидрошахтах необходимо обращать особое внимание на надежность проветривания очистных забоев. В случае использования схем с применением вентиляторов местного проветривания необходимо обеспечить требуемую дальностью свободной воздушной

струи. С этой целью применяются спаренные вентиляторы, обращается особое внимание на герметичность трубопроводов, не допускаются рециркуляция воздушного потока.

## **22.5. Вентиляция очистных блоков в рудных шахтах**

С аэродинамической точки зрения все очистные выработки рудников подразделяются на камерообразные и лавообразные. К камерообразным относятся выработки большого объема, в которых турбулентные воздушные потоки являются свободными, т. е. не имеют твердых границ. Процесс разбавления и выноса вредных примесей свободными турбулентными струями весьма сложен, что определило разработку и практическое использование специфических методов расчета вентиляции камерообразных выработок. К лавообразным относятся выработки, в которых турбулентный воздушный поток занимает все пространство. В этом случае турбулентные характеристики потока, определяющие интенсивность процесса разбавления и выноса примесей, формируются твердыми границами (стенками) потока. Камерообразные выработки проветриваются путем подачи воздуха по одной или нескольким выработкам или трубам. Группы камерообразных выработок могут проветриваться последовательно, параллельно и последовательно-параллельно (рис. 22.10). Лавообразные очистные выработки в рудных шахтах проветриваются такими же способами, как и в угольных шахтах. В рудных шахтах применяются различные в основном не типовые схемы проветривания очистных забоев.

При системах разработки с естественным поддержанием очистного пространства проветривание очистных блоков осуществляется как за счет турбулентных свободных струй, распространяющихся в относительно ограниченном пространстве, так и за счет интенсивного выноса примесей потоком воздуха, распределенным по всему очистному пространству. Камеры проветриваются свободными струями в основном при механизированной доставке руды, когда призабойное пространство требует особенно интенсивного проветривания. При сплошной системе разработки проветривание камер осуществляется за счет общешахтной депрессии (рис. 22.11). Воздух подается по панельному штреку, ортам и заездам в призабойное пространство, где работают погрузочно-доставочные, вспомогательные и бурильные машины. Исходящая струя отводится по вентиляционному орту и далее по вентиляционному штреку. По мере подвигания забоя очистное пространство изолируется перемычками, устанавливаемыми в вентиляционных сбойках. Так как объем выработанного пространства в панелях большой, обеспечить достаточно интенсивную вентиляцию всего выработанного пространства невозможно. Схема вентиляции недостаточно эффективна вследствие больших утечек воздуха, малой скорости его движения по выработкам большого сечения. Слабый вынос вредных газов воздушным потоком в значительной степени компенсируется разбавлением их в камерах. Схемы вентиляции очистных



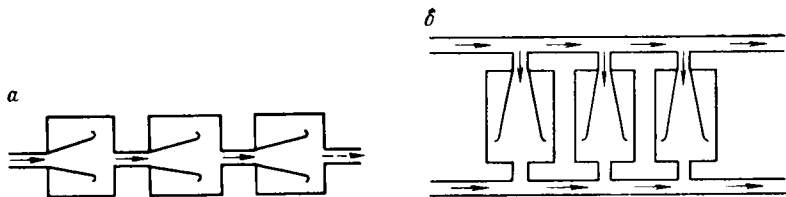


Рис. 22.10. Схемы последовательного (а) и параллельного (б) проветривания группы камерообразных выработок

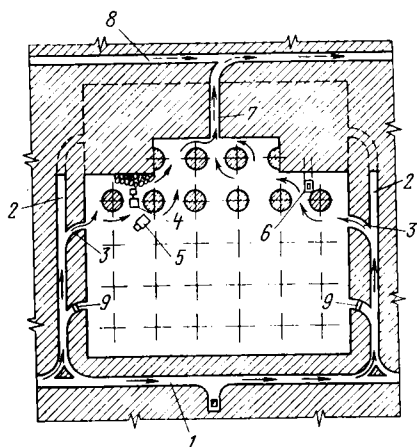


Рис. 22.11. Схема вентиляции очистного блока при сплошной системе разработки:

1 — панельный штрек; 2 — орты; 2 — заезды; 4 — погрузочно-доставочные машины; 5 — вспомогательные вентиляторы; 6 — бурильные машины; 7 — вентиляционный штрек; 8 — вентиляционный штрек; 9 — перемычки

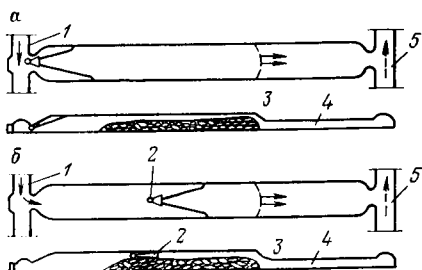


Рис. 22.12. Схема проветривания сквозных камер при камерно-столбовой системе разработки:

1 — откаточный штрек; 2 — вспомогательные вентиляторы; 3 — очистной забой; 4 — сквозная выработка; 5 — вентиляционный штрек

блоков при камерно-столбовых системах разработки более надежны, чем при сплошных системах. При проветривании сквозных камер воздух подается по откаточному штреку и далее за счет общешахтной депрессии или с помощью вспомогательного вентилятора — в очистной забой, из которого по сквозной выработке отводится на вентиляционный штрек (рис. 22.12). В случае проветривания тупиковых камер воздух, подаваемый в камеру нагнетательным вентилятором местного проветривания по трубопроводу, омывает призабойное пространство и поступает на откаточный штрек (рис. 22.13). Проветривание забоя осуществляется нагнетательным или комбинированным способом с применением всасывающего вентилятора местного проветривания.

При различных системах разработки с естественным поддержанием очистного пространства и самотечной доставкой руды схемы вентиляции очистных блоков существенно различаются между собой. Схемы вентиляции блоков при этажно-камерной системе разработки и системе с подэтажной отбойкой обеспечи-

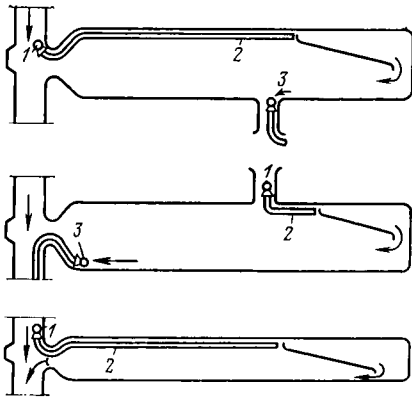


Рис. 22.13. Схемы вентиляции тупиковых камер:

1 — нагнетательные вентиляторы местного проветривания; 2 — вентиляционный трубопровод; 3 — всасывающие вентиляторы местного проветривания

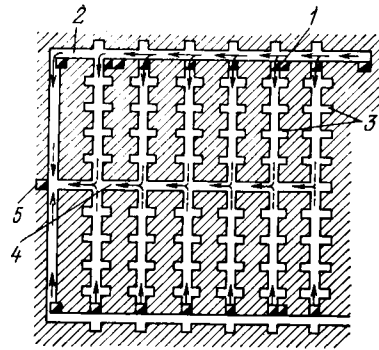


Рис. 22.14. Схема вентиляции выработок на горизонте скреперования:

1 — восстающие; 2 — орт; 3 — штреки скреперования; 4 — вентиляционный орт; 5 — вентиляционный восстающий

вают интенсивную вентиляцию выработок горизонтов скреперования, грохочения и выпуска руды, а очистное пространство проветривается слабо. Проветривание выработок горизонта скреперования осуществляется по схеме (рис. 22.14), при которой воздух поступает с откаточного горизонта по восстающим, движется по ортам и распределяется по штрекам скреперования. Исходящая струя по вентиляционному орту поступает в вентиляционный восстающий и далее на вентиляционный горизонт.

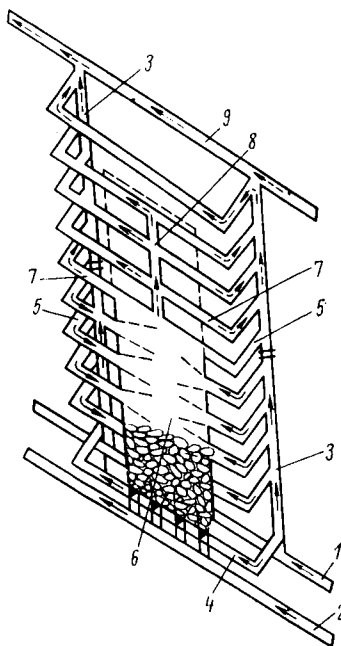
При системе разработки подэтажными штреками с отбойкой руды камерными зарядами вентиляция очистного блока осуществляется по схеме, показанной на рис. 22.15. Свежий воздух поступает в блок от главного ствола шахты по откаточному полевому и рудному штрекам, движется по полевым восстающим и выработкам горизонта грохочения и поступает в камеру, где происходит разбавление вредных газов. Исходящая струя отводится по верхним подэтажным штрекам и восстающему на вентиляционный штрек.

В случае торцового выпуска руды проветривание выпускных выработок осуществляется чаще с помощью вентиляторов местного проветривания и трубопроводов.

Проветривание очистного блока при системе подэтажного обрушения с отбойкой руды горизонтальными скважинами и расположением рудоспусков в центре блока осуществляется по схеме, показанной на рис. 22.16. Свежий воздух подается по полевому откаточному штреку, блоковому орту и восстающему в орт рабочего подэтажа. Далее воздух движется по подэтажным штрекам, вентиляционным сбойкам и штреку, проведенному в лежачем боку, и по восстающему отводится на вентиляционный штрек.

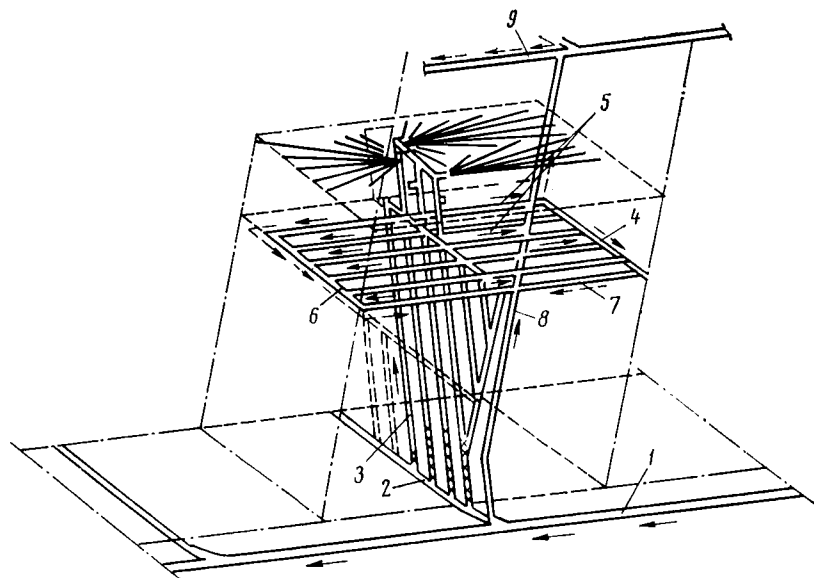
*Рис. 22.15.* Схема вентиляции блока при системе разработки подэтажными штреками с отбойкой руды камерными зарядами:

1 — откаточный полевой штрек; 2 — рудный штрек; 3 — полевые восстающие; 4 — выработки горизонта грохочения; 5 — сбойки; 6 — камера; 7 — верхние подэтажные штреки; 8 — вентиляционный восстающий; 9 — вентиляционный штрек



*Рис. 22.16.* Схема вентиляции блока при подэтажном обрушении с отбойкой руды горизонтальными скважинами:

1 — полевой откаточный штрек; 2 — блокочный орт; 3 — восстающий; 4 — орт рабочего подэтажа; 5 — подэтажные штреки; 6 — вентиляционные сбойки; 7 — штрек в лежачем боку; 8 — вентиляционный восстающий; 9 — вентиляционный штрек



При системе разработки с магазинированием руды свежий воздух подается по рудному и полевому откаточным штрекам и восстающим в очистной забой (рис. 22.17). Исходящая струя по восстающему отводится на вентиляционный штрек. При отсут-

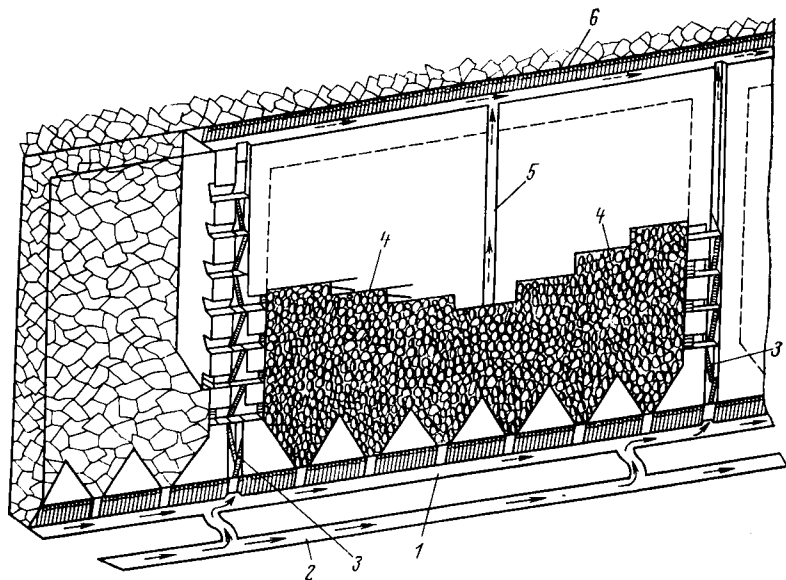


Рис. 22.17. Схема вентиляции очистного блока при магазинировании руды:  
 1 — рудный откаточный штрек; 2 — полевой откаточный штрек; 3 — восстающий; 4 —  
 очистной забой; 5 — вентиляционный восстающий; 6 — вентиляционный штрек

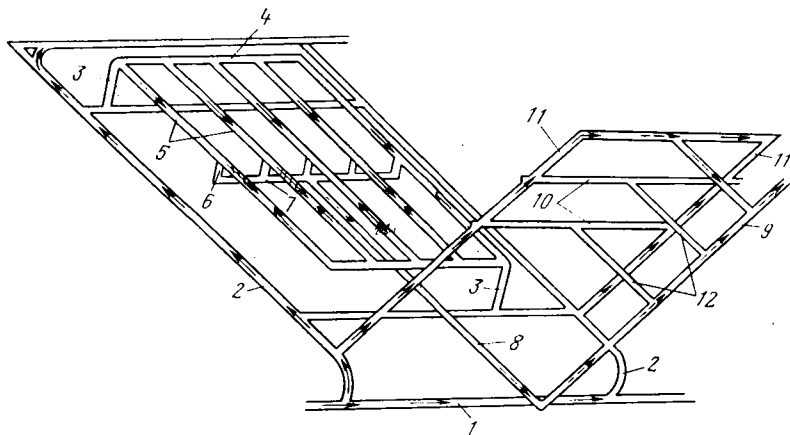


Рис. 22.18. Схема вентиляции блока при этажном самообрушении:  
 1 — откаточный штрек; 2 — орты-засяды; 3 — диагональные восстающие; 4 — штрек; 5 —  
 орты скрепсования; 6 — вентиляционный восстающий; 7 — сборный штрек; 8 — вентиля-  
 ционный орт; 9 — вентиляционный восстающий; 10 — штреки; 11 — восстающие; 12 — орты

ствии центрального восстающего для исходящей струи используется один из восстающих.

При системах разработки с этажным и подэтажным обрушением руды и вмещающих пород без поддержания выработанного пространства схемы вентиляции предназначены для обеспечения

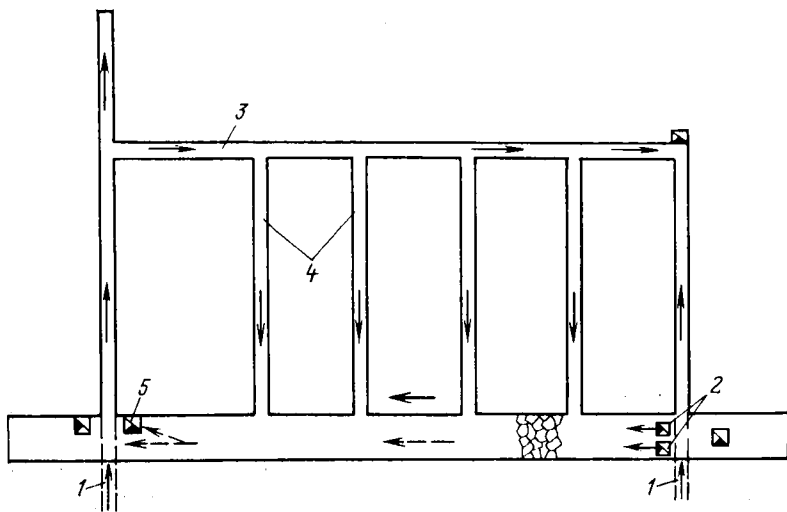


Рис. 22.19. Схема вентиляции очистной панели при слоевой выемке руды с использованием твердеющей закладки:

1 — откаточный горизонт; 2 — восстающие; 3 — диагональный уклон; 4 — слоевые орты; 5 — вентиляционный восстающий

проветривания выработок горизонта выпуска, подэтажных и оконтуривающих выработок. В случае применения этажного самообрушения вентиляции блока осуществляется по схеме, показанной на рис. 22.18. Свежий воздух поступает из откаточного штрека в орты-заезды и далее по диагонально расположенным восстающим в штреки и распределяется по ортам скреперования. Исходящая струя по вентиляционному восстающему, сборному штреку и вентиляционному орту отводится в восстающий и далее на вентиляционный горизонт. Оконтуривающие выработки проветриваются по восстающим с отводом исходящей струи в вентиляционный восстающий через штреки и орты.

При искусственном поддержании очистного пространства с использованием закладки воздухоподающие выработки (восстающие) располагаются в закладочном материале в количестве, обеспечивающем интенсивную вентиляцию очистного пространства. Вентиляция очистной панели в случае слоевой выемки руды снизу вверх с использованием твердеющей закладки и самоходных машин осуществляется по схеме (рис. 22.19), при которой воздух с откаточного горизонта подается в камеру по восстающим, диагональному уклону и слоевым ортам. Исходящая струя отводится на вентиляционно-закладочный горизонт по восстающему.

В случае выемки руды горизонтальными и наклонными слоями с использованием закладки схемы вентиляции аналогичны схемам вентиляции при магазинировании руды.

Проветривание выработок при использовании крепления выработанного пространства и последующего обрушения в ряде слу-

чаев затруднительно из-за наличия тупиковых выработок (при слоевом обрушении), что вызывает необходимость применения вентиляторов местного проветривания.

## **23. ВЕНТИЛЯЦИЯ ТУПИКОВЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ИХ ПРОВЕДЕНИИ**

### **23.1. Общие сведения**

Строительство и эксплуатация угольных и рудных шахт связаны с необходимостью проведения большого количества выработок. Так, на действующих угольных шахтах их ежегодно проводится около 7 тыс. км. Длина отдельных выработок достигает 3 км, а расход воздуха, подаваемого для проветривания одной выработки на газовых шахтах, 2000 м<sup>3</sup>/мин. Все чаще на шахтах встречаются случаи, когда расход воздуха для проветривания тупиковых выработок превышает потребность воздуха для проветривания очистных забоев.

По характеру проветривания выработки разделяются на сквозные и тупиковые. Сквозные выработки сообщаются с другими выработками в двух пунктах, и их проветривание осуществляется за счет работы вентилятора главного проветривания (за счет общешахтной депрессии) и естественной тяги. Тупиковые выработки сообщаются с другими выработками в одном пункте. Особенность проветривания тупиковых выработок заключается в том, что удаление выделяющихся в них вредных веществ может быть осуществлено только с помощью специальных устройств или средств, располагаемых в них и в прилегающих к ним выработках. Без применения средств вентиляции на негазовых шахтах могут проводиться выработки длиной не более 10 м. Удаление вредных веществ из них осуществляется за счет молекулярной и турбулентной диффузии. Интенсификация проведения горных выработок, применение производительных машин и механизмов, непрерывное увеличение глубины горных работ и связанное с ним возрастание температуры воздуха и пород, газоносности и газовыделений приводят к тому, что проветривание тупиковых выработок становится все более сложным. На некоторых шахтах суммарная мощность вентиляторов местного проветривания превышает мощность вентиляторов главного проветривания.

### **23.2. Вентиляция выработок за счет общешахтной депрессии**

Подача воздуха в забой тупиковых выработок за счет работы вентиляторов главного проветривания осуществляется с применением продольных перегородок, вентиляционных труб, скважин и параллельных выработок. Продольные перегородки (рис. 23.1) применяются тогда, когда к забою нужно подать большое коли-

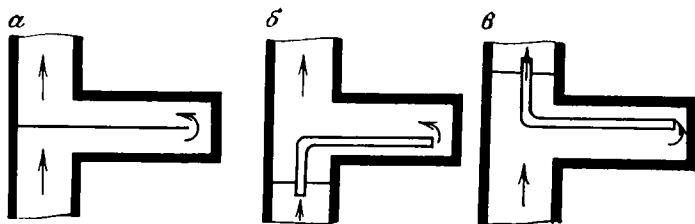


Рис. 23.1. Схемы проветривания тупиковых выработок за счет общешахтной депрессии с применением продольной перегородки (а) и вентиляционной трубы, подающей воздух в забой (б) и отсасывающей воздух из забоя (в)

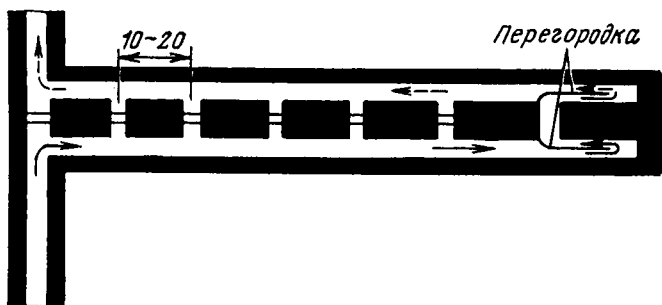


Рис. 23.2. Схема проветривания тупиковой выработки за счет общешахтной депрессии с применением параллельной вспомогательной выработки

чество воздуха при небольшой длине выработок ( $\leq 60$  м). Продольные перегородки возводятся из прорезиненной ткани (отходы вентиляционных труб), досок, кирпича и др. Основное требование к перегородкам — воздухонепроницаемость. Для борьбы с потерями воздуха перегородки должны покрываться цементным раствором или глиной, торкретбетоном или пенополиуретаном. Продольные перегородки используются редко.

Проветривание тупиковых выработок с помощью жестких вентиляционных труб может быть осуществлено в сочетании с перемычкой (см. рис. 23.1). Так как сопротивление труб сравнительно велико, этот способ применяется для проветривания коротких выработок. В зависимости от конкретных условий по трубе может подаваться свежий воздух или удаляться загазованный.

Проветривание с использованием параллельных выработок применяется тогда, когда выработка большой длины проводится по полезному ископаемому и для ее проветривания требуется подавать значительное количество воздуха. В этом случае рядом с основной проводится вспомогательная выработка. Через определенные промежутки (10—20 м) выработки сбиваются между собой (рис. 23.2).

В сторону забоев свежий воздух движется по основной выработке. Для подачи воздуха к забоям используются продольные перегородки, вентиляционные трубы или вентиляторы местного проветривания. Проветривание тупиков может осуществляться за счет общешахтной депрессии при условии, что длина перегородки и вентиляционных труб не превышает 60 м. По мере проведения новых сбоек между выработками в старых сбойках должны возводиться перемычки (шлакоблочные, каменные, бетонные и др.), покрываемые воздухонепроницаемыми составами. Допускается установка в просеках временных перемычек, которые после стабилизации горного давления должны заменяться на постоянные.

Для соединения парных выработок вместо сбойки можно бурить одну или несколько скважин большого диаметра. Старые скважины должны тщательно герметизироваться.

Основное достоинство всех перечисленных способов подачи воздуха в тупиковые забои за счет общешахтной депрессии — непрерывность действия вентиляции в течение суток и отсутствие в выработке механических возбудителей тяги, что обеспечивает надежность и безопасность работ.

### 23.3. Вентиляция выработок с использованием вентиляторов местного проветривания

В зависимости от условий проходки применяют следующие способы вентиляции: нагнетательный, всасывающий и комбинированный.

Нагнетательный способ проветривания (рис. 23.3) — наиболее распространен. На газовых шахтах он является обязательным и единственным. Достоинство его заключается в том, что проветривание призабойного пространства осуществляется деющей струей свежего воздуха, выходящего из трубопровода с большой скоростью. Этот способ обеспечивает эффективную вентиляцию в призабойной зоне, если конец трубопровода, расположенного у одной из стенок выработки, будет находиться от забоя на расстоянии ( $l$ ) (по В. Н. Воронину)

$$l \leq 4 \sqrt{S_v}, \quad (23.1)$$

где  $S_v$  — площадь поперечного сечения выработки,  $\text{м}^2$ .

По Правилам безопасности на газовых угольных шахтах конец трубопровода должен располагаться на расстоянии от забоя  $\leq 8$  м, а в негасовых и рудных шахтах — на расстоянии  $\leq 12$  и  $\leq 10$  м соответственно. Из формулы 23.1 следует, что с увеличением площади сечения выработки расстояние  $l$  возрастет, а следовательно, интенсивность проветривания призабойной зоны при соблюдении Правил безопасности будет также возрастать. К достоинствам нагнетательного способа проветривания следует отнести и то, что в призабойное пространство (где имеет место максимальное газовыделение и находятся люди) поступает свежий воздух (не содержащий метана), что облегчает создание безопас-



ных условий труда.) По мере движения воздуха от забоя к устью в него выделяется из поверхности выработки газ. Содержание газа в исходящем потоке непрерывно повышается вплоть до выхода воздуха в выработку, проветриваемую за счет общешахтной депрессии. Однако прирост содержания газа сдерживается за счет дополнительного поступления свежего воздуха через неплотности нагнетательного трубопровода. Таким образом, утечки воздуха в определенных пределах здесь играют положительную роль. Если подача нагнетательного вентилятора, установленного на сквозной выработке, больше расхода подаваемого по ней воздуха, то часть исходящего воздуха будет вновь засасываться вентилятором и направляться по трубопроводу в забой. Такое явление носит название рециркуляции воздуха. Последняя часто вызывает отрицательные последствия (увеличивает время проветривания и создает опасность загазования выработок). Для предотвращения рециркуляции Правила безопасности предписывают устанавливать вентилятор на расстоянии  $\geq 10$  м от устья проветриваемой выработки. При этом подача вентилятора должна быть  $\leq 70\%$  расхода воздуха, движущегося по сквозной выработке. Однако и при соблюдении последнего условия не всегда предотвращается рециркуляция воздуха (особенно в выработках большого сечения, когда скорость движения воздуха по сквозной выработке у вентилятора становится равной или меньше скорости диффузии газов). С точки зрения физической сущности процесса для предотвращения рециркуляции необходимо, чтобы скорость движения воздуха у вентилятора была  $> 0,15$  м/с (т. е. больше скорости диффузии). Правила безопасности требуют, чтобы скорость движения воздуха в выработках была  $\geq 0,25$  м/с, т. е.

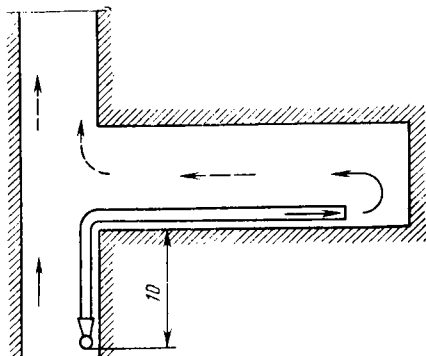


Рис. 23.3. Схема проветривания выработок нагнетательным способом с использованием вентилятора местного проветривания

$$\frac{Q - Q_{\text{в}}}{S_{\text{в}}} \geq 0,25, \quad (23.2)$$

где  $Q$  — расход воздуха, проходящего по выработке за счет общешахтной депрессии, м<sup>3</sup>/с;  $Q_{\text{в}}$  — подача нагнетательного вентилятора, м<sup>3</sup>/с.

Недостаток нагнетательного способа проветривания заключается в том, что при ведении взрывных работ ядовитые газы взрыва движутся по выработке. Поэтому люди могут войти в выработку только тогда, когда содержание ядовитых газов в ней в пересчете на условную окись углерода составляет 0,008 % по

объему. Для проветривания выработки необходимо подавать значительное количество воздуха. Однако расчет проветривания можно вести не на всю длину выработки, а только на некоторую ее часть, так как по мере движения газового облака от забоя к устью выработки происходит непрерывное уменьшение содержания ядовитых газов в нем за счет разбавления свежим воздухом и диффузионных процессов. В результате этого на некотором расстоянии от забоя максимальное содержание ядовитых газов в растянувшемся облаке становится меньше допустимого. Расстояние от забоя до сечения выработки, в котором максимальное содержание ядовитых газов становится равным допустимому, называется ее критической длиной, определяемой по формуле

$$L_{кр} = 13,1 \frac{B}{S_B} b \varphi \sqrt{\eta}, \quad (23.3)$$

где  $B$  — расход ВВ, кг;  $\varphi$  — коэффициент, учитывающий обводненность пород;  $b$  — газовость ВВ, л/кг;  $\eta$  — коэффициент доставки (учитывающий степень доставки воздуха).

При длине выработки больше критической объем проветривания равен произведению площади сечения выработки на ее критическую длину.

Всасывающий способ проветривания (рис. 23.4) применяется на угольных и рудных шахтах, не опасных по газу. Достоинство его заключается в том, что несвежий воздух отводится из призабойного пространства по трубопроводу, а так как свежий воздух поступает к забою по выработке, то большая ее часть незагазована. При правильно организованном проветривании объем, из которого удаляются вредности, равен произведению площади поперечного сечения выработки на длину зоны отброса газов. При прочих равных условиях он остается постоянным и не зависит от длины выработки, поэтому при всасывающем способе проветривания количество воздуха, которое необходимо подавать для проветривания, меньше, чем при нагнетательном. Люди могут находиться в выработке за пределами зоны отброса газов, определяемой по формуле

$$l_{о.г} = 20B/\gamma l_3 \sqrt{S_B}, \quad (23.4)$$

где  $\gamma$  — плотность взрываемого горного массива, т/м<sup>3</sup>;  $l_3$  — подвигание забоя за один взрыв, м.

Эффективность проветривания выработки всасывающим способом зависит от расстояния между концом всасывающего трубопровода и забоем (чем ближе он расположен к забою, тем быстрее проветривается выработка). По мере увеличения этого расстояния в призабойной части образуется застойная зона и продолжительность проветривания выработки резко возрастает. Эффективное проветривание призабойной зоны и зоны отброса газов обеспечивается при расстоянии от конца всасывающего трубопровода до забоя, определяемом по формуле

$$l_T = 0,5 \sqrt{S_B}.$$

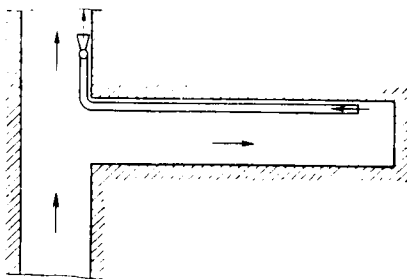


Рис. 23.4. Схема проветривания выработок всасывающим способом с использованием вентилятора местного проветривания

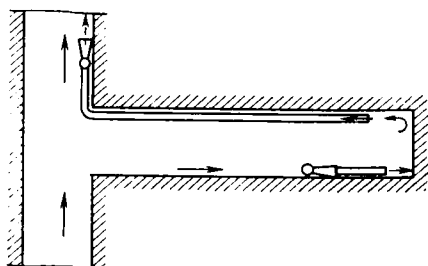


Рис. 23.5. Схема проветривания выработок нагнетательно-всасывающим способом с использованием вентиляторов местного проветривания

Максимальное расстояние от конца всасывающего трубопровода до забоя

$$l_{\text{т max}} = 3 \sqrt{S_{\text{в}}}$$

Основной недостаток этого способа проветривания заключается в трудности выдерживания расстояния  $l_{\text{т}}$ , так как конец трубопровода находится в зоне разлета кусков породы и вероятность его повреждения весьма высокая. Как правило, при этом способе проветривания применяется жесткий трубопровод. При установке вентилятора в призабойной зоне возможно использование гибкого трубопровода. В этом случае с целью сохранности вентилятора к его всасу крепится отрезок металлической трубы.

Комбинированный способ проветривания чаще применяется при скоростной проходке на негазовых шахтах. В нем сочетаются достоинства нагнетательного способа (активное перемешивание газов в призабойной зоне) и всасывающего (ограниченный объем проветривания). При комбинированном способе проветривания используется один или два вентилятора (рис. 23.5). В случае использования одного вентилятора он работает вначале на всасывание, а после удаления высококонцентрированного газового облака из забоя по трубопроводу в исходящую струю вентилятора переключается на нагнетание. При использовании двух вентиляторов основной вентилятор устанавливается вблизи устья выработки (на расстоянии  $\geq 10$  м) и работает на всасывание. Второй вентилятор (вспомогательный) снабжается коротким нагнетательным трубопроводом и устанавливается в выработке вблизи забоя. Подача нагнетательного вентилятора должна быть на 20—30 % меньше количества воздуха, которое поступает во всасывающий трубопровод. Для предотвращения распространения газового облака в сторону устья иногда в выработке на расстоянии 30—50 м от забоя устанавливается перемычка. В этом случае подача нагнетательного вентилятора может быть на 10 % меньше количества воздуха, поступающего во всасывающий трубопровод.

## 23.4. Вентиляционное оборудование

Наиболее часто тупиковые выработки и их тупиковые части, проходные парными забоями, проветриваются по трубам за счет работы вентиляторов частичного проветривания с электрическим или пневматическим приводом. На угольных и рудных шахтах применяются как жесткие, так и гибкие трубы. Жесткие трубы выполняются из металла и синтетических материалов (иногда из дерева). Жесткие трубы обладают большой прочностью, длительным сроком службы и применяются как при нагнетательном, так и при всасывающем проветривании. К недостаткам жестких труб следует отнести большую массу, трудность транспортирования, относительно большое число стыков, что усложняет монтаж и приводит к большим утечкам воздуха. Металлические трубы изготавливаются из листовой стали толщиной 2 и 2,5 мм. Звенья труб имеют длину 2,5—4 м и диаметр 0,3—1 м и более. Звенья труб соединяются между собой фланцевым болтовым соединением с прокладкой в стыке. В качестве прокладки применяется картон, пропитанный маслом, и листовая резина. Масса 1 м металлических труб изменяется в пределах 24—70 кг. Срок службы равен 24 и 36 мес соответственно в обводненных и сухих выработках. Гибкие трубы используются при работе вентилятора в нагнетательном режиме. Гибкие трубы со спиральными кольцами жесткости могут быть использованы при работе вентилятора в нагнетательном и всасывающем режимах. На угольных и рудных шахтах используются гибкие трубы типов МУ (из хлопчатобумажной ткани чефер с двусторонним покрытием из негорючей резины, ПВХ (из ткани чефер с полихлорвиниловым двусторонним покрытием), ТНР и ЧЛХР (из комбинированной ткани, состоящей из лавсана и хлопка с резиновым двусторонним покрытием), ЧЛХВ (из лавсанохлопковой ткани с полихлорвиниловым покрытием) и ЧЛВУ (из ткани, содержащей углен, обладающий антистатическим свойством). Диаметр труб 0,4; 0,5; 0,6; 0,8; 1 м. Длина основного рабочего звена равна 10 и 20 м соответственно для труб диаметром  $\leq 0,8$  и  $> 0,8$  м. Разменные звенья выпускаются длиной 5 и 10 м. Звенья соединяются пружинящими стальными кольцами и хомутами. При включении вентилятора стык самоуплотняется. При малом давлении воздуха стенки гибкого трубопровода провисают, на них образуются складки, что вызывает увеличение аэродинамического сопротивления трубопровода. Масса 1 м трубы составляет 1,3—2,3 кг. Нормированный срок службы различных типов трубопроводов изменяется в пределах 16—28 и 14—26 мес соответственно в сухих и обводненных выработках, в сырых — от 14 до 26 мес. При нарушении режима эксплуатации трубопроводов срок их службы уменьшается в 2 раза и более. Текстовинитовые трубы имеют одностороннее или двухстороннее покрытие из полихлорвиниловой пластмассы, которая обеспечивает воздухонепроницаемость. Текстовинитовые трубы обладают малой массой и высокой анти-

коррозийностью. Масса 1 м трубы в зависимости от диаметра колеблется от 2,4 до 3,4 кг. Срок службы 12—15 мес в сырых и 24—30 мес в сухих выработках. Коэффициент аэродинамического сопротивления составляет при диаметре 0,5 м — 0,0016; 0,6 м — 0,0015; 0,7 м — 0,0013; 0,8 м — 0,0013. Пластикатные трубы изготавливаются из пластиката на основе полихлорвиниловой смолы. Листы пластиката накладываются друг на друга и свариваются. Сварка ведется с двух сторон, что обеспечивает высокую герметичность. Соединяются звенья труб между собой металлическими муфтами или кольцами. Разработанные ВНИИОМШСом стеклопластиковые трубы обладают высокой прочностью, малым аэродинамическим сопротивлением и большим сроком службы. В соответствии со стандартом трубы выпускаются трудногорючие и горючие. Гибкие трудногорючие трубы имеют полимерное покрытие и предназначены для применения в шахтах, опасных по газу и пыли. Они выдерживают статическое давление до 1000 даПа. Горючие трубы предназначены для применения в шахтах, не опасных по газу и пыли. Они выдерживают статическое давление до 500 даПа.

С целью уменьшения шероховатости и воздухопроницаемости гибких и жестких труб в них рекомендуется помещать тонкостенные эластичные полиэтиленовые трубы немного меньшим диаметром, чем диаметр основного трубопровода. Под действием статического напора вентилятора полиэтиленовые трубы распрямляются и делают внутреннюю поверхность трубы гладкой, что обеспечивает уменьшение сопротивления трубопроводов в 2—3 раза, а утечки воздуха почти исключаются.

Вентиляционные трубопроводы характеризуются аэродинамическим сопротивлением и воздухопроницаемостью. Аэродинамическое сопротивление трубопровода ( $H \cdot c^2/m^8$ ) определяют по формулам:

$$R = \alpha P_{\tau} L_{\tau} / S_{\tau}^3; \quad (23.5)$$

$$R = 6,45 \alpha L_{\tau} / d_{\tau}^5, \quad (23.6)$$

где  $\alpha$  — коэффициент аэродинамического сопротивления,  $H \cdot c^2/m^4$ ;  $L_{\tau}$  — длина трубопровода, м;  $P_{\tau}$  — периметр трубопровода, м;  $S_{\tau}$  — площадь поперечного сечения трубопровода,  $m^2$ ;  $d_{\tau}$  — диаметр трубопровода, м.

Коэффициент аэродинамического сопротивления зависит от шероховатости и диаметра труб, а также от степени натяжения стенок (для гибких труб). Для металлических труб  $\alpha = 0,0025 \div 0,0037$ , для гибких труб типа МУ  $\alpha = 0,0046 \div 0,0048$ . Аэродинамическое сопротивление гибких и жестких труб характеризуется данными, приведенными в табл. 23.1 и 23.2.

При ухудшении качества монтажа трубопроводов аэродинамическое сопротивление возрастает. При недостаточном статическом давлении гибкие трубопроводы провисают, что также ведет к увеличению аэродинамического сопротивления. При слабом натяже-

Таблица 23.1

Длина трубопровода, м	Аэродинамическое сопротивление гибких труб диаметром, м								
	0,5			0,6			0,8		
	Тип труб								
	МУ ТНР ЧЛХР	ПХВ ЧЛХВ ЧЛХВУ	ПХВК ЛХВ	МУ ТНР ЧЛХР	ПХВ ЧЛХВ ЧЛХВУ	ПХВК ЛХВ	МУ ТНР ЧЛХР	ПХВ ЧЛХВ ЧЛХВУ	ПХВК ЛХВ
100	10	7	6	4	2	1	1,2	0,95	0,8
150	14	10	9	5,5	3	2	1,7	1,4	1,1
200	18	14	12	7,0	4	3	2,2	1,8	1,5
300	26	20	18	10	7	5	3,2	2,6	2,2
400	33	27	25	13	9	7	4,2	3,4	3,0
500	40	34	31	15,5	12	9	5,1	4,3	3,7
600	47	40	37	18	14	10	6,1	5,2	4,4
800	59	51	46	22,5	18	14	8,0	6,9	6,0
1000	71	62	57	28	22	17	10	8,5	7,7
1200	82	74	67	32	26	21	11,9	10,3	9,3
1500	95	87	80	38	32	26	15,0	13,3	12,0
2000	115	108	101	50	43	34	21,5	19,0	17,2

нии труб аэродинамическое сопротивление при расчетах следует увеличивать на 25 %.

Утечки воздуха в трубопроводах оцениваются коэффициентом потерь (равным отношению дебита в начале трубопровода или дебита вентилятора к количеству воздуха, доходящему до конца трубопровода) и коэффициентом доставки (величина, обратная коэффициенту потерь). Для металлических трубопроводов коэффициент доставки определяется по формуле

$$\eta = \frac{1}{\left(\frac{1}{3} k_B d_T \frac{L_T}{l_{3. T}} \sqrt{R} + 1\right)^2}, \quad (23.7)$$

где  $k_B$  — коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости (принимаемый равным 0,0025—0,003 и 0,001—0,002 соответственно

Таблица 23.2

Диаметр труб, м	Аэродинамическое сопротивление жестких труб	
	металлических	текстовинтовых
0,3	100	56
0,4	22,8	10,8
0,5	5,8	3,3
0,6	2,5	1,2
0,7	1,1	0,5
0,8	0,6	0,25
0,9	0,3	0,13
1	0,16	0,08

Таблица 23.3

Длина трубопровода, м	Коэффициент $\eta$ для труб диаметром 0,6 м	
	Длина звена 10 м	Длина звена 20 м
100	0,93	0,93
200	0,88	0,87
300	0,82	0,84
400	0,76	0,80
500	0,71	0,77
600	0,65	0,74
700	0,58	0,72
800	0,52	0,70

Таблица 23.4

Диаметр труб, м	Коэффициент доставки при длине трубопровода, м							
	100	200	300	400	500	600	700	800
0,5	0,98	0,95	0,91	0,87	0,83	0,77	0,72	0,70
0,6	0,98	0,97	0,93	0,90	0,87	0,84	0,79	0,76
0,7	0,99	0,97	0,95	0,92	0,90	0,87	0,84	0,79
0,8	0,99	0,98	0,96	0,94	0,92	0,90	0,87	0,84

при удовлетворительном и хорошем качестве сборки трубопровода);  $l_{з.т}$  — длина звена трубопровода, м.

Значения коэффициента  $\eta$  для труб типа МУ приведены в табл. 23.3.

При расчетах гибких трубопроводов большой длины для первых 20 стыков труб можно принимать утечки воздуха, равные 1 % на каждый стык, а для последующих стыков — 0,5 %.

Значения коэффициентов доставки для текстуритовых труб приведены в табл. 23.4.

Для проветривания тупиковых выработок чаще используются осевые вентиляторы местного проветривания с электрическим и пневматическим приводами. Наибольшее применение нашли осевые вентиляторы СВМ-4М, СВМ-5, СВМ-6М, ВМ-3М, ВМ-4М, ВМ-5М, ВМ-6М, ВМ-8М, ВМ-12М (цифра означает размер входного и выходного патрубков в дециметрах). Подача вентилятора регулируется с помощью направляющего аппарата с резиновыми профилированными лопатками, которые поворачиваются специальным механизмом на угол от +45 до —50°. Взрывобезопасное исполнение двигателей этих вентиляторов позволяет применять их в шахтах, опасных по газу и пыли.

Вентиляторы ВМП-3М, ВМП-4; ВМП-5М, ВМП-6М (с пневматическим приводом) предназначены для проветривания тупиковых выработок в шахтах, опасных по внезапным выбросам угля и газа и сульфурным выделениям. Подача вентиляторов типа ВМП регулируется с помощью сопел, подающих сжатый воздух на лопатки пневматического привода.

Для проветривания шахтных стволов, околоствольных выработок и выработок большой длины в период проходки используются осевые вентиляторы с рабочим колесом большого диаметра, центробежные вентиляторы ВЦПД-8, ВЦП-16, ВЦ-7, ВМЦ-8 и вентиляторы типа ВЦО. Вентилятор ВЦПД-8 с двухсторонним всасом имеет направляющий аппарат и ступенчатое переключение электродвигателя. Вентилятор ВЦП-16 имеет односторонний всас и работает с низким уровнем шума. Его подача регулируется на ходу механизмом одновременного поворота лопаток направляющего аппарата. Вентилятор ВЦ-7 одностороннего всасывания в отличие от большинства центробежных вентиляторов имеет прямое движение воздушного потока. Он удобно монтируется без

устройства специальных ниш для его расположения. Подача современных центробежных вентиляторов местного проветривания достигает  $30 \text{ м}^3/\text{с}$ , а депрессия —  $600 \text{ даПа}$ .

Для повышения надежности проветривания выработок в последние годы широко применяется так называемое резервирование системы местного проветривания. Оптимальным считается вариант, когда предусмотрен наряду с основным дополнительный резервный вентилятор местного проветривания, работающий (при отказе основного) на тот же став и питаемый от отдельной участковой подстанции. Для соединения рабочего и резервного вентиляторов с трубопроводом применяются металлические тройники с перекидным клапаном или отрезки гибких труб. В случае подсоединения вентиляторов к тройнику клапан свободно перемещается внутри камеры тройника за счет давления воздуха основного вентилятора, прижимается к патрубку резервного вентилятора и перекрывает его отверстие. При включении резервного вентилятора клапан перекрывает патрубок основного вентилятора. В случае соединения вентиляторов с помощью отрезков гибких труб при включении основного или резервного вентилятора соответствующий отрезок трубы наполняется воздухом, а второй отрезок трубы отжимается и перекрывает вход отрезка трубопровода включенного вентилятора.

### 23.5. Вентиляция выработок большой длины

Тупиковые выработки большой длины проветриваются с использованием:

одного вентилятора, работающего на общий трубопровод (для этого используется трубопровод диаметром  $> 1 \text{ м}$  либо вентилятор подключается с помощью тройника к двум параллельным трубопроводам с целью подачи в забой необходимого количества воздуха);

каскадной установки вентиляторов (по мере проведения выработки в начале трубопровода устанавливается несколько вентиляторов один за другим (рис. 23.6, а));

рассредоточенной установки вентиляторов (см. рис. 23.6, в);

установки вентиляторов в шлюзовых камерах (см. рис. 23.6, д).

Проветривание с помощью одного вентилятора применяется при проведении выработок большого сечения, когда возможно разместить в выработке трубопровод большого диаметра. В этом случае, как правило, используются металлические трубы. Расчет проветривания с помощью одного вентилятора аналогичен расчету проветривания тупиковых выработок.

Каскадная установка вентиляторов чаще применяется на газовых угольных и рудных шахтах. Все вентиляторы и пусковая аппаратура устанавливаются в выработке со свежей струей, что обеспечивает простоту подвода энергии и большую безопасность. При этом из-за большого давления в трубопроводе достигается хорошее самоуплотнение стыков труб, в результате чего уменьшаются утечки воздуха и аэродинамическое сопротивление за счет



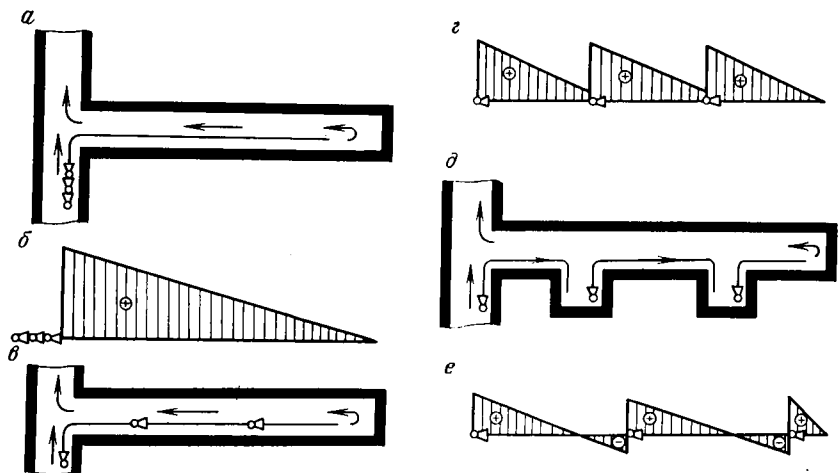


Рис. 23.6. Схемы проветривания выработок большой длины:  
 б, г, е — эпюры распределения давления в трубопроводе

лучшего распрямления стенок труб. Расчет каскадной установки вентиляторов производится в следующем порядке.

1. Определяется аэродинамическое сопротивление трубопровода по заданным типу труб, их диаметру, длине звеньев, качеству сборки и полной расчетной длине трубопровода.

2. Рассчитываются коэффициенты потерь и доставки воздуха и определяется подача ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) вентиляторной установки на полную длину трубопровода по формуле

$$Q_{\text{в}} = Q_3 / \eta, \quad (23.8)$$

где  $Q_3$  — расход воздуха для проветривания забоя,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

В связи с необходимостью создания большого напора коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости в жестких трубопроводах должен быть по возможности минимальным, что достигается применением соответствующих способов соединения звеньев. Например, фланцевое соединение с резиновыми кольцеобразными прокладками при хорошем качестве сборки может обеспечить  $k_{\text{в}} \leq 0,0005$ . С целью уменьшения утечек воздуха и аэродинамического сопротивления трубопровода рекомендуется вводить в него полиэтиленовые рукава большой длины, которые перекрывают несколько стыков и сглаживают внутреннюю поверхность.

3. Определяется депрессия (Па) для полной расчетной длины трубопровода по формуле

$$h = R_{\text{т}} Q_{\text{в}}^2, \quad (23.9)$$

где  $R_{\text{т}}$  — аэродинамическое сопротивление трубопровода,  $\text{И} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ .

4. По индивидуальным характеристикам вентиляторов выбирается вентилятор, который при высоких значениях коэффициента полезного действия обеспечивает подачу расчетного количества воздуха с учетом его утечек. На индивидуальной характеристике выбранного вентилятора из точки, соответствующей его подаче восстанавливается перпендикуляр до пересечения с кривой. Точка пересечения соответствует депрессии данного вентилятора. Потребное число вентиляторов для проветривания всей выработки определяется по формуле

$$n_{\text{в}} = h/h_{\text{в1}},$$

где  $h_{\text{в1}}$  — депрессия выбранного вентилятора, Па.

5. Уточняется потребное число вентиляторов в каскадной установке последовательным сложением характеристик вентиляторов (рис. 23.7). Сложение производится до тех пор, пока суммарная депрессия вентиляторов не превысит расчетную величину  $h$ .

В начальный период проходки выработки устанавливается первый вентилятор, который по мере наращивания трубопровода работает до тех пор, пока количество воздуха, поступающее в забой, не окажется равным расчетному. После этого подключается второй вентилятор и т. д. Длина трубопровода, при которой к сети подключается очередной вентилятор, определяется графоаналитическим способом, разработанным В. С. Вепровым. Суть способа состоит в следующем. В осях координат  $h$  и  $Q$  строятся суммарные характеристики вентиляторов при их последовательной работе на сеть и характеристики трубопровода при трех-четырёх значениях произвольной и полной его длины. Количество воздуха, поступающее на начало каждого трубопровода при индивидуальной и совместной работе вентиляторов на сеть, определяется абсциссой точки пересечения характеристики трубопровода с соответствующими характеристиками вентиляторов. Количество воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ), поступающее к концу  $i$ -го трубопровода, определяется по формуле

$$Q_{\text{к}i} = Q_{\text{н}}/\eta, \quad (23.10)$$

где  $Q_{\text{н}}$  — количество воздуха, поступающее к началу трубопровода,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Затем по расчетным данным строятся графики зависимостей  $Q_{\text{к}} = f(L_{\text{T}})$  ( $L_{\text{T}}$  — длина трубопровода) для вентиляторов (одного, двух и т. д.), по которым находится предельная длина трубопроводов для данного числа работающих вентиляторов (рис. 23.8). Точки пересечения прямой  $Q_{\text{в}}$  с кривыми  $Q_{\text{к}i}$  соответствуют значениям длины трубопровода, при которых необходимо устанавливать последующие вентиляторы. Из рис. 23.8 следует, что с увеличением числа вентиляторов, работающих в каскаде, приращение длины трубопровода уменьшается при снижении эффективности работы вентиляторов. Во избежание потерь напора, вызванного закручиванием потока воздуха в вентиляторе, каждый последующий вентилятор должен присоединяться к разделяющей венти-

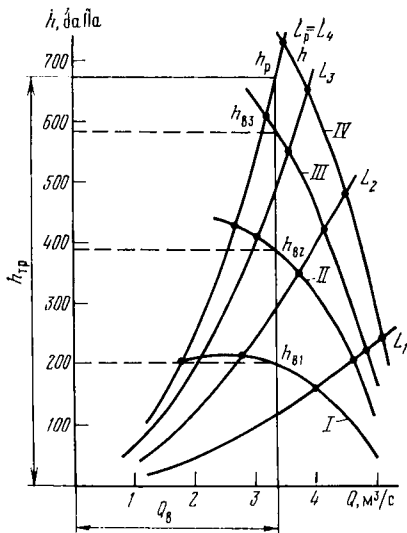


Рис. 23.7. График к расчету каскадной установки вентиляторов:  
 I, II, III, IV — характеристики вентиляторов;  $L_1, L_2, L_3, L_4$  — характеристики вентиляционных воздухопроводов

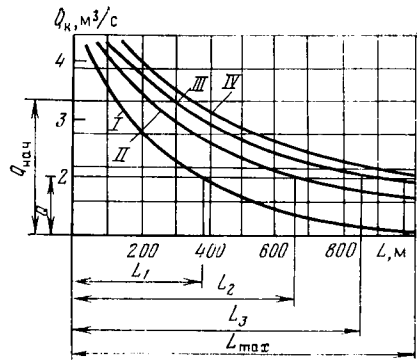


Рис. 23.8. График к определению длины воздухопровода, при которой необходима установка следующего вентилятора в каскаде:

$L_1, L_2, L_3$  — длины воздухопроводов, при которых необходима установка соответственно второго, третьего и четвертого вентиляторов

ляторы трубе длиной не менее 10 диаметров трубопровода. В процессе эксплуатации вентиляторов в каскаде расчетные величины следует контролировать замерами расхода воздуха в конце трубопровода и устанавливать следующий вентилятор при  $Q_k \leq Q_3$ .

Рассредоточенная установка вентиляторов применяется при отсуствии газовойделений в выработках. В этом случае, как правило, используются жесткие трубы. Такая установка вентиляторов способствует уменьшению утечек воздуха. Безопасность и надежность данной схемы проветривания обеспечивается тем, что по всей длине трубопровода поддерживается более высокое давление, чем в выработке. Это достигается правильным выбором расстояния между вентиляторами. Если при нагнетательном способе проветривания расстояние между вентиляторами превышает допустимое, то со стороны всасывающего патрубка вентилятора, установленного в трубопроводе, создается разрежение, что приводит к рециркуляции загрязненного воздуха и к увеличению продолжительности проветривания. В случае применения гибких труб пониженное давление в трубопроводе будет вызывать их пережим, увеличение аэродинамического сопротивления, уменьшение количества поступающего в забой воздуха, создавая опасность загазования выработки.

Расчет рассредоточенной установки вентиляторов осуществляется в следующем порядке.

1. Определяется расход воздуха для проветривания забоя. По заданному диаметру трубопровода, длине звена, коэффициенту

удельной стыковой воздухопроницаемости и качеству сборки рассчитываются коэффициент доставки воздуха на всю длину трубопровода и общие утечки воздуха.

2. Определяется подача ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) первого (от устья) вентилятора по формуле

$$Q_{в1} = Q_з + Q_{ут}, \quad (23.11)$$

где  $Q_{ут}$  — утечки воздуха,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

3. Принимается значение депрессии первого вентилятора  $h_{в1}$  с таким расчетом, чтобы  $h_{в1} \leq 0,3h_{\max}$  ( $h_{\max}$  — депрессия трубопровода, рассчитанная на всю длину выработки).

4. По значениям  $Q_{в1}$  и  $h_{в1}$  выбирается вентилятор, по характеристике которого уточняется значение его депрессии.

5. Второй вентилятор (вентиляторы целесообразно принимать однотипными) устанавливается в том месте, где депрессия первого вентилятора уменьшилась на 80 %. Расстояние (м), между первым и вторым вентиляторами (длина трубопровода первого вентилятора) определяется по формуле

$$L_{т1} = 0,8h_{в1}/R_{т1}Q_{в1}^2, \quad (23.12)$$

где  $R_{т1}$  — аэродинамическое сопротивление трубопровода первого вентилятора,  $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ .

Подача ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) второго вентилятора определяется по формуле

$$Q_{в2} = Q_{в1} - Q_{ут} \frac{L_{т1}}{L_{т}}. \quad (23.13)$$

По подаче и индивидуальной характеристике второго вентилятора определяется его депрессия  $h_{в2}$ .

6. Депрессия третьего вентилятора определяется по формуле

$$h_{в3} = 0,2(0,2h_{в1} + h_{в2}). \quad (23.14)$$

Длина трубопровода между вторым и третьим вентиляторами определяется по формуле

$$L_{т2} = 0,8(0,2h_{в1} + h_{в2})/(R_{т2}Q_{в2}^2), \quad (23.15)$$

где  $R_{т2}$  — аэродинамическое сопротивление второго вентилятора,  $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ .

Подача ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) третьего вентилятора определяется по формуле

$$Q_{в3} = Q_{в2} - Q_{ут} \frac{L_{т2}}{L_{т}}. \quad (23.16)$$

По аналогии рассчитываются параметры последующих вентиляторов.

При прочих равных условиях максимальная депрессия при рассредоточенной установке вентиляторов меньше, чем при каскадной, что обеспечивает меньшие утечки воздуха из трубопровода.

При проветривании выработок с использованием шлюзовых ка-

мер воздух из трубопровода предыдущего вентилятора поступает в пройденную для этой цели камеру, в которой устанавливается последующий вентилятор. Последний по трубопроводу подает воздух в сторону забоя. Для предотвращения рециркуляции подача установленного в камере вентилятора должна быть меньше количества воздуха, поступающего в камеру из трубопровода. В остальном расчет установки вентиляторов в шлюзовых камерах производится в обычном порядке.

### 23.6. Вентиляция тупиковых камер

Камерами называются горные выработки, имеющие при сравнительно больших поперечных размерах небольшую длину. Проветривание камерообразных тупиковых выработок представляет собой сложную задачу, так как большой объем проветривания требует большого расхода воздуха.

По принципу разбавления и переноса вредных примесей различают следующие группы выработок.

Группа I. Выработки, проветривание которых осуществляется в основном за счет конвективной составляющей переноса. Площадь поперечного сечения таких выработок  $\leq 20 \text{ м}^2$ , а скорость движения воздуха в них  $> 0,1 \text{ м/с}$ .

Группа II. Выработки, проветривание которых осуществляется за счет конвективной и диффузионной составляющих переноса. Площадь поперечного сечения таких выработок находится в пределах  $20—150 \text{ м}^2$ , а скорость движения воздуха — в пределах  $0,01—0,1 \text{ м/с}$ .

Группа III. Выработки, проветривание которых осуществляется за счет конвективной, диффузионной и гравитационной составляющих переноса. Площадь поперечного сечения таких выработок  $> 150 \text{ м}^2$ , а скорость движения воздуха в них  $< 0,01 \text{ м/с}$ .

Проветривание камерообразных тупиковых выработок I группы осуществляется аналогично проветриванию обычных тупиковых выработок.

Камерообразные тупиковые выработки II группы проветриваются следующими способами.

1. Проветривание коротких камер (длиной  $\leq 40 \text{ м}$ ) осуществляется вентилятором, снабженным конфузуром и установленным в горловине камеры. При взрыве заряда ВВ значительная часть газов выбрасывается в примыкающую к камере выработку, по которой поступает свежая струя воздуха. Оставшиеся в камере газы выносятся вентилятором с конфузуром.

2. Камеры длиной  $20—100 \text{ м}$  проветриваются одной или несколькими нагнетательными установками с применением труб большого диаметра. Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для проветривания забоя определяется по формуле

$$Q_3 = \frac{85L_k}{t_n} \left( 3 + \lg \frac{B}{V_k} \right), \quad (23.17)$$

где  $L_k$  — длина камеры, м;  $t_{\text{п}}$  — расчетная продолжительность проветривания, мин;  $B$  — расход ВВ за взрыв, кг;  $V_k$  — объем проветриваемой камеры, равный произведению ее площади поперечного сечения и длины, м<sup>3</sup>.

3. Камеры длиной  $>100$  м проветриваются комбинированным способом, при котором часть вентиляционных установок (или одна) работает на нагнетание, а вторая часть — на всасывание. Проветривание тупиковых камер комбинированным способом имеет следующую особенность. В результате интенсивной диффузии и некоторого запаса кинетической энергии, полученной в момент взрыва, газовое облако перемещается к горловине камеры и пересекает плоскость, где установлен отсасывающий вентилятор. Последний не оказывает заметного противодействия движению газового облака. По мере перемещения газового облака по камере скорость его движения уменьшается. Но так как количество воздуха, поступающее в забой за счет работы нагнетательного вентилятора, меньше подачи отсасывающего вентилятора, то газовое облако меняет свое направление движения на обратное и увлекается воздухом, идущим от горловины камеры к всасу отсасывающего вентилятора. Основная часть воздуха движется от забоя к всасу отсасывающего вентилятора. Со стороны же горловины камеры поступает количество воздуха, равное разности между подачей отсасывающего вентилятора и количеством воздуха, поступающим в забой по нагнетательному трубопроводу. Подача (м<sup>3</sup>/мин) отсасывающего вентилятора определяется по формуле

$$Q_{\text{от}} = \frac{2,3k_{\text{ут}}V_{\text{п.ч}}}{t_{\text{п}}} \lg \frac{1,2C_{\text{п}}}{C_{\text{и}}}, \quad (23.18)$$

где  $k_{\text{ут}}$  — коэффициент, учитывающий утечки воздуха в отсасывающем трубопроводе;  $V_{\text{п.ч}}$  — объем проветриваемой части камеры, равный произведению площади поперечного сечения на расстояние от забоя до всаса отсасывающего вентилятора, м<sup>3</sup>;  $C_{\text{и}}$ ,  $C_{\text{п}}$  — допустимая концентрация газа соответственно в исходящей и поступающей вентиляционных струях, %.

Подача нагнетательного вентилятора должна быть на 40 % меньше подачи всасывающего вентилятора.

Наиболее сложной является организация проветривания камер III группы. Особенности газодинамических процессов в этих камерах заключаются в следующем. После взрыва газовое облако из-за более высокой температуры поднимается к кровле выработки и за счет диффузии и тепла распространяется до стенки, противоположной забою. По мере движения облако охлаждается, опускается вниз и занимает весь объем камеры. Отсутствие фиксированной границы зоны отброса газов приводит к необходимости проветривать весь объем камеры. Через некоторое время (30—40 мин) газовое облако начинает расслаиваться за счет разной плотности газов. Относительное содержание окиси углерода у кровли увеличивается. Окислы азота и другие тяжелые газы

опускаются к почве. В камере образуются застойные зоны, где концентрация ядовитых газов в 2—3 раза выше, чем в остальной части камеры. Снижение концентрации газов в этих зонах идет медленнее, чем в остальной части камеры. Расположение образующихся застойных зон зависит от формы выработанного пространства, мест расположения и числа воздухоподающих и воздухоотводящих каналов. Создание в одной такой камере эффективной скорости движения воздуха  $\geq 0,15$  м/с требует огромных расходов воздуха, сопоставимых с количеством воздуха, необходимого для проветривания целой шахты. При проведении таких камер стремятся прежде всего обеспечить их сквозное проветривание. Вначале в массиве проводится несколько горизонтальных выработок, которые проветриваются вентиляторами с трубопроводами. Затем горизонтальные выработки сбиваются восстающими и вся система выработок подключается к вентилятору главного проветривания.

### 23.7. Проектирование вентиляции тупиковых выработок

Проект проветривания тупиковой выработки при ее проведении включает выбор способа проветривания, расчет потребного количества воздуха, выбор и определение аэродинамических характеристик трубопровода, выбор побудителя тяги. Выбор способа проветривания зависит от горно-геологических и технологических факторов. Расход воздуха определяется по природному газовыделению, расходу ВВ, числу работающих людей, минимальной скорости движения воздуха и тепловому фактору. Для окончательного расчета принимается максимальный расход воздуха. Для выработок, проводимых комбайнами, отбойными молотками и буровыми машинами, расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) по фактору метановыделения определяется по формулам:

для проветривания призабойного пространства

$$Q_3 = 100I_3/(C_H - C_H); \quad (23.19)$$

для проветривания всей выработки

$$Q_{\text{выр}} = 100I_B/(C_H - C_H), \quad (23.20)$$

где  $I_3$  — метановыделение из отбитого полезного ископаемого и обнаженных поверхностей выработки в призабойной зоне длиной 20 м,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;  $I_B$  — полное метановыделение в выработку на всем ее протяжении,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

При проведении выработок буровзрывным способом на газовых угольных и рудных шахтах расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для проветривания призабойного пространства по фактору метановыделения определяется по формуле

$$Q_3 = \frac{S_B l_3}{k_c} \left[ \frac{71I_{\text{max}}}{S_B l_3 (C_H - C_H) + 18I_{\text{max}}} \right], \quad (23.21)$$

где  $l_3 = 8$  — расстояние от конца вентиляционного трубопровода до забоя, м;  $k_c$  — коэффициент использования струи ( $k_c = 1$  при

$S_B < 10 \text{ м}^2$  и  $k_c = 0,8$  при  $S_B > 10 \text{ м}^2$ );  $I_{\text{max}}$  — максимальное метано-выделение в призабойное пространство после отбойки полезного ископаемого,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

Допустимая концентрация метана в призабойном пространстве после взрывания принимается равной 2%.

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для проветривания призабойного пространства по фактору расхода ВВ

$$Q_3 = \frac{2,25}{t_{\text{п}}} \sqrt[3]{\frac{V_{\text{я.г}} S_{\text{в}}^2 l_{\text{к}}^2 k_{\text{обв}}}{k_{\text{ут}}^2}}, \quad (23.22)$$

где  $V_{\text{я.г}}$  — количество ядовитых газов, образующихся после взрыва ВВ, л;  $l_{\text{к}}$  — критическая длина тупиковой выработки, определяемая по формуле (23.3), м;  $k_{\text{обв}}$  — коэффициент, учитывающий обводненность выработки (в сухих породах равен 0,8, частично в водоносных породах — 0,6, в водоносных породах — 0,3);  $k_{\text{ут}}$  — коэффициент, учитывающий утечки воздуха в трубопроводе;

$$V_{\text{я.г}} = 100B_y + 40B_{\text{п}}; \quad (23.23)$$

$B_y$ ,  $B_{\text{п}}$  — расход ВВ на взрыв соответственно при взрывании угля и породы, кг.

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) по максимальному числу людей, одновременно работающих в выработке, определяется по формуле

$$Q_3 = 6n, \quad (23.24)$$

где 6 — норма расхода воздуха на чел.,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ,  $n$  — число людей.

Для исключения образования в выработке застойных зон необходимо поддерживать в выработке минимально допустимую Правилами безопасности скорость движения воздуха. Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) по минимально допустимой скорости движения воздуха определяется по формуле

$$Q_3 = 60v_{\text{в min}} S_{\text{в}}, \quad (23.25)$$

где  $v_{\text{в min}}$  — минимально допустимая скорость движения воздуха, м/с.

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) по тепловому фактору определяется по формуле

$$Q_3 = T_{\text{выр}} / [c_{\text{в}} (\theta_{\text{п}} - \theta_{\text{н}}) \rho 60], \quad (23.26)$$

где  $T_{\text{выр}}$  — общее тепловыделение в выработку, кДж/ч;  $\theta_{\text{п}} \leq 26$  — температура воздуха, исходящего из выработки, °С;  $\theta_{\text{н}}$  — температура воздуха, поступающего в выработку, °С;  $\rho$  — плотность воздуха,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $c_{\text{в}}$  — теплоемкость воздуха, кДж/(кг °С).

При проходке выработок с использованием дизельного оборудования расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) определяется по формуле

$$Q_3 = q_{\text{н}} \Sigma N, \quad (23.27)$$

где  $\Sigma N$  — суммарная мощность двигателей, Вт;  $q_{\text{н}} = 0,007$  — норма расхода воздуха на 1 Вт,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .



Поддача вентилятора определяется по формуле

$$Q_{\text{в}} = k_{\text{вт}} Q_3.$$

При этом должно соблюдаться условие

$$Q_{\text{в}} \geq Q_3.$$

Расход воздуха у всаса вентилятора местного проветривания должен удовлетворять условию

$$Q_{\text{в. в}} \geq 1,43 Q_{\text{в}}.$$

Расход воздуха у всаса группы вентиляторов, работающих на разные трубопроводы и установленных в одном месте, должен удовлетворять условию

$$Q_{\text{в. в}} \geq 1,43 \Sigma Q_{\text{в}}. \quad (23.28)$$

Депрессия вентилятора (Па) определяется по формуле

$$h = R_{\text{т}} Q_{\text{в}} Q_3 + \Sigma h_{\text{м}}, \quad (23.29)$$

где  $h_{\text{м}}$  — депрессия, затрачиваемая на преодоление местных сопротивлений трубопровода, Па.

Для каждого поворота трубопровода депрессия определяется по формуле

$$h_{\text{м}} = 0,035 \delta^2 v_{\text{в}}^2, \quad (23.30)$$

здесь  $\delta$  — угол поворота трубопровода, рад;  $v_{\text{в}}$  — средняя скорость движения воздуха в трубопроводе на прямолинейном участке перед поворотом, м/с.

Если аэродинамическое сопротивление трубопровода дается с учетом утечек воздуха, тогда произведение  $Q_{\text{в}} Q_3$  заменяется на  $Q_{\text{в}}^2$ . Для выбора вентилятора расчетные значения  $h_{\text{в}}$  и  $Q_{\text{в}}$  наносятся на характеристики вентиляторов местного проветривания. Принимается вентилятор, удовлетворяющий значениям  $h_{\text{в}}$  и  $Q_{\text{в}}$  с максимальным коэффициентом полезного действия.

При всасывающем проветривании расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для проветривания призабойной зоны определяется по формуле

$$Q_3 = \frac{2,13}{t_{\text{п}}} \sqrt{B b S_{\text{в}} \left( 15 + \frac{B}{5} \right)}. \quad (23.31)$$

При комбинированном проветривании подача ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) отсасывающего вентилятора определяется по формуле

$$Q_{\text{в}} = (2V_{\text{п. ч}} + 2S_{\text{в}} l_3 + 0,76 \sqrt{B V_{\text{п. ч}} b}) / t_{\text{п}}. \quad (23.32)$$

В случае проведения параллельных выработок, основная часть которых проветривается за счет общешахтной депрессии, а призабойное пространство — вентиляторами местного проветривания, расход воздуха для проветривания их устья определяется по формуле

$$Q_{\text{у}} = 1,43 \Sigma Q_{\text{в}} + Q_{\text{ут}}, \quad (23.33)$$

где  $Q_{\text{ут}}$  — утечки воздуха через перемычки и целики по всей длине воздухоподающей выработки,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

## 24. СПОСОБЫ И СХЕМЫ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТ

### 24.1. Способы вентиляции

Чтобы обеспечить движение воздуха по горным выработкам в данном направлении и с требуемой интенсивностью, необходимо создать определенный перепад давления воздуха на пути его движения. В зависимости от способа создания необходимого перепада давления воздуха различают нагнетательный, всасывающий и нагнетательно-всасывающий (комбинированный) способы вентиляции (рис. 24.1). Нагнетательный способ вентиляции состоит в том, что перепад давления в шахте создается путем повышения давления воздуха вентилятором в воздухоподающем стволе. За счет механической энергии вентилятора нормальное атмосферное давление воздуха  $p_a$  увеличивается на выходе из вентилятора до величины  $p_1$ , а в устье ствола, отводящего воздух на поверхность, оно остается равным атмосферному. Таким образом, в выработках шахты создается перепад давления представляющий собой депрессию шахты, которая определяется по формуле

$$h = p_1 - p_a.$$

Достоинства нагнетательного способа — возможность применения одной вентиляторной установки (при наличии разветвлений вентиляционной сети), располагаемой, как правило, в центре шахтного поля, ведения горных работ без общего вентиляционного горизонта, высокая устойчивость работы главного вентилятора, удобство регулирования распределения расхода воздуха в сети и управления вентиляционными режимами при авариях, а также наблюдения за работой вентилятора (с целью обеспечения бесперебойной подачи электроэнергии для питания двигателей), длительный срок службы вентилятора, отсутствие подсосов воздуха через обрушенные породы. Недостатки нагнетательного способа — необходимость устройства герметичного надшахтного здания и воздухоподающего ствола, а также установки мощного главного вентилятора с большим диапазоном регулирования расхода воздуха и депрессии, возможность загазования выработок и

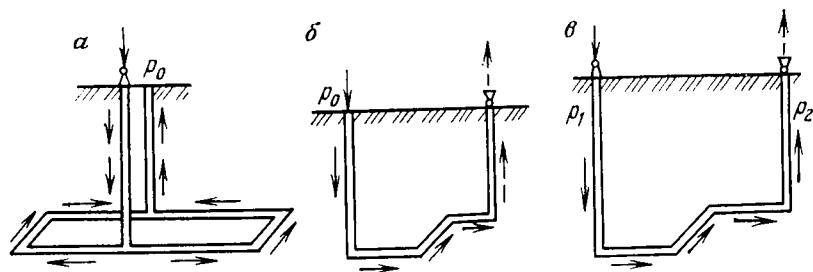


Рис. 24.1. Способы вентиляции шахт:

а — нагнетательный; б — всасывающий; в — нагнетательно-всасывающий

возникновения взрывоопасной среды при аварийной остановке вентилятора в газовых шахтах.

При всасывающем способе вентиляции необходимый для движения воздуха перепад давления создается путем разрежения воздуха вентилятором в устье ствола, отводящего воздух. За счет механической работы вентилятора давление воздуха в устье ствола уменьшается до значения  $p_2$ , меньшего нормального атмосферного давления. В этом случае депрессия шахты определяется по формуле

$$h = p_a - p_2.$$

При этом давление воздуха в любой точке горных выработок  $< p_a$ . Поэтому в случае остановки вентилятора воздух с дневной поверхности будет поступать в горные выработки под действием разности между атмосферным давлением и давлением воздуха в шахте. Это особенно важно для газовых шахт, так как в таких случаях давление в выработках будет повышаться, вызывая замедление процесса загазования выработок. Всасывающий способ вентиляции позволяет применять как одну центральную вентиляторную установку, так и несколько их, которые устанавливаются на флангах шахтного поля. В случае установки одного центрального вентилятора работа его устойчива, легче осуществляется регулирование распределения воздуха в выработках и реверсирование струи. Однако при этом необходимо систематически осматривать и очищать канал вентилятора от рудничной пыли. В газовых шахтах особенно важно систематически контролировать содержание метана в общей исходящей струе, так как вероятность взрыва метана при проходе воздушной струи через вентиляторную установку возрастает. При установке нескольких вентиляторов на различных стволах шахты повышается интенсивность и эффективность проветривания выемочных участков на флангах шахтного поля. В этом случае возможно использовать менее мощные вентиляторы, особенно на шахтах, имеющих большую протяженность выработок. Однако при использовании нескольких вентиляторов сложнее регулировать воздушные потоки. При этом возрастают затраты энергии на проветривание (вследствие того, что некоторые вентиляторы работают в неэкономичном режиме), имеют место подсосы воздуха с поверхности через зоны обрушения, трещины и провалы, что вызывает загрязнение воздуха в очистных забоях и снижение интенсивности вентиляции, а на пластах, опасных по самовозгоранию, может явиться причиной возникновения пожаров. Поэтому всасывающий способ вентиляции применяется при разработке угольных пластов, не склонных к самовозгоранию (на глубине  $> 200$  м) и не имеющих аэродинамической связи с поверхностью через зоны обрушения, провалы, трещины и др.

Нагнетательно-всасывающий способ вентиляции заключается в том, что в одной части выработок шахты нагнетательным вентилятором создается избыточное давление воздуха, а в другой части всасывающим вентилятором — разрежение. Депрессия шахты,

создаваемая нагнетательным и всасывающим вентиляторами, определяется по формуле

$$h = p_1 - p_2.$$

При нагнетательно-всасывающем способе вентиляции в шахте имеется область, в которой давление воздуха равно нормальному атмосферному давлению. Между этой областью и дневной поверхностью перепад давления равен нулю, что даже при наличии каналов для прохода воздуха исключает его движение. Поэтому нагнетательно-всасывающий способ применяется в случаях, когда необходимо ликвидировать или уменьшить утечки или подсосы воздуха через выработанное пространство и трещины. Способ позволяет распределить общешахтную депрессию на два последовательно работающих вентилятора, устанавливаемых в воздухоподающем и воздухоотводящем стволах. Несмотря на то, что способ дает возможность получать высокие перепады давления на пути движения воздуха, аэродинамическая связь выработок с дневной поверхностью уменьшается, что является несомненным преимуществом по сравнению с нагнетательным и всасывающим способами вентиляции. Однако при наличии нескольких всасывающих вентиляторов и разбросанности горных работ возникают трудности в управлении проветриванием. Способ применяется на шахтах при значительной протяженности горных выработок и разработке самовозгорающихся углей и руд.

## 24.2. Схемы вентиляции

При выборе схем вентиляции необходимо стремиться максимально использовать для проветривания выработки, предназначенные для других целей (для транспортирования, подъема и др.). Чтобы уменьшить общее аэродинамическое сопротивление шахты, воздушные потоки следует разделять на максимально возможное число параллельных ветвей. Все очистные и подготовительные забои и другие места работы должны проветриваться свежей вентиляционной струей. Исходящая струя воздуха не должна смешиваться с поступающей струей. Выработки, по которым подается свежий воздух, должны иметь как можно меньше пересечений с выработками, по которым проходит исходящая струя. Это позволяет уменьшить число вентиляционных сооружений (дверей, шлюзов, кроссингов, мостов, перемычек). Вентиляционная схема должна обеспечивать естественное распределение воздуха в вентиляционной сети, близкое к расчетному. В этом случае потребуются минимальное число регулирующих органов отрицательного или положительного типа (вентиляционные окна, воздушные завесы, вспомогательные вентиляторы и т. п.). Выбор схемы вентиляции должен производиться с учетом требований Правил безопасности. Запрещается подача воздуха в шахту по скиповым и наклонным стволам, оборудованным конвейерами, на шахтах, опасных по пыли, а также отвод воздуха через обрушенные зоны

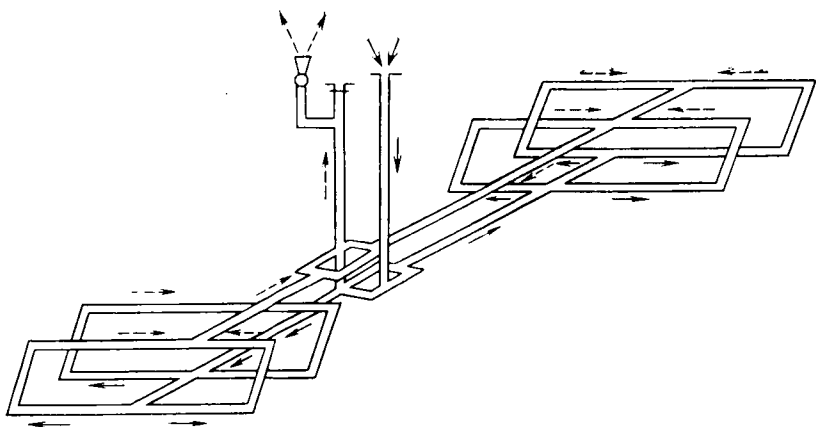
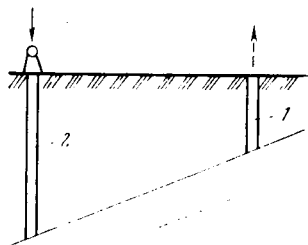


Рис. 24.2. Центральнo-сдвоенная схема вентиляции шахты

Рис. 24.3. Центральнo-отнесенная схема вентиляции шахты:

1, 2 — соответственно воздухоотводящий и воздухоподающий стволы



и завалы. Должны соблюдаться допустимые минимальные и максимальные скорости движения воздуха в выработках. Все очистные забои по возможности должны проветриваться за счет общешахтной депрессии сквозными струями без применения вспомогательных подземных вентиляторов.

В зависимости от числа и взаимного расположения выработок, по которым подается свежий и отводится загрязненный воздух, различают центральные, фланговые и комбинированные схемы вентиляции. При центрально-сдвоенной схеме вентиляции (рис. 24.2) воздухоподающий и воздухоотводящий стволы располагаются в центре шахтного поля. Свежий воздух подается по одному из стволов, разветвляется на крылья шахты, омывает очистные забои и затем движется по вентиляционным выработкам ко второму стволу, по которому выдается на поверхность. Расстояние между стволами изменяется в пределах 30—100 м. Эта схема применяется при глубине разработки > 200 м. При центрально-отнесенной схеме (рис. 24.3) стволы располагаются на значительном расстоянии один от другого. Данная схема применяется при отработке верхней части шахтного поля. Так как при центрально-сдвоенной и центрально-отнесенной схемах воздух движется по параллельным выработкам, но в противоположном направлении (свежий воздух — к забоям, загрязненный — из забоев), то эти схемы называются возвратноточными. Достоинства центральных схем —

относительно малые капитальные затраты, быстрый ввод шахты в эксплуатацию, незначительные потери полезного ископаемого в целиках, наличие одной вентиляционной установки, концентрация всех поверхностных сооружений шахты, простота управления проветриванием. К недостаткам центральных схем необходимо отнести высокую депрессию шахты, большие утечки воздуха в окрестном дворе и на пути движения свежей и исходящей струй,

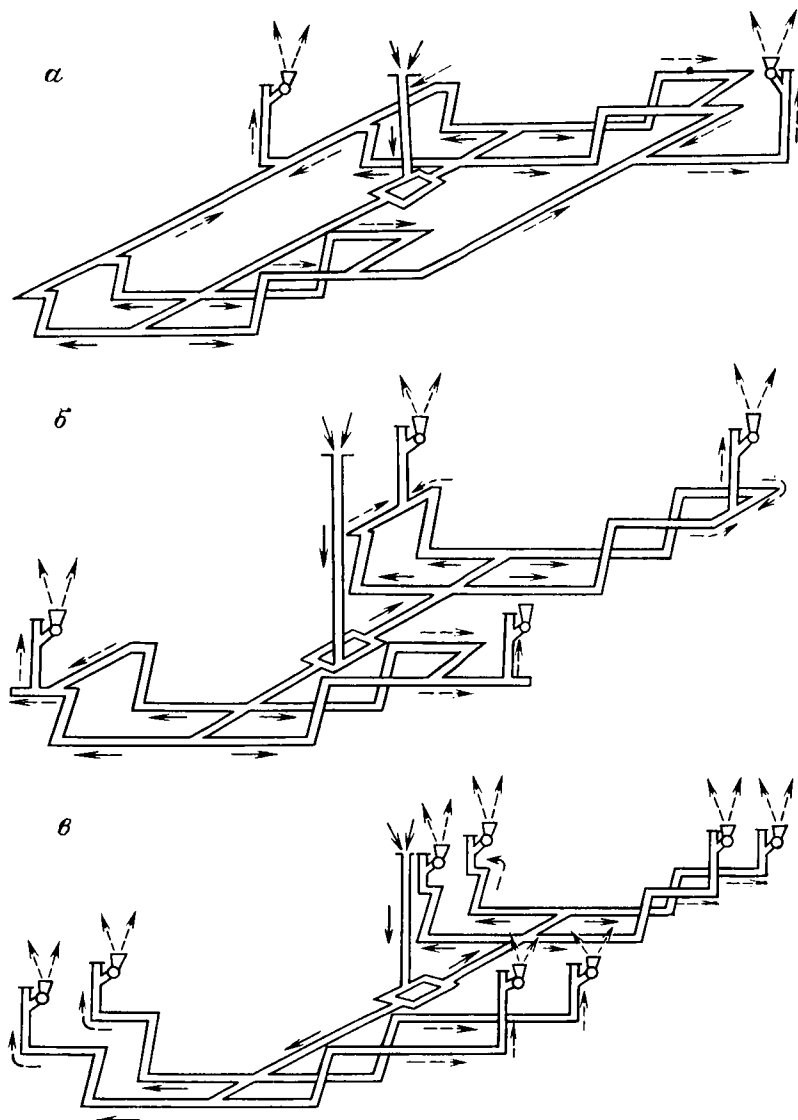


Рис. 24.4. Фланговые схемы вентиляции шахты:  
 а — крыльевая; б — групповая; в — участковая

необходимость обеспечения глубины регулирования вентилятора (в связи с тем, что изменяется расстояние очистных забоев до стволов), потребность в вентиляционном горизонте по всей длине шахтного поля.

Фланговые (диагональные) схемы вентиляции применяются при вскрытии шахтного поля в центре и на границах (рис. 24.4). В центре шахтного поля располагаются один или два ствола (как правило, воздухоподающие), а на границах шахтного поля — фланговые стволы (как правило, воздухоотводящие). Свежий воздух подается по центральному стволу и движется по выработкам основного горизонта к очистным забоям. Исходящая струя поступает в выработки вентиляционного горизонта и отводится через фланговые стволы на дневную поверхность. Воздух по всей длине крыла движется в одном направлении, т. е. фланговые схемы вентиляции являются прямоточными.

В случае большой длины шахтного поля и разработки углей и руд, склонных к самовозгоранию, применяется схема с двумя воздухоотводящими стволами, расположенными на крыльях шахтного поля. Всасывающие вентиляторы могут устанавливаться и на двух временных фланговых шурфах, которые проходятся для отработки отдельных участков месторождения. По мере продвижения очистных забоев шурфы проходятся через каждые 100—150 м, что позволяет ускорить ввод шахты в эксплуатацию, так как не требуется проходка основных выработок сразу до границ шахтного поля. Схема применяется при разработке верхних горизонтов, т. е. при незначительной глубине горных работ. При незначительном числе выемочных участков, находящихся на большом расстоянии от воздухоподающего ствола, применяется фланговая групповая или участковая схема. Фланговый вентилятор в этом случае обеспечивает вентиляцию отдельного участка или группы участков. К достоинствам фланговых схем относятся отсутствие утечек воздуха при его движении от воздухоподающего ствола до очистного забоя, уменьшение поверхностных утечек воздуха на фланговых стволах (которые в меньшей степени используются для целей транспортирования), уменьшение общешахтной депрессии за счет сокращения пути движения воздуха, равномерное распределение депрессии в различные периоды отработки (что предъявляет меньшие требования к большой глубине регулирования вентиляционных установок), отсутствие необходимости поддержания выработок вентиляционного горизонта в течение всего периода отработки шахтного поля. Недостатки фланговых схем — большие капитальные затраты (вызванные необходимостью проведения выработок основного горизонта перед началом очистных работ до границ шахтного поля), увеличение потерь полезного ископаемого в охранных околоствольных цели-

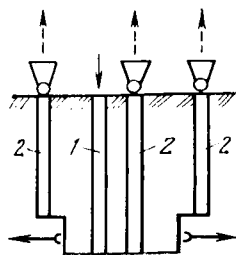


Рис. 24.5. Комбинированная схема вентиляции шахты: 1 — воздухоподающий ствол; 2 — воздухоотводящие стволы

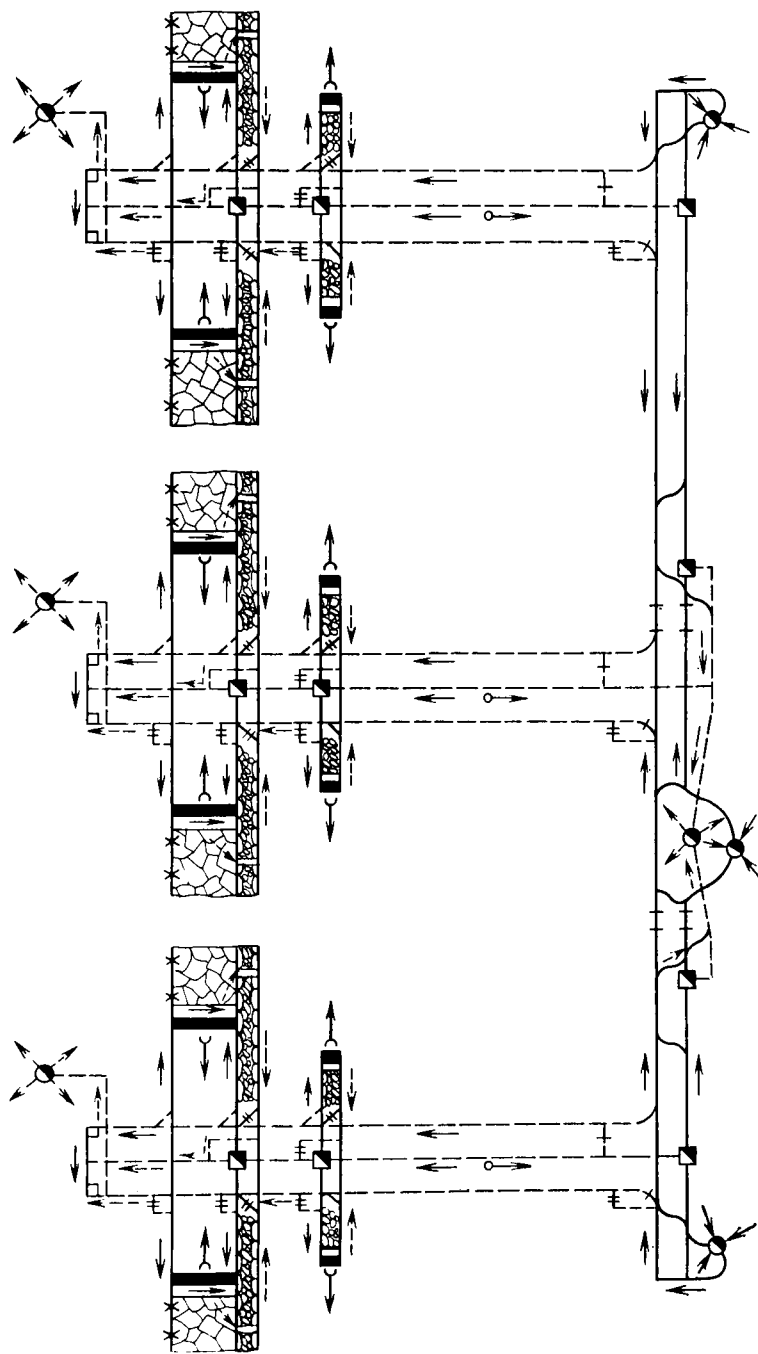


Рис. 24.6. Секционная схема вентиляции шахты



ках (что особенно важно при разработке ценных руд), наличие большого числа вентиляционных установок (усложняющих управление вентиляторами, их электроснабжение и обслуживание), трудность реверсирования струй при аварийных режимах.

Комбинированные схемы вентиляции шахт (рис. 24.5) сочетают в себе элементы центральных и фланговых схем. В этих схемах в качестве воздухоподающего используется центральный ствол, а в качестве воздухоотводящих — центральные и фланговые стволы. При использовании таких схем часть выработок (особенно выработки, удаленные от воздухоподающего ствола участков) проветривается по прямоточным схемам, а другая часть — по возвратноточным. При центрально-фланговой схеме воздух подается в шахту по центральному стволу и распределяется по рабочим участкам, находящимся на флангах и в центре шахтного поля. Исходящие струи участков на флангах направляются в вентиляционные фланговые стволы, а исходящие струи участков, расположенных в центре шахтного поля, направляются на дневную поверхность через второй центральный ствол. Таким образом, участки в центральной и фланговой частях шахтного поля проветриваются раздельно. При данной схеме можно также осуществить раздельное проветривание подготовительного горизонта (с отводом исходящей струи через центральный ствол) и горизонта очистных работ (с отводом исходящей струи через фланговые стволы).

Если по условиям проветривания шахтное поле целесообразно разделить на ряд участков (секций), то применяется комбинированная секционная схема вентиляции. В этом случае в центре шахтного поля проходятся воздухоподающие и воздухоотводящие стволы, а на флангах для отвода воздуха — шурфы. Секции проветриваются раздельными воздушными потоками (рис. 24.6). Секционная схема применяется на крупных шахтах и рудниках, где для подачи и отвода воздуха используются до 10 шахтных стволов.

Достоинством комбинированных схем проветривания является то, что при значительном числе выработок и больших размерах шахтного поля депрессия вентиляторных установок остается относительно невысокой, повышается надежность проветривания отдельных участков, упрощается регулирование распределения воздуха на участках, повышается безопасность работ благодаря увеличению числа выходов из шахты на поверхность. Недостатки комбинированных схем — сложность вентиляционной сети, трудность управления работой вентиляторов и регулирования распределения воздуха по шахте в целом, большие капитальные затраты.

## 25. УТЕЧКИ ВОЗДУХА В ШАХТАХ

### 25.1. Общие сведения

Утечки — это та часть воздуха, которая не поступает к местам его использования, так как уходит в исходящую струю непредусмотренными путями. Утечки воздуха происходят через выработанное пространство, бутовые полосы и целики, герметизирующие устройства (вентиляционные перемычки, вентиляционные двери, стены каналов вентиляторов и надшахтных зданий и др.). Последние предназначены для разделения поступающей и исходящей струй. В результате таких потерь количество воздуха, поступающего в очистные и подготовительные забои, уменьшается. Для их компенсации необходимо подавать в шахту больше воздуха, что приводит к увеличению расхода электроэнергии на вентиляцию. Утечки затрудняют управление воздухом, приводят к увеличению продолжительности проветривания и уменьшению производительности труда и создают опасные моменты, связанные с повышенной запыленностью и загазованностью выработок. Просачивание воздуха через трещины в целиках полезного ископаемого, склонного к самовозгоранию, может привести к подземным пожарам. Утечки воздуха через выработанное пространство могут вызвать уменьшение содержания метана в дегазационной системе и ухудшить качество метано-воздушной смеси. В процессе выемки полезного ископаемого непрерывно образуются новые пути для утечек, и величина последних непрерывно изменяется в пространстве и времени. Под воздействием горного давления разрушаются вентиляционные сооружения. На калийных и каменносоляных шахтах утечки воздуха за счет переменной влажности просачивающегося воздуха разрушают контакты замыкания вентиляционного сооружения к стенкам выработки и его герметичность резко уменьшается. По мере увеличения площади выработанного пространства неизбежно растет число вентиляционных сооружений, возводимых для целей изоляции (на рудных шахтах их число может составлять несколько сотен).

Утечки воздуха разделяются на общешахтные, поверхностные и подземные. Общешахтные утечки воздуха определяются разностью между дебитом вентилятора и тем количеством воздуха, которое используется для проветривания всех пунктов шахтной сети (очистных и подготовительных забоев, камер служебного назначения и др.). Поверхностные утечки воздуха (подсосы) происходят через неплотности вентиляционных каналов и их реверсивных устройств, надшахтных зданий и сооружений, через перекрытия и перемычки в стволах, шурфах и др. Поверхностные утечки воздуха определяются разностью между дебитом вентилятора (вентиляторов), установленного на поверхности, и количеством поступающего в шахту воздуха. Подземные утечки воздуха происходят из выработок со свежей струей в выработки с исходящей струей. Они определяются разностью между

количеством воздуха, поступившим в шахту, и количеством воздуха, используемым для проветривания всех пунктов шахтной сети.

Подземные утечки воздуха происходят через вентиляционные сооружения, целики угля и через выработанное пространство между горизонтами и пространство, соединяющее выработки с земной поверхностью.

По характеру утечки делятся на местные, непрерывно-распределенные и комбинированные. Местные утечки воздуха приурочены к вентиляционным сооружениям, стыкам вентиляционных труб и др.

Непрерывно-распределенные утечки происходят по длине выработок через выработанное пространство, бутовые полосы и др. Комбинированные утечки воздуха происходят из выработок со свежей струей в выработки с исходящей струей через целики и вентиляционные перемычки в сбояках.

Общешахтные утечки воздуха (%) определяются по формуле

$$P_{об} = 100(Q_v - Q_{пол})/Q_v,$$

где  $Q_v$  — дебит вентилятора, м<sup>3</sup>/мин;  $Q_{пол}$  — количество воздуха, используемое для проветривания всех пунктов шахтной сети, м<sup>3</sup>/мин.

Подземные утечки воздуха (%) определяются по формуле

$$P = 100(Q_{ш} - Q_{пол})/Q_v,$$

где  $Q_{ш}$  — количество воздуха, поступившее в шахту, м<sup>3</sup>/мин.

Поверхностные утечки воздуха (%) определяются по формуле

$$P_{пов} = 100(Q_v - Q_{ш})/Q_v.$$

Режим движения воздуха может быть турбулентным (через крупные трещины и каналы), ламинарным (при фильтрации через пористые среды) или промежуточным. Закон сопротивления имеет вид

$$h_c = R_l Q_{ут} + R_k Q_{ут}^2,$$

где  $R_l$ ,  $R_k$  — соответственно линейная и квадратичная составляющие аэродинамического сопротивления, Н · с<sup>2</sup>/м<sup>8</sup>;  $Q_{ут}$  — потери воздуха в результате утечек, м<sup>3</sup>/мин;  $h_c$  — перепад давления через вентиляционное сооружение, Па.

Утечки воздуха уменьшают аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети. Внутренние утечки воздуха оказывают вли-

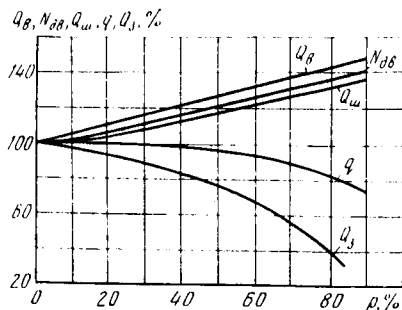


Рис. 25.1. График зависимости дебита осевого вентилятора  $Q_v$ , мощности его двигателя  $N_{дв}$ , внешних утечек воздуха  $q$ , количества поступающего в шахту  $Q_{ш}$  и в забой  $Q_z$  воздуха от подземных утечек воздуха  $p$

яние на дебит вентилятора, количество поступающего в шахту воздуха, просачивающегося с поверхности (внешние утечки), количество воздуха, поступающего в забой (рис. 25.1). Уменьшение аэродинамического сопротивления за счет внутренних утечек воздуха приводит к увеличению количества воздуха, поступающего в шахту и росту дебита вентилятора. Однако полезное количество воздуха, поступающее в забой, при этом уменьшается, в результате чего затраты на 1 м<sup>3</sup> полезно используемого воздуха увеличиваются.

## 25.2. Утечки воздуха через вентиляционные сооружения

Утечки воздуха (м<sup>3</sup>/мин) через вентиляционное сооружение, предназначенное для разделения свежей и исходящей струй, зависят от перепада давления через это сооружение и качества его изготовления (характеризуемого аэродинамическим сопротивлением) и определяются по формуле

$$Q_{ут} = \sqrt{h_c / R_c},$$

где  $R_c$  — аэродинамическое сопротивление вентиляционного сооружения, Н · с<sup>2</sup>/м<sup>8</sup>.

Места утечек воздуха зависят от вида вентиляционных сооружений. В глухих вентиляционных перемышках основным местом утечек являются контакты тела перемышки с горной породой (особенно у кровли выработки), где проходит до 80—90 % воздуха, а остальное количество воздуха просачивается через тело перемышки. Это количество воздуха зависит от качества изготовления сооружения и его материала. Максимальные утечки воздуха наблюдаются через перемышки из досок и чурок, а минимальные — через перемышки из бетона. При прочих равных условиях утечки воздуха через глухую перемышку будут тем больше, чем больше ее периметр и чем меньше толщина возводимой стенки. Утечки воздуха через глухую перемышку (м<sup>3</sup>/мин) определяются по формуле М. А. Патрушева

$$Q_{ут} = k_{в.п} P_{п} \sqrt{h_c / l_{п}},$$

где  $k_{в.п}$  — коэффициент воздухопроницаемости, который характеризует количество воздуха (м<sup>3</sup>/с), просачивающееся через 1 м периметра перемышки толщиной 1 м при депрессии 1 даПа (табл. 25.1), м<sup>3</sup>/(Н<sup>0.5</sup> · с);  $P_{п}$  — периметр перемышки, м;  $l_{п}$  — толщина перемышки, м.

Если в вентиляционной перемышке сделаны двери для прохода людей или транспорта, то основная масса воздуха просачивается через периметр примыкания двери к крепежной раме и дверь, а также через проемы водосточной канавы и место прохода рельсовых путей. Для исключения короткого замыкания вентиляционных потоков и уменьшения потерь в выработке устанавливаются

две и более вентиляционных перемычек с дверями (шлюзы). Утечки воздуха через шлюзы определяются по формуле

$$Q_{yt} = \varphi k_{в.д} S_d \sqrt{h_c},$$

где  $\varphi$  — коэффициент, учитывающий число перемычек с дверями в шлюзе;  $k_{в.д}$  — коэффициент воздухопроницаемости двери, характеризующий количество воздуха, просачивающееся через перемычку с дверью и приходящееся на 1 м<sup>2</sup> двери при депрессии 1 даПа, м<sup>2</sup>/(Н<sup>0,5</sup>·с);  $S_d$  — площадь двери, м<sup>2</sup>.

Коэффициент воздухопроницаемости равен 0,02; 0,012 и 0,007 соответственно для железных дверей без прокладок (или деревянных дверей в чураковых перемычках), двухстворчатых дверей в бетонной или каменной перемычках, одностворчатых дверей из сбитых в шпунт досок, обитых железом с прорезиненной тканью, в каменной или бетонной перемычке. Коэффициент, учитывающий число вентиляционных дверей в шлюзе, при наличии одной, двух, трех и четырех дверей равен соответственно 1; 0,76; 0,66; 0,57.

Аэродинамическое сопротивление вентиляционных дверей (Н·с<sup>2</sup>/м<sup>8</sup>) определяется по формуле

$$R_c = 1/(k_{в.д}^2 S_d^2).$$

Утечки воздуха через кроссинг происходят через перемычки с дверями и через стенки канала кроссинга. Утечки воздуха через указанные места зависят от типа и материала кроссинга и качества его изготовления. Утечки воздуха через канал бетонного кроссинга и через металлический канал составляют соответственно 45—55 и 60—70 % общих потерь. Если кроссинг выполнен в виде обходной выработки, то утечки воздуха происходят только через шлюзы.

Большие утечки воздуха могут происходить в параллельных выработках, по одной из которых идет свежая струя, а по другой — исходящая (например, уклон и ходок, штрек и просек и др.). Утечки воздуха происходят через перемычки в сбойках и через разделяющие их целики. Основные утечки воздуха происходят

Таблица 25.1

Перемычки	$k_{в.д}$ при боковых породах	
	нетрещиноватых	трещиноватых
Шлакобугорбетонные	0,009	0,00165
Каменные	0,0016	0,0028
Шлакоблочные	0,0012	0,00215
Чураковые	0,0026	0,0043
Насыпные	0,0028	—
Дощатые	0,0036	0,0063

Таблица 25.2

Перемычки	$k_y$ при боковых породах	
	нетрещиноватых	трещиноватых
Шлако- и бугорбетонные	0,60	1,05
Каменные	0,70	1,20
Шлакоблочные	0,80	1,40
Чураковые	1,00	1,75
Дощатые	1,40	2,45

через перемычки. Утечки воздуха в параллельных выработках зависят от расстояния между сбойками, в которых установлены перемычки, состояния окружающих пород и перепада давления между ними. Они определяются по формуле

$$Q_{\text{ут. п}} = \frac{0,01nk_y Q_{\text{к. в}}}{k_{\text{п. п}}},$$

где  $n$  — число перемычек;  $k_y$  — коэффициент приведения утечек воздуха (табл. 25.2);  $Q_{\text{к. в}}$  — количество воздуха, которое необходимо подать к концу параллельных выработок, м<sup>3</sup>/мин;  $k_{\text{п. п}}$  — коэффициент приведения площади перемычки (рис. 25.2).

Нормативные утечки воздуха на угольных шахтах находятся в пределах 7—42; 19—82 и 35—100 м<sup>3</sup>/мин соответственно через глухие перемычки, вентиляционные шлюзы из двух дверей, кроссинги.

Для сопоставления нормируемых утечек воздуха с действительными на шахтах необходимо производить периодические контрольные замеры. При значительных утечках воздуха через вентиляционное сооружение контрольные замеры производятся непосредственно в выработке перед вентиляционным сооружением. При небольших утечках воздуха перед вентиляционным сооружением возводится легкая перемычка, в окне которой производится контрольный замер (рис. 25.3). Утечки воздуха через шлюз замеряются следующим образом. Приоткрывается одна из дверей так, чтобы было заметно движение воздуха через образованную щель и в проеме этой щели замеряется количество воздуха  $Q_2$ , которое проходит через перемычку с закрытой дверью. Одновременно через эту закрытую дверь измеряется перепад давления  $h_2$ . Аэродинамическое сопротивление ( $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ ) второй двери определяется по формуле

$$R_2 = h_2/Q_2^2.$$

Затем закрывается первая дверь и измеряется перепад давления через вторую дверь  $h_2'$ . Утечки воздуха (м<sup>3</sup>/мин) через шлюз при двух закрытых дверях определяются по формуле

$$Q_{\text{ут. ш}} = \sqrt{h_2'/R_2}.$$

Утечки воздуха через вентиляционное сооружение можно определить по разности замеров количества воздуха в выработках на свежей и исходящей струях. Замер выполняют два человека (один измеряет воздух в выработке перед сбойкой, где установлено вентиляционное сооружение, а другой — после сбойки). После этого с целью устранения индивидуальной погрешности они меняются местами и повторяют измерения. Замеры выполняются со стороны вентиляционной выработки.

Герметичность вентиляционных сооружений не остается постоянной во времени. Из-за проявлений горного давления, сейсмического воздействия, переменной влажности и температуры воздуха

Рис. 25.2. График зависимости площади перемычки  $S$  от коэффициента приведения  $k_{п.п}$

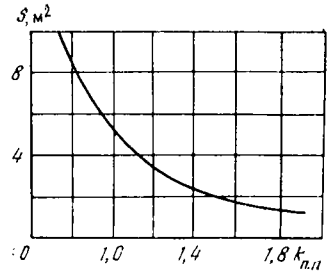


Рис. 25.3. Схемы измерений утечек воздуха: а — непосредственное измерение через перемычку; б — косвенное измерение через шлюз

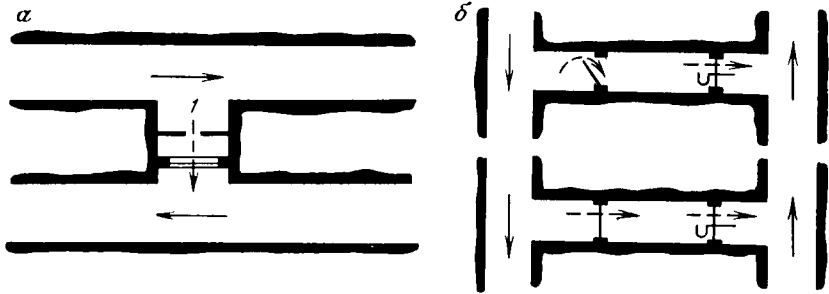
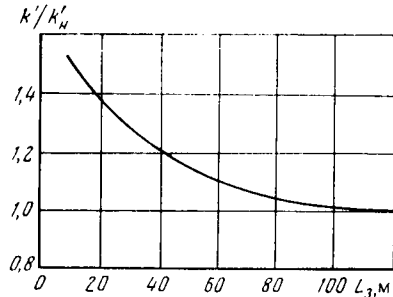


Рис. 25.4. График зависимости степени воздухопроницаемости  $k'/k'_н$  вентиляционной перемычки от расстояния до очистного забоя  $L_3$



происходит разрушение перемычек, прилегающих к ним пород и покрытий. По данным ВНИИГ на калийных шахтах при уменьшении расстояния от фронта очистных работ до места установки перемычки со 100 до 10 м коэффициент воздухопроницаемости перемычки увеличивается в 1,5 раза (рис. 25.4). Практика показывает, что после ремонта перемычки не восстанавливают своих первоначальных аэродинамических свойств, так как с течением времени разрушается не только покрытие перемычки и ее тело, но и боковые породы. Влияние вентиляционного сооружения на структуру горного массива распространяется на расстояние 2—3 м вдоль выработки и на расстояние 0,5—1 м в глубину массива. Эти расстояния зависят от физико-механических и химических свойств горных пород, величины горного давления, способа проведения выработки. При прочих равных условиях зона трещинова-

тости имеет максимальные размеры при использовании буровзрывного способа, а минимальные — при использовании отбойных молотков.

Периодичность ремонта вентиляционных сооружений зависит от их материала, горного давления, микроклиматических параметров, качества изготовления и изменяется в пределах 3—12 мес. Покрытия на вентиляционные сооружения наносятся вручную и с помощью специальных аппаратов. В качестве покрытий используются латексы, хлоридно-глинистая паста, изолирующая мастика, силикатный, глинистый и цементный растворы. Для приготовления изолирующих составов используется установка УП—1 производительностью 1,5—2,5 м<sup>3</sup>/ч. Изолирующие составы наносятся с помощью переносного аппарата АП-1 производительностью 40 м<sup>3</sup>/ч. Тщательно заделываются места прохода канавок, рельсовый путь утапливается в деревянном настиле, места примыкания дверей к крепежной раме и крепежной рамы к перемышке тщательно уплотняются или изолируются с помощью фартуков.

Поверхностные утечки воздуха (подсосы) достигают 40 % (и более) производительности вентилятора главного проветривания. У участковых вентиляторов, установленных на шурфах, утечки воздуха иногда достигают 50 % их дебита. С увеличением поверхностных утечек воздуха уменьшается количество воздуха, поступающего в очистные и подготовительные забои, увеличивается расход мощности, отнесенный к 1 м<sup>3</sup> полезно используемого воздуха. Потребляемая мощность у осевого вентилятора несколько уменьшается, а у центробежного — увеличивается. Поверхностные утечки воздуха характеризуются коэффициентом внешних утечек, определяемым по формуле

$$k_{в. у} = Q_{в}/Q_{ш}. \quad (25.1)$$

Для скиповых стволов  $k_{в. у} = 1,25$ , для клетевых  $k_{в. у} = 1,2$ , для стволов и шурфов без подъема  $k_{в. у} = 1,1$ , для шурфов, используемых для спуска  $k_{в. у} = 1,3$ .

Так как аэродинамическое сопротивление шахты  $R_{ш}$  и сопротивление  $R_{п. и}$  всех поверхностных изоляторов, через которые происходят поверхностные утечки воздуха представляют открытое параллельное сопротивление, то при равенстве депрессий шахты и всех изоляторов найдем, что

$$R_{п. и} = \left( \frac{Q_{ш}}{Q_{ут. пов}} \right)^2 R_{ш}, \quad (25.2)$$

где  $Q_{ут. пов}$  — поверхностные утечки воздуха, м<sup>3</sup>/мин;

$$Q_{ут. пов} = Q_{в} - Q_{ш}. \quad (25.3)$$

Из выражений (25.1), (25.2) и (25.3) получим

$$R_{п. и} = R_{ш}/(k_{в. у} - 1)^2. \quad (25.4)$$

Аэродинамическое сопротивление всех поверхностных изоляторов должно быть в 16, 25, 100 и 11 раз больше сопротивления



шахты соответственно при расположении вентилятора на стволах скиповом, клетьевом, на стволах и шурфах без подъема, на шурфах, используемых для спуска материалов. Чем меньше аэродинамическое сопротивление шахты, тем легче обеспечить указанные требования. Так, для случая установки вентилятора на скиповом стволе при эквивалентном отверстии шахты 1 и 3 м<sup>2</sup> аэродинамическое сопротивление всех поверхностных изоляторов равно соответственно 2,3 и 0,256 Н·с<sup>2</sup>/м<sup>8</sup>. Для уменьшения поверхностных утечек воздуха необходимо тщательно изолировать ту часть надшахтного здания, которая примыкает к вентиляционному стволу (окна должны иметь резиновые прокладки, а шлюзы — тщательно герметизированы). Особое внимание необходимо обращать на герметизацию всех реверсивных устройств.

### 25.3. Утечки воздуха через выработанное пространство

Утечки воздуха через выработанное пространство с откаточного на вентиляционный штрек, огражденный от действующих выработок (бутовыми полосами, целиками угля), относятся к непрерывнораспределенным утечкам. На угольных шахтах они  $\leq 5\%$  (редко 10%) производительности вентилятора. Если же отнести эти утечки к количеству воздуха, поступающего к началу откаточного штрека, то они составят 30% и более. Утечки воздуха через выработанное пространство на газовых шахтах могут выполнять полезную роль, разбавляя метан и недопуская его выход в рабочее пространство лавы при прямом порядке отработки и возвратоточной схеме проветривания (рис. 25.5, а). Но они могут создавать и опасные концентрации метана на сопряжении вентиляционного штрека с лавой при прямом порядке отработки и прямоточной схеме проветривания (см. рис. 25.5, в). При возвратоточной схеме проветривания и обратном порядке отработки в средней части лавы количество воздуха в результате перемещения через выработанное пространство уменьшается, что также может привести к повышению концентрации метана (см. рис. 25.5, б). Величина утечек воздуха через выработанное пространство зависит от перепада давления между свежей и исходящей струями, схемы проветривания добычного участка (прямоточная, возвратоточная), аэродинамического сопротивления выработанного пространства, которое, в свою очередь, определяется физико-механическими свойствами вмещающих пород, мощностью пласта, длиной лавы, углом падения пласта, способом управления кровлей. Максимальные утечки воздуха имеют место на расстоянии до 50 м от забоя. Здесь воздух движется в зоне неуплотнившегося выработанного пространства в соответствии с квадратичным или близким к нему законом. По мере удаления от лавы выработанное пространство все больше уплотняется, утечки воздуха уменьшаются и на расстоянии 500—600 м от забоя становятся равными нулю (рис. 25.6).

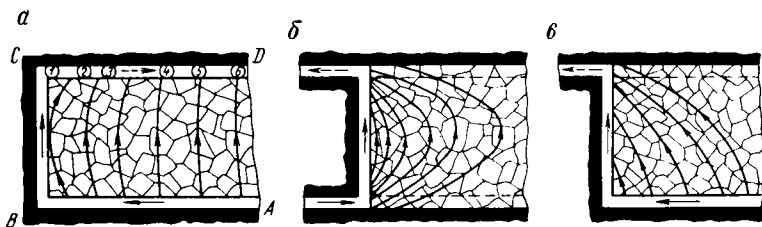


Рис. 25.5. Схемы утечек воздуха в выработанном пространстве: а — при прямом порядке отработки и возвратной схеме вентиляции; б — при обратном порядке отработки и возвратной схеме вентиляции; в — при прямом порядке отработки и прямочной схеме вентиляции

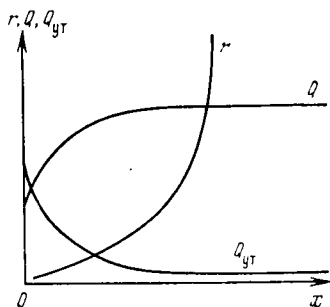


Рис. 25.6. График зависимости удельного сопротивления  $r$ , утечек  $Q_{ут}$  и расхода  $Q$  воздуха от расстояния до очистного забоя  $x$

Воздухопроницаемость выработанного пространства оценивается его удельным аэродинамическим сопротивлением (сопротивление 1 м<sup>3</sup> выработанного пространства)

$$r = R_{в.п} \frac{(dm)^n}{l}$$

где  $R_{в.п}$  — аэродинамическое сопротивление выработанного пространства,  $H \cdot c^n / 3n+2$ ;  $l$ ,  $d$  — соответственно длина и ширина полосы выработанного пространства, м;  $m$  — высота выработанного

Таблица 25.3

Разбавление вредностей по источникам поступления	Направление отвода исходящей струи из лавы	Взаимное направление свежей и исходящей струй
Последовательное	К выработанному пространству К массиву	Возвратоточное Прямочное Любое
Частично и полностью обособленное	К выработанному пространству	»

пространства;  $m$ ,  $n$  — показатель степени, характеризующий режим движения воздуха через выработанное пространство.

Исследования показывают, что режим движения воздуха через выработанное пространство, начиная с расстояния от лавы 50—60 м и более, близок к ламинарному и показатель степени  $n=1$ , а удельное аэродинамическое сопротивление выработанного пространства при ламинарном режиме фильтрации описывается одной из следующих формул:

$$r_x = a e^{bx^2}; \quad r_x = r_0 e^{cx}; \quad r_x = dx^z + r_0,$$

где  $a$ ,  $b$ ,  $c$ ,  $d$ ,  $z$  — постоянные, определяемые экспериментально;  $x$  — расстояние от лавы, м;  $r_0$  — удельное аэродинамическое сопротивление неуплотнившегося выработанного пространства,  $H \cdot c^n / M^{n+3}$ .

Исследованиями установлено, что количество воздуха на различном расстоянии от лавы можно определить по эмпирической формуле

$$Q_{\text{л}} = Q_3 x^w,$$

где  $w$  — эмпирический коэффициент;  $Q_3$  — количество воздуха, которое необходимо подавать в очистной забой,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

В выработках, поддерживаемых бутовыми полосами шириной 4—6 м, утечки воздуха учитываются коэффициентом  $k_{\text{ут. в}}$ , который зависит от способа управления кровлей, пород непосредственной кровли, схемы проветривания выемочного участка (табл. 25.3).

При поддержании выработок другими способами утечки воздуха учитываются коэффициентом, определяемым по формуле

$$k'_{\text{ут. в}} = 1 + (k_{\text{ут. в}} - 1) k_{\text{ут. п}},$$

где  $k_{\text{ут. в}}$  — поправочный коэффициент.

k <sub>ут. в</sub> при управлении кровлей							
полным обрушением			частичной закладкой			плавным опусканием	
Породы непосредственной кровли							
глинистые сланцы	песчаные сланцы	песчаники	глинистые сланцы	песчаные сланцы	песчаники	глинистые сланцы	известняки
1,40	1,55	1,70	1,20	1,25	1,40	1,30	1,70
1,30	1,40	1,55	1,20	1,25	1,35	1,20	1,60
1,25	1,30	1,40	1,10	1,15	1,05	1,20	1,30
1,55	1,70	1,80	1,20	1,25	1,40	1,65	1,85

Поправочный коэффициент характеризуется следующими данными:

Способ поддержания выработок		$k_{\text{ут. п}}$
Кострами		1,45
Бутокострами и бутовыми полосами шириной до 4 м		1,1
Бутовыми полосами с окнами		1,05
Бутовыми полосами шириной	7—10 м	0,9
»	»	»
»	11—15 м	0,8
»	»	»
»	16—20 м	0,7

Уменьшение утечек воздуха через выработанное пространство обеспечивается применением схем вентиляции добычных участков с минимальным числом вентиляционных сооружений, а также фланговой схемы проветривания, заменой прямого порядка отработки обратным, применением полной закладки вместо обрушения, выкладкой более широких бутовых полос, созданием малопроницаемых стенок из чураков, нагнетанием специальных вспенивающих и твердеющих синтетических смол и закладочного материала вдоль штреков и др. Уменьшение утечек воздуха через обрушения, выходящие на поверхность, достигается путем засыпки трещин и провалов пород и их уплотнения, а также создания такого режима проветривания, чтобы в зоне горных выработок, имеющих аэродинамическую связь с поверхностью, депрессия была близка к нулю.

#### 25.4. Мероприятия по уменьшению утечек воздуха

Выбор схемы вскрытия и порядка раскроя шахтного поля, а также схемы проветривания шахты должен производиться с учетом утечек воздуха. В связи с этим целесообразно применять фланговую схему вентиляции, которая, как правило, исключает близко расположенные параллельные выработки с различным направлением движения воздуха, что обеспечивает уменьшение депрессии и утечек воздуха. Раскрой шахтного поля и схема подготовки добычных участков к работе должны обеспечивать минимальное число вентиляционных сооружений и пересечений горных выработок со свежей и исходящей струями. Полевая подготовка на угольных и рудных шахтах способствует уменьшению утечек воздуха, облегчает изоляцию отработанных участков и снижает пожароопасность. Уменьшение аэродинамического сопротивления горных выработок при прочих равных условиях вызывает уменьшение депрессии через вентиляционные сооружения и выработанное пространство, а также утечек воздуха через них. Уменьшение аэродинамического сопротивления шахты позволяет уменьшить поверхностные утечки воздуха.

Борьба с утечками воздуха должна вестись планомерно с момента строительства шахты и ввода ее в эксплуатацию. В начальный период (до освоения проектной мощности) количество подаваемого в шахту воздуха превышает ее потребности. Это обстоятельство способствует ослаблению внимания вентиляционной

службы к повседневной борьбе с утечками воздуха. По мере развития фронта горных работ растет количество вентиляционных сооружений, увеличиваются утечки воздуха и в забоях начинает ощущаться его недостаток. Возникает необходимость реконструкции вентиляционной системы и выполнения большого объема работ по ремонту и повышению герметичности вентиляционных сооружений. Постоянный контроль за состоянием вентиляционных сооружений — одна из важнейших задач вентиляционной службы на шахте. Уменьшение утечек воздуха в шахте приводит к уменьшению удельного расхода электроэнергии и затрат на 1 м<sup>3</sup> полезно используемого воздуха. Повышение герметичности вентиляционных сооружений связано с увеличением затрат на их возведение. Установление допустимых утечек воздуха для шахты в целом (коэффициента запаса) должно быть обосновано технико-экономическими расчетами, суть которых состоит в следующем.

Полное аэродинамическое сопротивление ( $H \cdot c^2/m^8$ ), на которое работает вентилятор главного проветривания, определяется по формуле

$$R_{\text{п}} = k_{\text{пов}} R_{\text{ш}} + R_{\text{в}}, \quad (25.5)$$

где  $R_{\text{в}}$ ,  $R_{\text{ш}}$  — соответственно аэродинамическое сопротивление вентилятора и шахты,  $H \cdot c^2/m^8$ ;  $k_{\text{пов}}$  — коэффициент, учитывающий влияние подсоса с поверхности на аэродинамическое сопротивление шахты;

$$k_{\text{пов}} = \frac{1}{\left(1 + \sqrt{\frac{R_{\text{ш}}}{R_{\text{н.з}}}}\right)^2},$$

где  $R_{\text{н.з}}$  — аэродинамическое сопротивление надшахного здания.

Для определения расхода вентилятора, поверхностных утечек воздуха и количества воздуха, поступающего в шахту, используется график (рис. 25.7).

При изменении подземных утечек воздуха изменяется  $R_{\text{ш}}$ , что вызывает изменение  $R_{\text{п}}$ ,  $Q_{\text{в}}$ ,  $Q_{\text{ут.пов}}$ .

Аэродинамическое сопротивление шахты при наличии подземных утечек воздуха определяется по формуле

$$R_{\text{ш}} = R_1 + k_{\text{под}} R_2 + R_3, \quad (25.6)$$

где  $R_1$ ,  $R_3$  — соответственно аэродинамическое сопротивление воздухоподающих и вентиляционных выработок в зоне, где отсутствуют утечки воздуха,  $H \cdot c^2/m^8$ ;  $R_2$  — аэродинамическое сопротивление выработок в зоне, где имеют место утечки воздуха  $H \cdot c^2/m^8$ ;  $k_{\text{под}}$  — коэффициент, учитывающий влияние подземных утечек воздуха на аэродинамическое сопротивление шахты.

Для различных значений утечек воздуха определяем полное аэродинамическое сопротивление, на которое работает вентилятор

главного проветривания. Затем для этих же значений по графику

$$k_{\text{под}} = \frac{1}{\left(1 + \sqrt{\frac{R_2}{R_{\text{п. п}}}}\right)^2};$$

$$k_{\text{под}} = \frac{1}{\left(\frac{P}{100 - P} + 1\right)^2}, \quad (25.7)$$

где  $R_{\text{п. п}}$  — аэродинамическое сопротивление подземных путей утечек воздуха,  $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ ;  $P$  — подземные утечки воздуха, %.

Примем  $R_1 + R_3 = R$ . Тогда из выражений (25.5), (25.6) и (25.7) получим

$$R_{\text{п}} = \frac{R + R_2 k_{\text{под}}}{\left(\frac{R + R_2 k_{\text{под}}}{R_{\text{п. п}}} + 1\right)^2} + R_{\text{в}}.$$

Находим  $Q_{\text{в}}$ ,  $Q_{\text{ш}}$ ,  $Q_{\text{ут. пов}}$ ,  $h_{\text{в}}$ , вычисляем полезное количество воздуха  $Q_{\text{пол}}$  и для каждого значения  $Q_{\text{в}}$  и  $h_{\text{в}}$  устанавливаем потребляемую мощность.

Годовые затраты на электроэнергию (руб.), отнесенные к  $1 \text{ м}^3$  полезно используемого воздуха, определяются по формуле

$$c_{\text{э. г}} = (24 \cdot 365 N c_3) / Q_{\text{пол}}, \quad (25.8)$$

где  $c_3$  — стоимость  $1 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$  электроэнергии, руб.;  $N$  — потребляемая мощность, кВт.

Разделив выражение (25.8) на удельный расход электроэнергии, отнесенный к полезному количеству воздуха при подземных утечках воздуха, равных нулю, и расходе мощности  $N'$ , получим безразмерную величину

$$c_{\text{э. г}} = N Q'_{\text{пол}} / N' Q_{\text{пол}}.$$

Графически эта зависимость между утечками воздуха и затратами на электроэнергию показана на рис. 25.8.

Для экономической оценки мероприятий по борьбе с утечками воздуха, необходимо установить взаимосвязь между затратами и качеством вентиляционных сооружений. Для случая полевой подготовки, когда выпуск полезного ископаемого осуществляется через рудоспуски (при прямом порядке), рудоспуски перекрываются полками и засыпаются мелкой породой.

Затраты на возведение изоляторов в рудоспусках (руб.) определяются по формуле

$$c_{\text{и}} = (c_1 + c_2) n_{\text{р}},$$

где  $c_1$  — постоянные затраты на возведение полка для засыпки, руб.;  $c_2$  — переменные затраты на засыпку, зависящие от высоты насыпаемого слоя, руб.;  $n_{\text{р}}$  — число рудоспусков.

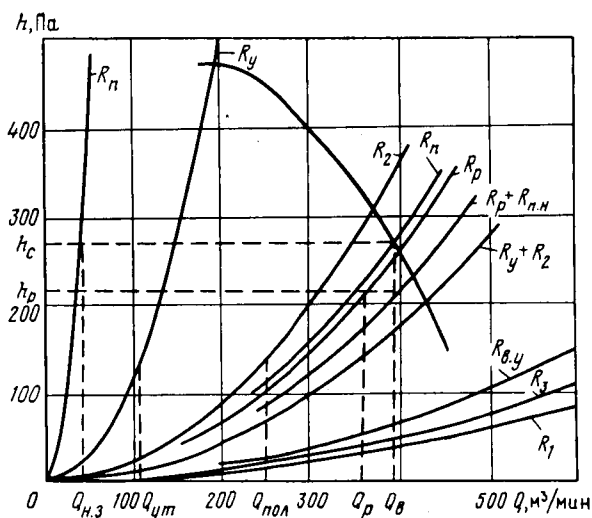


Рис. 25.7. График к определению дебита вентилятора  $Q_v$ , расхода воздуха  $Q_{ш}$ , поступающего в шахту, полезного расхода воздуха  $Q_{пол}$  и утечек воздуха  $Q_{ут}$

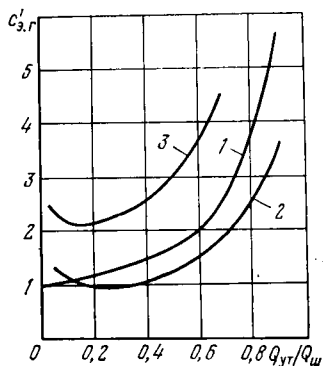


Рис. 25.8. График к определению оптимальной величины подземных утечек воздуха:

1 — удельные безразмерные затраты на электроэнергию; 2 — то же, на сооружение изоляторов-рудоспусков; 3 — общие удельные безразмерные затраты, по минимуму которых определяются подземные утечки воздуха

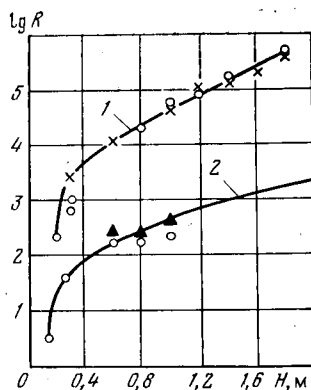


Рис. 25.9. График зависимости сопротивления изолятора  $\lg R$  от высоты насыпного слоя  $H$ :

1 — при содержании 70 % фракций крупностью  $< 30$  мм; 2 — то же, крупностью  $> 25$  мм (изолятор, используемый в практике)

Аэродинамическое сопротивление рудоспуска зависит от высоты насыпаемого слоя (рис. 25.9) и определяется по формуле

$$R_p = \omega H^\Delta,$$

где  $\omega = 500$ ,  $\Delta = 2,25$  — эмпирические коэффициенты.

Количество воздуха, которое необходимо подавать к началу панели, определяется по формуле

$$Q_n = Q_3 \left( 1 + \frac{l_{ш}}{3l_p} \sqrt{\frac{rL_{ш}}{R_p}} \right)^2, \quad (25.9)$$

где  $L_{ш}$  — длина панельного штрека, м;  $l_p$  — расстояние между рудоспусками, м;

$$r = r_1 + r_2;$$

$r_1, r_2$  — удельное аэродинамическое сопротивление выработок соответственно со свежей и исходящей струей.

Для различных значений аэродинамического сопротивления рудоспуска и длины панели определяем утечки воздуха и затраты на возведение всех изоляторов по формуле

$$c'_n = \frac{c_{ni}}{Q_{пол i}} : \frac{c_{n, min}}{Q_{пол, min}},$$

где  $c_{ni}/Q_{пол i}$  — затраты на возведение вентиляционных сооружений, отнесенные к  $1 \text{ м}^3$  полезного количества воздуха при  $i$ -м значении утечек воздуха, руб.;  $c_{n, min}$  — минимальные удельные затраты, руб.;  $Q_{пол, min}$  — полезное количество воздуха при минимальных затратах,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

Приведенная выше методика позволяет определить оптимальную величину утечек воздуха для любой шахты.

## 26. ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ СООРУЖЕНИЯ НА ШАХТАХ

### 26.1. Назначение вентиляционных сооружений

Различают три группы вентиляционных сооружений.

Группа I. Вентиляционные сооружения для пропуска воздуха (каналы вентиляторов, кроссинги, продольные перегородки и др.).

Группа II. Вентиляционные сооружения для изоляции вентиляционных потоков.

Группа III. Вентиляционные сооружения для регулирования воздушных потоков в горных выработках.

Вентиляционные сооружения играют важную роль в организации проветривания. От правильного устройства и эксплуатации вентиляционных сооружений зависит обеспеченность рабочих мест необходимым количеством воздуха. От их состояния зависят устойчивость проветривания, глубина регулирования количества воздуха, безопасность работ, а в аварийных ситуациях и сама жизнь трудящихся.

Вентиляционные сооружения группы I должны обладать минимальным аэродинамическим сопротивлением. Это требование вызвано тем, что через них проходит большое количество воздуха, что вызывает значительные потери депрессии. Самыми ответствен-



ными сооружениями этой группы являются каналы вентиляторов. Неудачная конструкция каналов (с точки зрения аэродинамических свойств) вызывает увеличение затрат мощности на преодоление их сопротивления и связанных с этим затрат.

Кроссинги, или воздушные мосты, устанавливаются на пересечении выработок со свежей и исходящей струями и служат для разделения потоков. Кроссинги должны обладать минимальным сопротивлением и достаточной герметичностью во избежание больших утечек воздуха.

Используемые на шахтах перемычки могут быть вентиляционные и противопожарные, водоподпорные и фильтрационные, взрывостойчивые и буферные, а также комбинированные. Вентиляционные перемычки возводятся в выработках с целью изоляции свежей струи от исходящей, а также при вентиляционных маневрах во время аварии (пожары, внезапные выбросы газа и др.). Их аэродинамическое сопротивление должно быть по возможности максимальным, чтобы свести утечки воздуха через них к минимуму. Все вентиляционные сооружения должны быть огнестойкими и устойчивыми против горного давления и сейсмического воздействия и не должны разрушаться при взрывах газа и пыли. Они должны сохранять заданные свойства при воздействии агрессивной шахтной среды (кислых вод, переменной влажности и температуры воздуха). Трудоемкость и стоимость их возведения, а также затраты на поддержание в процессе эксплуатации должны быть минимальными. Глухие перемычки применяются на угольных шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к самовозгоранию, а также на калийных шахтах при камерной системе разработки. По данным ВостНИИ, на шахтах Минуглепрома СССР в эксплуатации находятся 35 тыс. вентиляционных сооружений, что в пересчете на одну шахту составляет 48 единиц (исключая глухие перемычки). Наибольшее применение получили перемычки с вентиляционными дверями. Так, на шахтах Кузнецкого и Карагандинского угольных бассейнов они составляют соответственно 76,9 и 98,2 %. Остальные 23,1 и 1,8 % сооружений составляют кроссинги и ляды.

## 26.2. Вентиляционные перемычки

Глухие вентиляционные перемычки могут быть временные и постоянные. Временные перемычки — сравнительно легкие конструкции. Они выполняются из парусины, отходов вентиляционных труб и досок. При ликвидации аварий применяются надувные и парашютные перемычки. Дощатые перемычки имеют следующую конструкцию. Доски или горбыли прибиваются внахлестку к специально установленным стойкам или рамам деревянной крепи в направлении сверху вниз. Щели промазываются глиной или цементным раствором. Парусные перемычки представляют собой полотна из брезента, плащ-палаточной или синтетической ткани. МГИ совместно с Уфимским заводом резинотехнических изделий разра-

ботаны надувные герметизирующие перемычки, которые позволяют перекрывать сечения площадью 4—12 м<sup>2</sup>. Перемычки изготавливаются из двухслойной капроновой прорезиненной ткани, обладающей большой механической прочностью. Надувная перемычка состоит из двух оболочек-каркасов, служащих для поддержания полога и обтюратора, соединяющего обе надувные секции по периметру перемычки. Обтюратор в средней части находится в свободном состоянии, что позволяет ему под действием перепада давления, создаваемого воздушным потоком, занимать любое положение, соответствующее форме выработки и шероховатости окружающих пород. Перемычка устанавливается в выработке между крепежными рамами после снятия затяжек обтюратором навстречу воздушному потоку. Продолжительность установки перемычки с помощью шахтной воздушной магистрали или других средств, которые обеспечивают давление воздуха в секциях 800—1000 даПа, составляет 15—20 мин.

Скорость движения воздуха в месте установки перемычки должна быть  $\leq 6$  м/с, а перепад давления через перемычку 50 даПа. Без дополнительной подкачки воздуха перемычка может работать не более 5 сут. Перемычку можно переставлять в разных выработках до 20 раз. Масса перемычки не более 70 кг.

ВНИИГД разработана парашютная вентиляционная перемычка, которая может быть установлена в выработке при скорости движения воздуха 0,5—12 м/с, перепаде давления 0,7—250 даПа, температуре от  $-50$  до  $+70$  °С и относительной влажности воздуха  $\leq 100$  %. Парашютные перемычки имеют диаметр 4; 5 и 6 м и способны перекрыть выработки любой формы с площадью сечения соответственно 9; 15 и 20 м<sup>2</sup>. Масса перемычек 9, 15 и 20 кг. Продолжительность установки перемычки 2—3 мин. Аэродинамическое сопротивление, создаваемое парашютной перемычкой, зависит от вида крепи и изменяется в пределах 2—50 Н·с<sup>2</sup>/м<sup>6</sup>. Перемычка позволяет уменьшить расход воздуха в 5—10 раз.

Парашют крепится к кровле или стенке выработки при помощи анкерного болта, а в выработках без крепи — к стойке, специально устанавливаемой для этой цели. Для надежной изоляции устанавливаются последовательно две перемычки (когда хотят создать шлюз).

Во ВНИИГалургии разработана конструкция универсальной переносной вентиляционной перемычки (рис. 26.1), состоящей из складывающегося щита 1, шарнирного соединения 2, полосового упруго-эластичного уплотнителя 3, располагаемого по периметру сооружения, и специальных приспособлений 4 для ее закрепления в выработке. Площадь щита перемычки в раскрытом состоянии превышает сечение изолируемых выработок. Поэтому за счет регулирования изменения угла раскрытия щита перемычки в сочетании с уплотнителем достигается надежная герметизация выработок с изменяющейся площадью поперечного сечения. Другой отличительной особенностью конструкции перемычки является

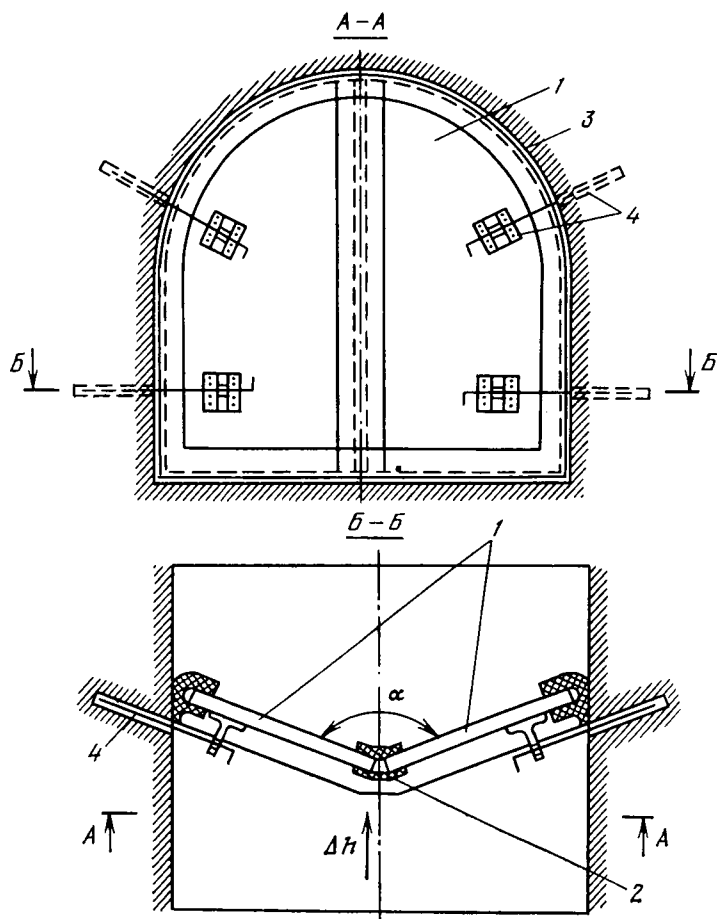


Рис. 26.1. Схема универсальной переносной перемычки

эффект уменьшения воздухопроницаемости при увеличении перепада давления за счет расклинивания ее в выработке.

Постоянные перемычки сооружаются из шлако- и бутобетона, камня, кирпича, шлакоблоков, чураков, пенопласта, других материалов. Перед возведением перемычки производится оборка отслоившейся породы. Перемычки из чураков выкладываются с применением глины, пасты или мастики. Высокими изолирующими свойствами обладают перемычки из полиуретана, карбамидного пенопласта МФП-Б, фенольного пенопласта ФРП. Перемычки из этих материалов огнестойки. По сравнению с бетонными, кирпичными, брусчатыми и чураковыми перемычками их воздухопроницаемость в 3—15, а трудоемкость возведения в 2,5—9 раз меньше, скорость возведения в 2—5 раз больше, стоимость в 1,5—2 раза меньше.

Шпренгельные перемычки применяются для изоляции пожарных участков при наличии угрозы взрыва горючих газов в изолируемом пространстве. В выработке возводятся две перемычки: гасящая (щелевая) и на расстоянии от нее, не превышающем трех диаметров выработки, изоляционная (герметичная). Эти перемычки уменьшают давление ударной волны перед гасящей перемычкой до величины безопасной для людей и сооружений, находящихся за изоляционной перемычкой.

### 26.3. Вентиляционные двери

Перемычки с вентиляционными дверями (далее называются вентиляционные двери) выполняют ту же роль, что и перемычки. Чаще для предотвращения закорачивания струи ставятся последовательно две двери. Такое устройство называется шлюзом. Вентиляционные двери служат для прохода людей и проезда транспорта. В последнем случае расстояние между дверями шлюза принимается таким, чтобы на этом участке поместился самый длинный состав. Дверные проемы занимают 30—90 % площади перемычки, поэтому аэродинамические свойства таких вентиляционных сооружений зависят от герметичности самой двери и ее примыкания к крепежной раме. Наибольшее количество вентиляционных дверей устанавливается в бетонных или каменных перемычках. Двери выполняются из дерева или металла и бывают одностворчатыми и двустворчатыми. Металлические или деревянные двери, обитые металлом, устанавливаются в районе околоствольного двора и в других ответственных местах, где поломка двери крайне нежелательна, так как может вывести из строя значительную часть вентиляционной системы шахты. Для придания большей герметичности полотно деревянных дверей обшивается прорезиненной тканью или войлоком и листовым железом, снабжается понизу фартуком, а доски сколачивают в шпунт. Двери должны открываться в сторону большего давления. Если разность давления в обе стороны велика, то дверь трудно открыть одному человеку. В этом случае для облегчения открывания двери в ней устраивается небольшое окошко с дверцей, которое открывается перед открытием двери. Чтобы дверь всегда была закрыта после прохода людей, она оборудуется специальными приспособлениями (пружинами, грузами и др.). Для проезда транспортных средств двери оборудуются специальным приводом для их открывания и закрывания при непосредственном воздействии движущихся транспортных средств.

Все большее применение находят автоматизированные вентиляционные двери, которые снабжаются аппаратурой управления шлюзовыми устройствами. Аппаратура управления обеспечивает автоматизированный пропуск транспортных средств и аварийное управление шлюзом. Шлюзы снабжены аппаратурой контроля, которая передает информацию о положении дверей и их аэродинамическом качестве.

## 26.4. Кроссинги

Кроссинги сооружаются в местах пересечения выработок со свежей и исходящей струями. Они могут быть участковыми (для обслуживания одного участка) и капитальными (для обслуживания нескольких участков). Кроссинги бывают глухими и с одним или двумя шлюзами для прохода людей или движения транспортных средств. Скорость движения воздуха в кроссинге не должна превышать 10 м/с. Участковые кроссинги, пропускающие менее 5 м<sup>3</sup>/с воздуха, могут сооружаться из металлических или железобетонных труб с площадью сечения  $\geq 0,5$  м<sup>2</sup> и толщиной стенки металлической трубы  $\geq 2$  мм. При расходе воздуха  $> 5$  м<sup>3</sup>/с сооружаются кроссинги типа «перекидной мост». При расходе воздуха 20 м<sup>3</sup>/с и более должны проводиться обходные выработки с плавными сопряжениями, имеющие такие же сечения и крепь, как и выработки, к которым они примыкают. Сооружаются кроссинги из камня, бетона или железобетона. Перемычки у кроссингов делаются каменными или бетонными. Для кроссингов из труб допускается устройство чураковых перемычек. Герметизация кроссингов достигается тщательностью сооружения и покрытием поверхностей смесью цемента, извести, воды и жидкого стекла, латексом, полиуретаном и смесью эпоксидных и кумарон-инденовых смол со всевозможными добавками. Кроссинги представляют собой сочетание различных сопротивлений (сужения, расширения, повороты и др.). Особенно большим сопротивлением обладают трубчатые кроссинги. Уменьшение сопротивления достигается увеличением поперечных размеров, уменьшением шероховатости, устройством плавных сопряжений на входе и выходе воздуха.

## 26.5. Замерные станции

Замерные станции предназначены для измерения скорости движения воздуха и определения его расхода. Станции располагаются в прямых незагроможденных выработках с постоянным креплением. Место расположения и конструкция замерной станции должны обеспечивать равномерное движение воздуха и симметричный профиль скорости движения. В выработках с арочной и рамной крепью участок длиной 5—6 м по бокам и кровле тщательно отшивается гладкими досками, что обеспечивает плавный (под углом не более 10°) вход и выход воздуха. При сооружении замерной станции необходимо исключить движение воздуха между отшивкой и поверхностью выработки. На станциях вывешивается доска для записи расхода воздуха и скорости его движения, а также концентрации газов в воздухе.

## 26.6. Герметичные надшахтные здания

К изолирующим (герметизирующим) устройствам относятся надшахтные здания. Герметичные надшахтные здания сооружаются для изоляции устьев клетевых и скиповых стволов, на которых установлены вентиляторы. Герметизировано может быть все здание или его часть. Для пропуска людей и грузов устраиваются шлюзы, часто оборудованные полуавтоматическими или автоматическими дверями. Отверстия для пропуска канатов перекрываются клапанами. Рамы оконных проемов плотно подгоняются и герметизируются, в бункере оставляется слой горной массы высотой  $\geq 4$  м. Применение наиболее совершенных элементов конструкций надшахтных зданий и герметиков позволяет при строительстве новых сооружений уменьшить поверхностные утечки воздуха на 5—10 % при депрессии  $\leq 1000$  даПа. Для стволов (штолен), не оборудованных подъемами, герметизация устья может осуществляться глухими полками (перемычками) или полками с лядами. При депрессии  $\leq 15$  даПа для увеличения сопротивления устья рекомендуется устанавливать воздушную завесу (выше канала вентилятора), обеспечивающую уменьшение поверхностных утечек воздуха в 2—2,3 раза.

## 26.7. Вентиляторы главного проветривания на поверхности шахт

По Правилам безопасности вентиляторы главного проветривания должны устанавливаться на дневной поверхности у устья герметически закрытых стволов, шурфов, штолен, скважин. Подземная установка вентиляторов главного проветривания допускается в отдельных случаях с разрешения Госгортехнадзора СССР. Каналы вентиляторов являются весьма ответственными и сложными сооружениями. Они предназначены для пропуска воздуха и изменения направления его движения при реверсировании. К ним предъявляются следующие требования: компактность конструкции, простота управления, контроля и реверсирования, удобство обслуживания и ремонта, малое аэродинамическое сопротивление, герметичность. С целью уменьшения сопротивления все повороты в них выполняются плавными, а стенки — гладкими. Площадь поперечного сечения канала определяется расходом воздуха при скорости его движения  $\leq 15$  м/с. Конструкция канала и устройств для реверсирования вентиляционной струи определяется типом и размером вентилятора, способом проветривания и другими факторами. Вентиляторы могут быть с обходными каналами и без них, с расположением подводящих и отводящих каналов в горизонтальной или вертикальной плоскости, с горизонтальным, наклонным или вертикальным расположением диффузоров. Каналы могут частично или полностью располагаться под землей или на дневной поверхности. Места сопряжения канала со стволом ограждаются решеткой. В установках с осевыми реверсивными вентиляторами типа ВОД (рис. 26.2) опрокидывание вентиляционной струи осуще-

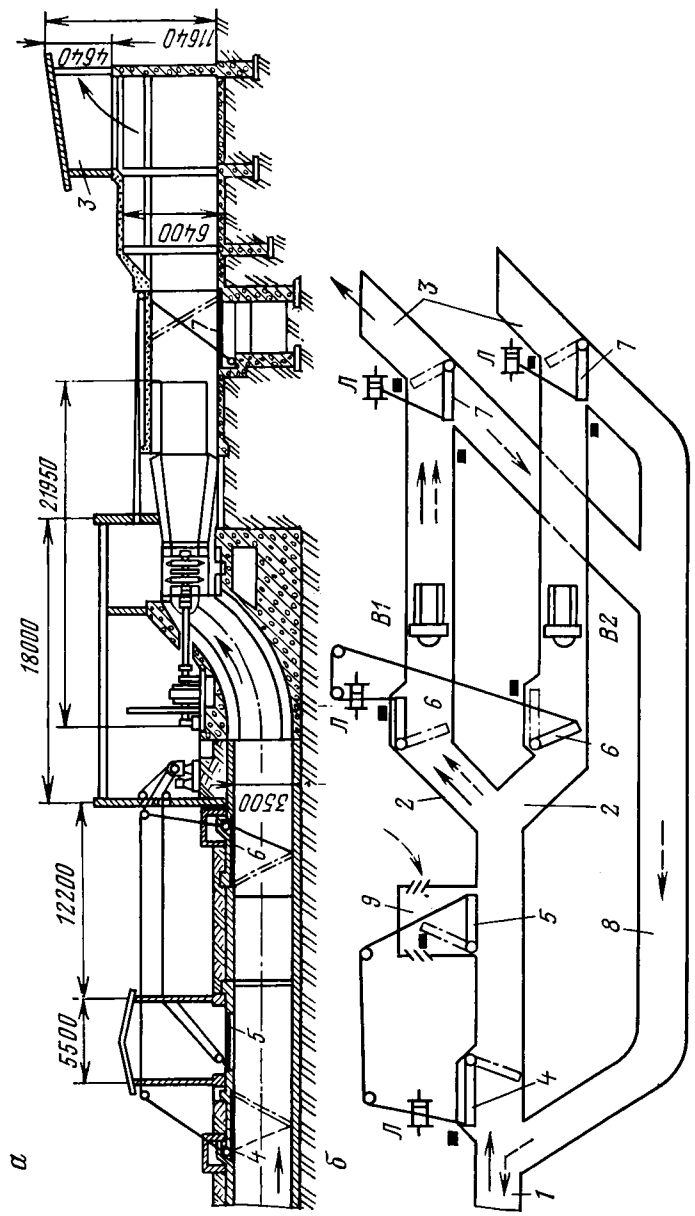


Рис. 26.2. Разрез вентиляционной установки с осевым вентилятором (а) и схема реверсирования вентиляторов (б)

ствляется путем изменения направления вращения ротора вентилятора с одновременным изменением угла установки лопаток промежуточного направляющего и спрямляющего аппаратов. В этом случае подача вентилятора составляет 60—73 % нормальной подачи.

## **27. КОНТРОЛЬ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТ, ПЫЛЕВЕНТИЛЯЦИОННАЯ СЛУЖБА**

### **27.1. Общие сведения**

Вентиляция угольных и рудных шахт характеризуется значительной динамикой параметров в пространстве и времени. Поэтому состояние вентиляции шахт должно систематически контролироваться. По Правилам безопасности систематическому контролю подлежат следующие параметры вентиляции:

расход и скорость движения воздуха, проходящего по выработкам и через каналы вентиляторов;

концентрация кислорода и углекислого газа в шахтном воздухе (при выполнении всех анализов состава воздуха);

концентрация метана (при анализе состава воздуха в газовых шахтах);

концентрация окиси углерода (при анализе состава воздуха в шахтах, разрабатывающих пласты, склонные к самовозгоранию);

концентрация окислов азота (при анализе состава воздуха в рудных шахтах и после взрывных работ в угольных шахтах);

концентрация водорода в зарядных камерах;

температура воздуха;

относительная влажность воздуха при его температуре  $> 20^{\circ}\text{C}$ .

Кроме того, в рудных и угольных шахтах предусматривается контроль давления воздуха и депрессии в горных выработках, параметров работы вентиляторов главного и местного проветривания и вентиляционных сооружений. Параметры вентиляции регистрируются в соответствующих журналах, а основные параметры наносятся на вентиляционные планы.

### **27.2. Контроль расхода и скорости движения воздуха**

Контроль расхода воздуха осуществляется:

в исходящих струях очистных и подготовительных выработок, выемочных участков, крыльев, пластов, горизонтов и шахт в целом;

в поступающих главных воздушных струях шахт, в местах разветвлений поступающих струй, у забоев подготовительных выработок и вентиляторов местного проветривания;

в поступающих или исходящих струях камер общешахтного назначения.



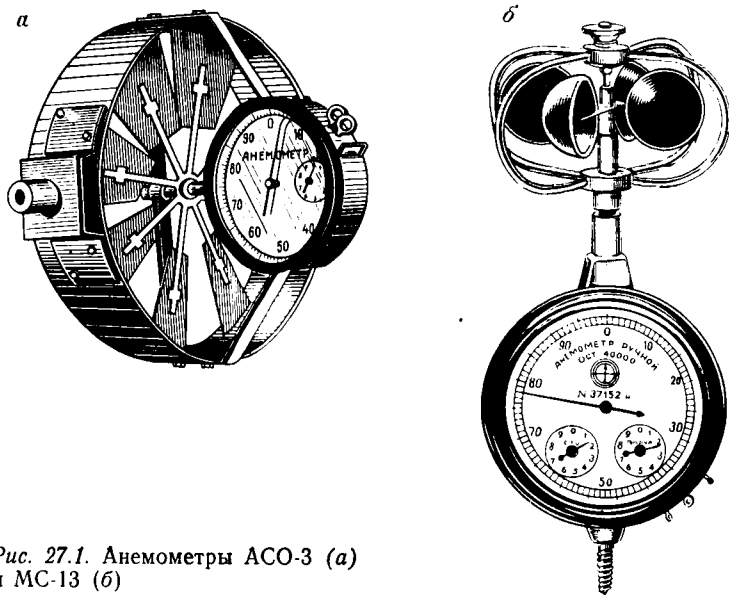


Рис. 27.1. Анемометры АСО-3 (а) и МС-13 (б)

Расход воздуха в выработках негазовых шахт и шахт I и II категорий по газу и в камерах должен контролироваться не реже одного раза в месяц; в выработках шахт III категории — не реже двух раз в месяц, а в выработках сверхкатегорных шахт и шахт, опасных по внезапным выбросам, — не реже трех раз в месяц. Расход воздуха у вентиляторов местного проветривания должен контролироваться не реже одного раза в месяц. Объемный расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{с}$ ) определяется по формуле

$$Q = v_{\text{в}} S_{\text{в}},$$

где  $v_{\text{в}}$  — средняя скорость движения воздуха,  $\text{м}/\text{с}$ ;  $S_{\text{в}}$  — площадь поперечного сечения выработки,  $\text{м}^2$ .

Средняя скорость движения воздуха измеряется с помощью анемометров. Принцип действия анемометра состоит в передаче скоростного давления на лопасти или чашечки вертушки, которая приводится во вращение. Скорость движения воздуха определяется по формуле

$$v_{\text{в}} = a + bn,$$

где  $n$  — частота вращения вертушки,  $\text{с}^{-1}$ ;  $a$ ,  $b$  — числовые коэффициенты, определяемые для каждого анемометра путем тарировочных замеров скорости движения воздуха.

На практике наиболее широко используются крыльчатый анемометр АСО-3 и чашечный анемометр МС-13 (рис. 27.1). Анемометром АСО-3 измеряются скорости движения воздуха в диапазоне 0,3—5  $\text{м}/\text{с}$ . Поток воздуха действует на лопасти, которые передают вращение стрелкам счетчика через струнную ось. Пуск

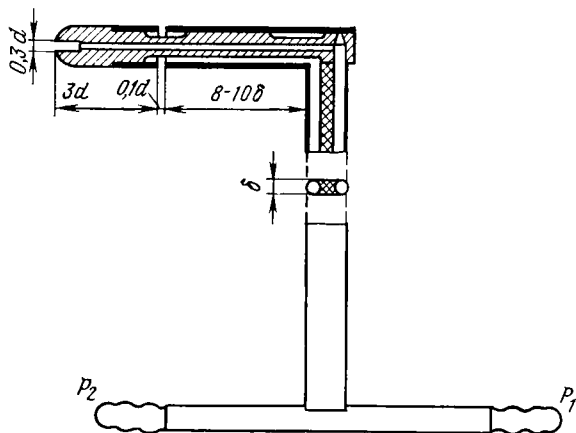


Рис. 27.2. Трубка Пито

механизма счетчика осуществляется с помощью арретира. Скорость движения воздуха измеряется следующим образом.

1. Снимается отсчет со счетчика анемометра  $n_1$  до ввода его в поток воздуха.

2. Анемометр вводится в поток воздуха, и в фиксированное время  $t_1$  включается механизм счетчика.

3. Через 100 с механизм счетчика выключается и фиксируется время  $t_2$  выключения.

4. Снимается отсчет со счетчика анемометра  $n_2$ .

5. Определяется частота вращения вертушки по формуле

$$n = (n_2 - n_1) / (t_2 - t_1).$$

6. Для полученного значения  $n$  по паспорту анемометра определяется скорость движения воздуха.

Чашечный анемометр МС-13 отличается от анемометра АСО-3 тем, что скоростное давление воздушного потока действует на внутреннюю поверхность четырех полусферических чашечек, расположенных симметрично по окружности. Чашечным анемометром МС-13 измеряется скорость движения воздуха в диапазоне 1—20 м/с.

Для измерения скорости движения воздуха используются также трубки Пито (рис. 27.2), предназначенные для измерения скоростного (или динамического) давления, определяемого по формуле

$$h_d = v^2 \rho / 2,$$

где  $\rho$  — плотность воздуха, кг/м<sup>3</sup>.

Трубка Пито включает в себя два канала. Один из них выведен навстречу потоку воздуха и воспринимает полное давление  $p_1$ , а второй выводится в виде щели по периметру трубки, перпенди-

улярной к направлению потока, и воспринимает статическое давление  $p_2$ . Подсоединяя первый и второй каналы (выводные трубки соответственно со знаками «плюс» и «минус») к соответствующим рубкам микроанометра, определяют давление  $h_d$ . Одновременно этим определяется давление воздуха  $p_a$  и его температура  $T$ . Затем определяется плотность воздуха по формуле

$$\rho = 0,461 p_a / T.$$

Трубка Пито обеспечивает необходимую точность измерений только при скорости движения воздуха  $> 1,5$  м/с.

С целью более оперативного определения скорости движения воздуха без дополнительных расчетов и в связи с необходимостью автоматизации процесса ее регистрации разработаны датчики, обеспечивающие регистрацию в виде электрического сигнала. К ним относятся датчики, преобразующие вращательное движение крыльчатки в электрические сигналы, а также использующие эффект теплового (охлаждающего) воздействия потока и др. Датчики, преобразующие вращательное движение крыльчатки в электрические сигналы, используются в фотоэлектрических и импульсных индукционных анемометрах. Действие фотоэлектрического индукционного анемометра АФЭ-1 основано на принципе прерывания светового потока, проходящего через вращающуюся крыльчатку. Чем больше частота вращения крыльчатки, тем выше частота пульсаций светового потока, который улавливается фотоэлементом. Скорость движения воздуха определяется по величине тока, проходящего через фотоэлемент. Такой анемометр позволяет измерять скорость движения воздуха в диапазонах  $\leq 5$ ,  $10$  и  $\leq 20$  м/с. Импульсные индукционные анемометры АИ-1 и АИ-2 основаны на принципе счета импульсов при вращении крыльчатки в магнитном поле. Скорость движения воздуха фиксируется фотоэлектрическим прибором М-265. Она измеряется в диапазонах  $\leq 5$  и  $\leq 10$  м/с. Датчики, основанные на принципе оценки скорости потока по эффекту охлаждения нагретых электрических элементов, используются в термоанемометрах. Принцип работы большинства термоанемометров состоит в том, что нагретая электрическим током нить включается в цепь моста Уинстона. Нить охлаждается протекающим потоком, уменьшается ее температура, в результате чего уменьшается ее электрическое сопротивление, что вызывает разбаланс моста и фиксируется электрическим прибором. Термоэлектрический анемометр АТЭ-2 обеспечивает необходимую точность измерений при скорости движения воздуха  $> 3,5$  м/с. Он состоит из датчиков скорости и направления воздушного потока, регистрирующего милливольтметра, источника питания и соединительной сети. Датчик скорости выполнен в виде 35 ледовательно соединенных термопар, расположенных в два ряда и помещенных в кольцевой полистироловый корпус. Датчик направления воздушного потока состоит из двух рядов термопар, в середине которых расположена нить нагревания. При движении воздуха тепло с нити нагревания переносится на один из рядов

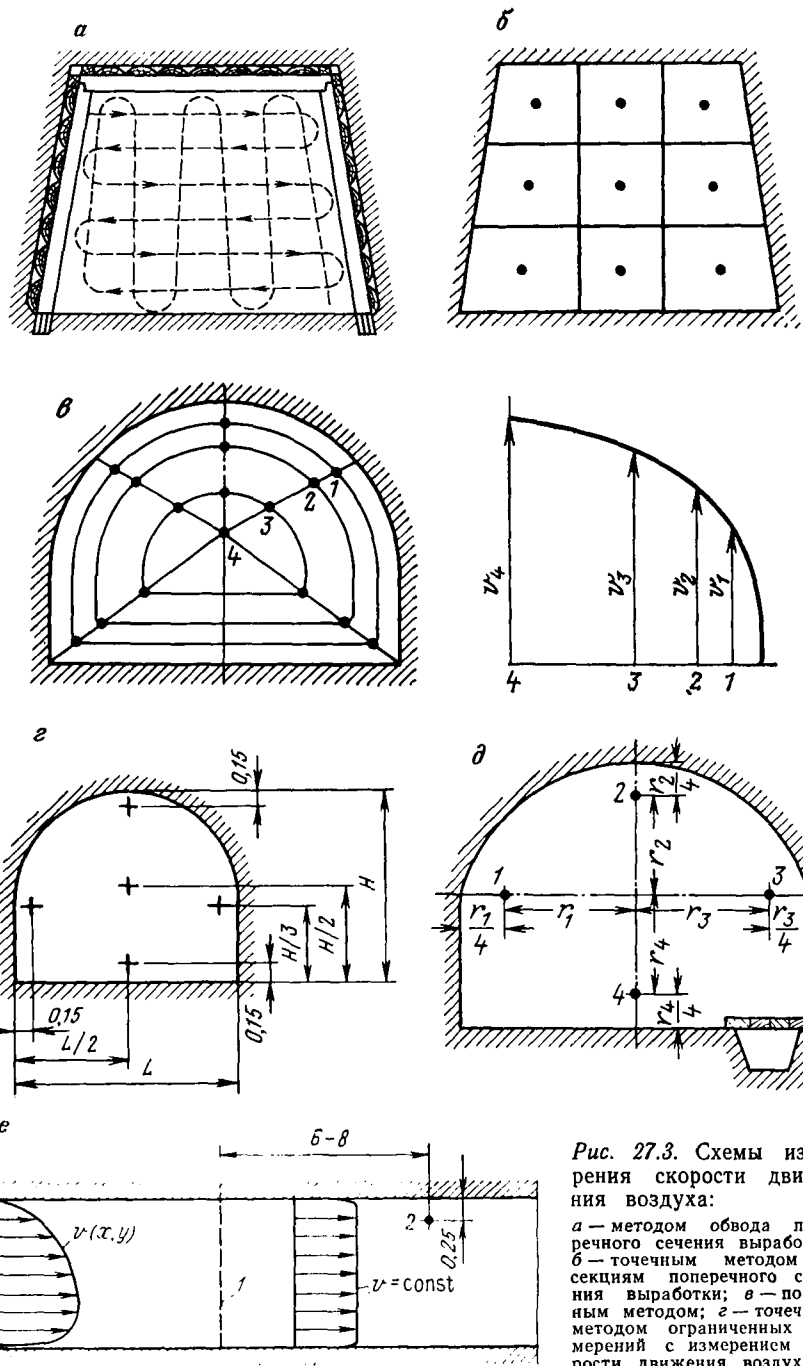


Рис. 27.3. Схемы измерения скорости движения воздуха:

а — методом обвода по речного сечения вырабо-  
 б — точечным методом секциям поперечного с-  
 ния выработки; в — по-  
 ным методом; г — точеч-  
 ным методом с измерением скорости движения воздуха  
 центре выработки; д — методом измерений по контурной линии; е — методом выравнивания  
 скоростного поля

термопар в соответствии с направлением воздушного потока, что и фиксируется показаниями милливольтметра.

Скорость движения воздуха измеряется на замерных станциях главных поступающих и исходящих струй и на замерных пунктах остальных выработок. Замерные станции и пункты располагаются на прямолинейных участках выработок. Измерение скорости движения воздуха с использованием анемометров осуществляется путем равномерного обвода сечения выработки анемометром по горизонтальным и вертикальным линиям, а также точечным методом (рис. 27.3, а, б), при котором сечение выработки разделяется на несколько секций и скорость движения воздуха измеряется в каждой секции. Средняя скорость движения воздуха определяется по формуле

$$v_B = \frac{1}{S_B} \sum_1^m v_{B_i} S_{B_i},$$

где  $v_{B_i}$  — скорость движения воздуха в  $i$ -й секции, м/с;  $S_{B_i}$  — площадь поперечного сечения  $i$ -й секции, м<sup>2</sup>.

Скорость движения воздуха измеряется также полярным методом, предложенным Е. Симодом. Сущность метода состоит в том, что сечение выработки разбивается радиальными прямыми на ряд секций (см. рис. 27.3, в). По каждой из этих прямых измеряется скорость движения воздуха на расстояниях от полюса, равных соответственно  $1/2$ ,  $1/4$  и  $1/10$  длины радиальной прямой, а также в самом полюсе. Затем производится усреднение скоростей по замкнутым контурам 1, 2, 3. Средняя скорость движения воздуха по сечению определяется по формуле

$$v_B = 0,083v_{B4} + 0,313v_{B3} + 0,286v_{B2} + 0,282v_{B1}.$$

Практика показывает, что выбор местоположения полюса в сечении слабо влияет на конечный результат (особенно при расположении полюса примерно в центре выработки).

Полярный метод целесообразно применять при точечном измерении средней скорости движения воздуха в выработке со сложной формой поперечного сечения.

Используется также метод определения средней скорости движения воздуха по измеренной максимальной скорости в сечении. Этот метод применяется в выработках с выдержанным по форме сечением. Средняя по сечению скорость движения воздуха определяется по формуле

$$v_B = k_c v_{\max},$$

где  $k_c = 0,7 \div 0,8$  — коэффициент поля скоростей, зависящий от шероховатости поверхности выработки;  $v_{\max}$  — максимальная скорость движения воздуха в сечении, м/с.

Для выработок арочной формы средняя скорость движения воздуха определяется по ограниченному числу точек измерений (см. рис. 27.3, г). Среднеарифметическое значение скорости в этих

точках соответствует средней скорости движения воздуха по сечению.

В выработках с устойчивым полем скоростей положение точек, в которых скорость движения воздуха равна усредненной, определяется с достаточной степенью точности расстоянием от стенок выработки, равным  $1,4$  радиуса. При невыдержанной форме сечения выработки иногда выполняется несколько измерений по контурной линии (см. рис. 27.3, *д*). В этом случае скорость движения воздуха измеряется в четырех точках, лежащих на вертикальной и горизонтальной осях, проходящих через/центр сечения и расположенных на расстоянии  $1/4$  соответствующего радиуса от стенки выработки. Средняя скорость движения воздуха по сечению выработки определяется по формуле

$$v_{\text{в}} = (v_{\text{в1}} + v_{\text{в2}} + v_{\text{в3}} + v_{\text{в4}})/4.$$

Весьма важно определить среднюю скорость движения воздуха при автоматическом контроле путем одноточечного замера. В этом случае используется метод искусственного формирования поля скоростей с помощью решетки, перекрывающей сечение выработки (см. рис. 27.3, *е*). Размер ячеек решетки равен  $2-2,5$  мм. Если в выработке имеет место произвольное распределение скоростей движения воздуха по сечению, то непосредственно за решеткой поле скоростей выравнивается, и датчик скорости, установленный в точке 2, будет измерять среднюю по сечению выработки скорость движения воздуха.

Для определения расхода воздуха необходимо измерять площадь сечения выработки в пункте замера средней скорости. В основных вентиляционных выработках оборудуются замерные станции, которые представляют собой участки выработок длиной  $\leq 10$  м с выдержанным сечением. В остальных пунктах контроля расхода воздуха площадь сечения измеряется каждый раз при измерении скорости движения воздуха. Для этого используется фотопланиметрический метод, при котором производится фотосъемка контура сечения выработки, освещенного из щелевого источника света, располагаемого в центральной части сечения. Затем сечение, полученное на фотоснимке, пересчитывается на действительное. Используется также метод контурного (профильного) обвода поверхности выработки по сечению профилографом или простым масштабным измерителем.

Дальнейшее развитие средств непрерывного измерения скорости движения воздуха ведется в направлении создания стационарных автоматических приборов, передающих информацию диспетчеру. Выпускаемый промышленностью комплекс «Воздух» предназначен для непрерывного автоматического контроля скорости движения воздуха и передачи информации диспетчеру шахты. Он может использоваться самостоятельно и в системе диспетчерского управления проветриванием или в системе автоматического распределения воздуха по выработкам отдельных участков и всей шахты. При уменьшении скорости воздушного потока в выработ-

ках ниже установленного предела автоматически посылаются команды на включение аварийной сигнализации в шахте и на отключение электроэнергии в выработках, не обеспеченных достаточным количеством воздуха. Вводятся в действие резервные средства вентиляции. Комплекс выполняет следующие функции:

непрерывный автоматический контроль скорости движения воздуха в месте установки датчика;

дистанционный визуальный контроль скорости движения воздуха по указывающему прибору аппарата АКВ-1У5;

передачу непрерывного сигнала о скорости движения воздуха на устройства сбора и обработки информации;

телефонную связь между стойками СПИ-1 и аппаратурой АКВ-1У5 и БИВ-1У5.

Комплекс «Воздух» состоит из аппарата АКВ-1У5 для контроля скорости движения воздуха (устанавливаемого на распределительном пункте), измерительного блока БИВ-1У5, теплового датчика скорости движения воздуха ДВТ-1У5. Работа датчика ДВТ-1У5 заключается в охлаждении нагретых спиралей. Аппарат АКВ-1У5 служит для питания измерительного блока, приема непрерывной информации от датчика и передачи ее транзитом к диспетчеру шахты, выдачи команд на отключение электрооборудования и включение аварийной сигнализации при уменьшении скорости движения воздуха ниже заданного предела, формирования дискретных сигналов о выдаче этих команд и передачи диспетчеру шахты.

Измерительный блок БИВ-1У5 осуществляет питание датчика ДВТ-1У5, прием, усиление и преобразование сигнала, поступающего от него, передачу показателей на прибор аппарата АКВ-1У5 и на поверхность диспетчеру. Связь осуществляется по четырехжильному телефонному кабелю. На поверхности информация, поступающая от комплекса «Воздух», может быть введена в стойку приема информации СПИ-1 и в УВМ. Для оперативной телефонной связи между любым измерительным блоком, аппаратом АКВ-1У5 и диспетчерским пунктом используются телефонные аппараты.

Аппарат АКВ-1У5 имеет взрывобезопасное исполнение, а измерительный блок БИВ-1У5 и датчик ДВТ-1У5 — взрывобезопасное и искробезопасное. Скорость движения воздуха измеряется в диапазонах  $\leq 2,5$ ,  $\leq 5$  и  $\leq 10$  м/с. Погрешность измерения  $\pm 10\%$ .

Аппарат ИСВ-1 для измерения скорости движения воздуха (рис. 27.4) предназначен для не-

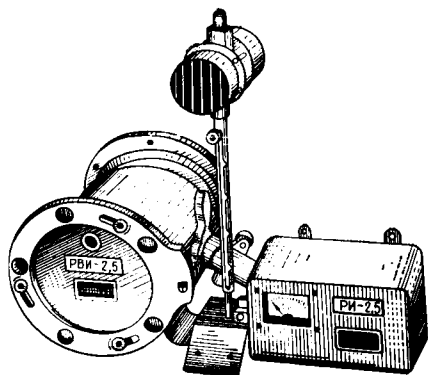


Рис. 27.4. Измеритель скорости движения воздуха ИСВ-1

прерывного технологического контроля скорости движения воздуха в выработках угольных и рудных шахт, опасных по газу и пыли. Он может быть использован для косвенного автоматического измерения объемного расхода воздуха. Его действие основано на тахометрическом принципе, суть которого состоит в бесконтактном преобразовании скорости вращения армированной пермаллоем шестиллопастной пластмассовой крыльчатки в электрический сигнал. При вращении крыльчатки пермалловые пластины замыкают магнитный поток индуктивного преобразователя, что приводит к амплитудной модуляции напряжения генератора. Детектированный сигнал формируется в калиброванные импульсы постоянной амплитуды и длительности, частота следования которых несет информацию о скорости вращения крыльчатки. Счет импульсов производится интегрирующей цепочкой, постоянное напряжение на выходе которой пропорционально скорости движения воздуха. Аппарат ИСВ-1 состоит из первичного преобразователя с соединительным кабелем, измерительного преобразователя и блока питания. Сигнал о скорости движения воздуха силой тока 0,31—5 мА может передаваться на диспетчерскую стойку приема информации СПИ-1. Скорость движения воздуха измеряется в диапазоне 0,5—8 м/с. Погрешность измерения ( $\pm 0,15$ — $-0,08$ )  $v_B$ .

Аппарат ИСВ-1 можно использовать и для косвенного автоматического измерения расхода воздуха.

### 27.3. Контроль состава шахтной атмосферы

Контроль содержания кислорода в шахтном воздухе осуществляется с помощью шахтного интерферометра ШИ-6. Действие интерферометра основано на принципе фиксации смещения интерференционной картины, возникающей при прохождении двух когерентных лучей света через камеры, одна из которых заполнена чистым воздухом, а другая — воздухом с примесью какого-либо газа, отличающегося от воздуха показателем преломления. Интерферометр состоит из оптической части, газовой камеры и соединительных элементов, помещаемых в металлическом корпусе. В его комплект входят также пять пронумерованных поглотительных трубок, предназначенных для адсорбции метана при измерении концентрации кислорода. Отбираемый для анализа воздух с помощью резиновой груши пропускается через систему фильтров и заполняет измерительные камеры. После этого включается источник света и через окуляр определяется концентрация кислорода по степени смещения интерференционной картины. Концентрация кислорода измеряется в диапазоне 5—21 %. Точность измерения концентрации кислорода составляет  $\pm 0,1$  %. Для непрерывного контроля концентрации кислорода используется переносной сигнализатор СКП-1. Концентрация кислорода измеряется в диапазоне 13—21 %. Звуковая и световая сигнализация осуществляется при уменьшении концентрации кислорода до 19 %. Действие сигнализатора основано на использовании явления термомагнитной конвек-



ции газа (конвекции газа, окружающего нагретое тело, расположенное в неоднородном магнитном поле), содержащего кислород. В результате конвекции происходит охлаждение чувствительного элемента, при этом меняется его электрическое сопротивление. По изменению последнего определяется концентрация кислорода в газовой смеси.

Для определения концентрации кислорода используется также химический газоопределитель ГХ-6. Принцип его действия заключается в изменении окраски веществ при их реакции с контролируемым газом. Газоопределитель состоит из аспиратора АМ-5 и индикаторных трубок. Проба воздуха прокачивается аспиратором через трубку, в которой происходит цветная реакция. По высоте окрашенного столбика реактива определяется концентрация газа. Погрешность измерений концентрации кислорода  $\pm 5\%$  от верхнего предела шкалы.

Контроль концентрации углекислого газа в воздухе осуществляется с помощью шахтных интерферометров ШИ-3, ШИ-5, ШИ-7, ШИ-8, ШИ-10, ШИ-11 и ШИ-12. Интерферометр ШИ-3 позволяет определять концентрацию углекислого газа в диапазоне  $\leq 6\%$ . Погрешность измерений  $\pm 0,3\%$ . В интерферометре ШИ-5 в качестве источника освещения используется светильник индивидуального освещения. Интерферометр ШИ-7 предназначен для измерения высоких концентраций углекислого газа (до 100%). Интерферометры ШИ-8 и ШИ-10 характеризуются высокой точностью измерений (погрешность  $\pm 0,2\%$ ).

Для измерения концентрации углекислого газа используется также химический газоопределитель ГХ-5, в комплект которого входят меховой аспиратор АМ-5 и индикаторные трубки с диапазонами измерений  $\leq 2$ ,  $\leq 15$  и  $\leq 50\%$ . Погрешность измерений составляет 10% от верхней шкалы каждого типа трубки.

Контроль концентрации метана осуществляется переносными приборами эпизодического действия, переносными автоматическими приборами (встроенными в машины) и стационарными автоматическими приборами. В качестве переносных приборов эпизодического действия используются шахтные интерферометры. Так как показатели преломления света у углекислого газа и метана практически одинаковы, для определения концентрации метана используется та же шкала, что и для определения концентрации углекислого газа, те же интерферометры. При контроле концентрации метана с помощью интерферометров воздух перед поступлением в измерительную камеру проходит через химический поглотитель углекислого газа, а при контроле концентрации углекислого газа поглотитель отключается. В первом случае измеряется концентрация метана в воздухе, во втором — суммарная концентрация метана и углекислого газа. По разнице этих концентраций определяется концентрация углекислого газа. Для измерения концентрации метана широкое применение получили датчики, основанные на принципе термокаталитического окисления метана на поверхности чувствительных элементов, включаемых



Рис. 27.5. Анализатор метана СШ-2

в электрическую цепь. На этом принципе основано действие переносных автоматических анализаторов метана СШ-2 (рис. 27.5) и СММ-1. Важными элементами этих анализаторов являются системы звуковой и световой сигнализации при измерении концентрации метана  $\geq 2\%$ . Особенностью анализатора СММ-1 является подача прерывистого сигнала при опасной концентрации метана и переход его в сплошной сигнал при дальнейшем повышении концентрации, что позволяет на расстоянии определить тенденцию к изменению концентрации метана.

Для непрерывного автоматического контроля концентрации метана используется сигнализатор СМС-1, который

располагается в фаре головного светильника, а его электрическая мостовая схема — в корпусе аккумулятора. При концентрации метана  $2\%$  он подает сигналы об опасности в виде мигания лампы светильника с частотой 1—5 с. Погрешность измерений  $\pm 0,3\%$ .

Комбайновое метан-реле ТМРК-3 обеспечивает непрерывный контроль концентрации метана в местах работы очистных и проходческих комбайнов, на электровозах и других машинах и механизмах. При концентрации метана  $2\%$  метан-реле подает звуковой и световой сигналы и выдает команду на отключение электроэнергии. Схема отключающего устройства выполнена так, что без подключения метан-реле цепь дистанционного управления комбайном оказывается разорванной. Замена блока питания метан-реле производится не более чем через 8 ч.

Наиболее надежным средством контроля концентрации метана в газообильных шахтах является автоматический контроль, автоматическая аппаратура, основными элементами которой являются датчики, обладающие унифицированным выходом сигналов. На шахтах используется серийно выпускаемая универсальная аппаратура АМТ-3. На ее основе можно создавать системы как местной, так и общешахтной автоматической защиты и централизованного телеконтроля концентрации метана. Она имеет универсальный полужутирированный выход сигналов, что позволяет передавать информацию по каналам любой общешахтной системы и использовать ее для выработки управляющих воздействий на органы регулирования. Аппаратура АМТ-3 обеспечивает:

контроль концентрации метана в выработках шахты в диапазоне  $\leq 2,5\%$ ;

автоматическое отключение электрического питания в очистных и подготовительных забоях при достижении установленного предела концентрации метана;

передачу информации о концентрации метана на диспетчерский пункт и непрерывную запись этой информации;

подачу звуковых и световых сигналов (местных, участковых, централизованных) при превышении установленных пределов концентрации метана.

Телеметрический контроль шахтной атмосферы в комплексе с системой газовой защиты практически исключает вероятность появления метано-воздушной смеси.

Аппаратура состоит из термокаталитического датчика метана ДМТ-3Т, аппаратов сигнализации АС-3Т и АС-3У, стойки приемопередатчиков телеизмерения СПТ-ЗИ. Датчик ДМТ-3Т выполнен в особенно надежном исполнении. Действие датчика основано на термокаталитическом окислении метана платиновой спиралью и измерении температуры и электрического сопротивления платинового элемента. Аппараты АС-3Т и АС-3У выполнены во взрывобезопасном исполнении. Стойка СПТ-ЗИ устанавливается на диспетчерском пункте на дневной поверхности.

Выпускаются три модификации такой аппаратуры. Первая модификация — аппаратура АМТ-3Т состоит из датчика ДМТ-3Т и аппарата АС-3Т. Она предназначена для непрерывного автоматического контроля концентрации метана (в каком-либо пункте вентиляционной сети) и отключения электрического тока при превышении допустимых предельных значений концентрации метана. Аппаратура снабжена прибором, обеспечивающим дистанционный контроль концентрации метана в пункте установки датчика, и позволяет передавать непрерывную информацию о концентрации метана на устройство сбора или обработки информации, а также сигналы об отключении электроэнергии в контрольной выработке (если имеется соответствующая пара проводов телемеханического устройства). Аппарат АС-3Т и датчик ДМТ-3Т связаны между собой телефонной связью. Наличие одного датчика обеспечивает контроль концентрации метана в одном пункте (в камерах, поддерживаемых выработках и др.).

Вторая модификация — аппаратура АМТ-3У состоит из трех датчиков ДМТ-3Т и аппарата АС-3У. Она обеспечивает непрерывный контроль концентрации метана в трех пунктах установок датчиков. Все три датчика присоединены к одному аппарату сигнализации АС-3У, а от аппарата сигнализации проведены три раздельные цепи управления с отключающими устройствами, что обеспечивает возможность раздельного отключения электроэнергии в тех пунктах, где установлены датчики, а также передачи непрерывной информации о концентрации метана от одного из трех датчиков. Аппаратура предназначена для использования на выделенном участке, так как обеспечивает контроль концентрации

метана в трех пунктах (в поступающей струе, исходящей от лавы и исходящей струе участка), что необходимо на выемочных участках.

Третья модификация — аппаратура АМТ-3И состоит из аппаратуры АМТ-3Т и АМТ-3У (в различных сочетаниях при общем числе аппаратов не более шести) и стойки СПТ-3И для приема информации о концентрации метана. Кроме функций, которые выполняет аппаратура АМТ-3Т и АМТ-3У, аппаратура АМТ-3И обеспечивает непрерывную регистрацию информации о концентрации метана на стойке СПТ-3И, устанавливаемой в диспетчерском пункте шахты, а также подачу сигналов о предельно допустимой концентрации метана в местах установки датчиков. Датчик ДМТ-3Т имеет рудничное искробезопасное исполнение, сигнализаторы АС-3Т и АС-3У — рудничное взрывобезопасное, а стойка СПТ-3И — защищенное.

Аппаратура АМТ-3 предназначена для применения в шахтах III категории по газу, сверхкатегорных и опасных по внезапным выбросам. Стационарные автоматические приборы контроля концентрации метана должны осуществлять отключение электроэнергии при концентрации метана  $>2\%$  (в призабойном пространстве тупиковых выработок),  $>1,3\%$  (в исходящей струе подготовительных выработок, очистных забоев и выемочных участков),  $>1\%$  (у передвижных электрических подстанций в тупиковых выработках),  $>0,5\%$  (в поступающей струе выемочных участков и очистных выработок),  $>0,5\%$  (перед вентиляторами местной проветривания с электрическими двигателями),  $>1\%$  (в выработках с исходящей струей за пределами выемочных участков у сопряжений с вентиляционными штреками),  $>1\%$  (в выработках с исходящей струей за пределами выемочных участков у сопряжений с вентиляционными штреками и перед центральными подземными подстанциями). Результатом развития аппаратуры АМТ-3 является комплекс «Метан», состоящий из анализаторов метана АТ-3И, АТВ-1, АТВ-3 и стойки СПИ-1 для приема информации. Анализатор АТ1-1 состоит из термокаталитического датчика ДМТ-4 и сигнализатора АС-5. Он обеспечивает:

непрерывный контроль концентрации метана в месте установки датчика;

представление информации на показывающих приборах датчика ДМТ-4 и сигнализатора АС-5;

формирование команд на автоматическое отключение электроэнергии при достижении предельно допустимой концентрации метана;

световую сигнализацию датчика ДМТ-4;

световую и звуковую сигнализацию сигнализатора АС-5;

формирование стандартной телемеханической информации и передачу ее через любые системы телемеханики или по свободным проводам диспетчеру;

телефонную связь между датчиком ДМТ-4, сигнализатором АС-5 и стойкой СПИ-1.

Сигнализатор АС-5 питает датчик ДМТ-4, принимает от него сигналы на формирование команд на отключение электроэнергии контролируемого объекта, включает местную звуковую и световую аварийную сигнализацию, формирует сигналы телеизмерения. Датчик соединен с сигнализатором четырехжильным телефонным кабелем. Одна пара проводов служит для питания датчика и передачи аварийной сигнализации, другая — для телеизмерения концентрации метана и телефонной связи. Датчик устанавливается в верхней части выработки.

Анализатор АТЗ-1 состоит из сигнализатора АС-6 и трех термокаталитических датчиков ДМТ-4. Он отличается от анализатора АТ1-1 тем, что одновременно контролирует концентрацию метана в трех пунктах, которые могут находиться на расстоянии до 2 км от сигнализатора АС-6. Работа каждого из трех датчиков соответствует работе датчика в анализаторе АТ1-1. Сигнал телеизмерения на указывающий прибор сигнализатора АС-6 выдается только от одного из трех датчиков.

Анализаторы АТВ-1 и АТВ-3 отличаются от анализаторов АТ1-1 и АТЗ-1 тем, что их преобразовательные элементы вынесены из корпуса датчика и расположены в отдельном блоке, который соединен с датчиком отрезком кабеля длиной до 30 м. Такое конструктивное исполнение позволяет устанавливать выносной блок в местах слоевых скоплений метана в очистных и подготовительных выработках угольных шахт. Анализатор АТВ-1 состоит из сигнализатора АС-5, датчика ДМТ-5, выносного блока БВП-1. Он выполняет функции, аналогичные анализатору АТ1-1. Анализатор АТВ-3 состоит из сигнализатора АС-6, трех датчиков ДМТ-5, трех выносных блоков БВП-1. Он выполняет функции, аналогичные анализатору АТВ-1. Анализаторы АТВ-1, АТВ-3 используются в очистных выработках, проветриваемых вентиляционными струями с подсыжением и в забоях подготовительных выработок, проводимых буровзрывным способом. Наличие выносного блока чувствительных элементов позволяет в последнем случае устанавливать датчик ДМТ-5 в нише на расстоянии 300 м от забоя при расположении выносного блока БВП-1 на первой (от забоя) раме крепи с противоположной от плоскости выработки стороны.

Стойка СПИ-1 предназначена для приема и регистрации телеметрической информации и аварийной сигнализации от анализаторов метана. Она обеспечивает прием информации от 10 анализаторов АТЗ-1 или АТВ-3, 12 анализаторов АТ1-1 или АТВ-1 и восьми комплексов «Воздух».

К каждому каналу телеизмерения подключено телефонное гнездо для связи с абонентами, находящимися у сигнализаторов и датчиков. Стойки оборудованы шесть самопишущими приборами, двумя двенадцатиканальными измерительными приборами, 50 приемниками ТС, на выходе которых установлены 500 сигнальных лампочек. Телефонная связь осуществляется по линии телеизмерения между абонентами, находящимися у датчика, сигнализатора и стойки приема информации. Средство связи — телефонная

трубка ТИТ-1, выполненная в виде переносного устройства со шнуром, заканчивающимся штепселем, с помощью которого она подключается к телефонным гнездам аппаратуры.

Системы централизованного телеконтроля метана применяются в зарубежных странах. Французская система телеконтроля СТТ-63-40 может осуществлять контроль в 40 пунктах, расположенных в горных выработках, на расстоянии до 12 км от центра. В отличие от аппаратуры АМТ-3 система СТТ-63-40 предусматривает дискретный отбор проб с интервалом 4 мин. Датчики обеспечивают измерение концентрации метана в диапазоне  $\leq 5\%$ . Для контроля систем дегазации шахт используются датчики с диапазоном измерения концентрации метана до 100%. Система СТТ-63-40 обеспечивает также контроль скорости движения воздуха в выработке и концентрации окиси углерода с помощью инфракрасных анализаторов типа «Юнор». В ФРГ используются системы централизованного телеконтроля метана, разработанные на базе французской системы СТТ-63-40. Интервал отбора проб составляет 3 и 6 мин. Используются аналогичные средства телеконтроля скорости движения воздуха. Аналогичные системы разработаны в Японии и США.

Для контроля концентрации окиси углерода, окислов азота, сероводорода, сернистых газов применяются переносные газоопределители ГХ-4 с меховым аспиратором АМ-3. Они обеспечивают измерение концентрации окиси углерода, окислов азота, сероводорода, сернистого газа в диапазонах  $\leq 0,2$ ,  $\leq 0,005$ ,  $\leq 0,0066$ ,  $\leq 0,007\%$  соответственно. Погрешность измерений  $\pm 25\%$ .

Для контроля концентрации окиси углерода созданы и эксплуатируются автоматические приборы, однако их чувствительность не вполне удовлетворяет требованиям контроля рудничной атмосферы.

Из стационарной аппаратуры непрерывного измерения концентрации окиси углерода наиболее совершенным является газоанализатор «Сигма-СО», предназначенный для обнаружения эндогенных пожаров на ранних стадиях. Действие газоанализатора основано на измерении поглощения окисью углерода инфракрасного излучения с длиной волны 4,7 мкм. Степень поглощения зависит от концентрации окиси углерода в анализируемой смеси. Газоанализатор обеспечивает измерение концентрации в диапазоне  $\leq 0,009\%$ . Погрешность измерений 10%. Время установления показаний  $\leq 5$  мин.

Контроль концентрации водорода в атмосфере зарядных камер и ламповых помещений осуществляется с помощью интерферометров.

В шахтном воздухе иногда содержатся компоненты вредных и взрывоопасных газов. Поэтому для контроля состава шахтного воздуха осуществляется многоступенчатый химический анализ проб воздуха в газоаналитических лабораториях военизированных горноспасательных частей (ВГСЧ). Часто используются также комплексные методы анализа.

#### 27.4. Контроль температуры, влажности и давления воздуха

Контроль температуры воздуха осуществляется ртутными термометрами, обеспечивающими быстроту и точность измерений. Для измерения максимальной температуры воздуха при ее колебаниях используются максимальные ртутные термометры. С целью сохранения показания максимальной температуры при ее последующем уменьшении капилляр ртутного термометра около резервуара сужен. В результате такого сужения поднявшийся ранее вверх столбик ртути не опускается, так как сила трения в месте сужения превышает силу сцепления столбика. Происходит разрыв столбика, что позволяет фиксировать максимальную температуру. Температура воздуха регистрируется также с помощью самописцев-термографов.

Относительная влажность воздуха (отношение массы водяных паров во влажном воздухе к массе водяных паров при полном насыщении воздуха водяными парами) измеряется психрометром (рис. 27.6), состоящим из двух термометров в защитных оправках и аспиратора. Резервуары термометров помещены в защитные трубки. В верхней части термометры закреплены в колпачках. Аспиратор состоит из вентиляторной шайбы, которая приводится во вращение пружиной, заводимой ключом. Перед измерением левый термометр, резервуар которого обернут батистовой тряпочкой, увлажняется с помощью пипетки. Затем заводится механизм аспиратора, протягивающего воздух через термометры. Воздух удаляется из аспиратора через щели. Щели аспиратора защищены щитком от внешнего воздействия струи воздуха. Вследствие испарения влаги левый термометр показывает меньшую температуру, чем правый. Относительная влажность воздуха определяется разностью показаний этих термометров (с помощью специальных психрометрических таблиц) и показаниями сухого термометра.

Контроль давления воздуха осуществляется с помощью барометров-анероидов и барографов. Действие барометра-анероида основано на изменении объема воздуха, находящегося в герметичном сосуде, при изменении давления. Особо чувствительны микробарометры, точность которых обеспечивается теплоизоляцией корпуса и применением блоков из нескольких последовательно соединенных анероидных коробок. Повышение точности отсчетов достигается использованием лупы. В оптическом микробарометре изменение атмосферного давления фиксируется системой зеркал, угол поворота которых отсчитывается с помощью микроскопа. Микробарометры обеспечивают измерение давления в диапазоне 7200—8400 Па. Погрешность измерений  $\pm 3$  Па. Микробарографы применяются в качестве контрольных приборов при проведении депрессионных съемок. Их точность аналогична точности микробарометров.

Для измерения разности давлений используются депримомеры. Депримомер представляет собой систему сообщающихся

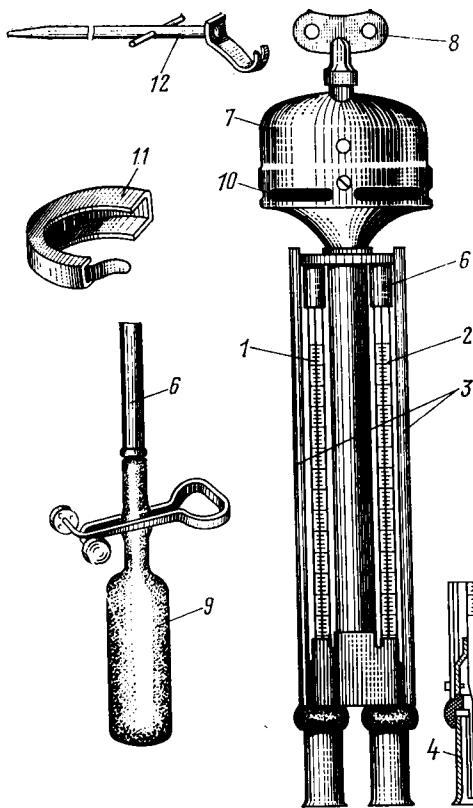


Рис. 27.6. Аспирационный психрометр:

1, 2 — термометры; 3 — защитные оправы термометров; 4, 5 — защитные трубки резервуаров термометров; 6 — колпачок для закрепления термометра; 7 — аспиратор; 8 — заводной ключ пружины аспиратора; 9 — пипетка; 10 — щель; 11 — щиток для защиты щелей; 12 — стержень для подвешивания прибора

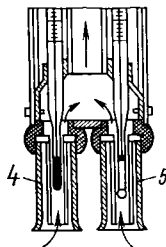
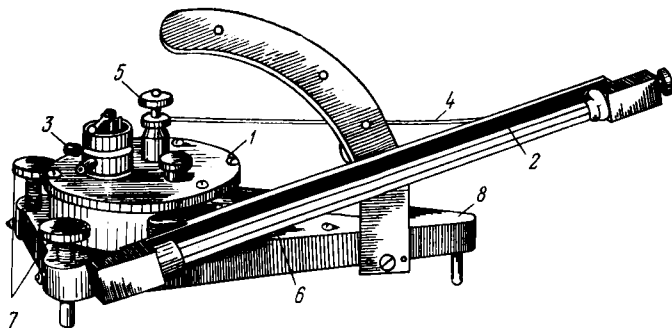


Рис. 27.7. Микроманометр ММН:

1 — металлический резервуар; 2 — измерительная трубка; 3 — трехходовый кран; 4 — резиновый шланг; 5 — регулирующий барабан; 6 — уровень; 7 — винты для регулирования горизонтального положения подставки; 8 — подставка



сосудов, заполненных жидкостью (обычно керосином). Один из сосудов закрывается, и давление воздуха в нем остается постоянным, а другой сосуд остается открытым. По разности отсчетов уровня жидкости в различных точках измерения определяется депрессия между этими точками. Для непосредственного измерения депрессии используется многопредельный микроманометр ММН бачкового типа (рис. 27.7). Микроманометр состоит из металли-



ческого резервуара, соединенного резиновым шлангом с заключенной в металлическую оправу стеклянной измерительной трубкой. Последняя имеет миллиметровую шкалу с делениями до 250 мм. Трубку можно устанавливать под разным углом наклона, соответствующим значениям фактора прибора 0,2; 0,3; 0,4; 0,6; 0,8. Для установок мениска жидкости в трубке в нулевое положение служит регулирующий барабан. Конец измерительной трубки соединяется резиновым шлангом с трехходовым краном, который имеет также отвод от резервуара. Трехходовый кран снабжен рычажком, при помощи которого осуществляется подключение резервуара и измерительной трубки к замерным точкам. Микроанометр снабжен двумя уровнями и винтами, с помощью которых регулируется горизонтальное положение подставки. Микроанометр обеспечивает измерение депрессии в диапазоне  $\leq 250$  даПа. Точность измерений 0,1 даПа. Депрессия (Па) определяется по формуле

$$h = k_{пр} k_{э.с} l_{н.с},$$

где  $k_{пр}$  — фактор прибора;  $k_{э.с}$  — коэффициент, учитывающий изменение плотности этилового спирта при изменении температуры;  $l_{н.с}$  — длина наклонного столбика жидкости в измерительной трубке, мм.

Если замеры производятся в двух пунктах горизонтальной выработки, то депрессия (Па) на этом участке при использовании барометра определяется по формуле

$$h = (p_1 - p_2),$$

где  $p_1, p_2$  — давления воздуха соответственно в 1-м и 2-м пунктах замеров, Па.

При определении депрессии в наклонной или вертикальной выработке вводится поправка на давление столба воздуха между конечными точками наблюдений. В этом случае депрессия (Па) определяется по формуле

$$h = p_1 - (p_2 \pm g \rho_{ср} H_{от}),$$

где  $g$  — ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $\rho_{ср}$  — средняя плотность воздуха, кг/м<sup>3</sup>;  $H_{от}$  — разность абсолютных отметок точек наблюдения, м;

$$\rho_{ср} = (\rho_1 + \rho_2)/2,$$

$\rho_1, \rho_2$  — плотность воздуха соответственно в 1-м и 2-м пунктах замеров, кг/м<sup>3</sup>.

Знак плюс или минус принимается в зависимости от расположения точек замера.

При использовании барометра необходимо вносить поправку на изменение атмосферного давления в виде разности отсчетов контрольного барометра. В этом случае депрессия (Па) определяется по формуле

$$h = p_1 - (p_2 \pm g \rho_{ср} H_{от}) \pm (p''_к - p'_к),$$

где  $p'_к, p''_к$  — показания контрольного барометра в моменты снятия двух отсчетов с обходного прибора.

При увеличении атмосферного давления поправка берется со знаком плюс, при уменьшении — со знаком минус.

Поправкой на разность скоростных давлений можно пренебречь. В случае учета этой поправки депрессия (Па) определяется по формуле

$$h = 13,6 [p_1 - (p_2 \pm g\rho_{\text{ср}}H_{\text{от}}) - (p'_k - p''_k)] + (\rho_1 v_{B1}^2 - \rho_2 v_{B2}^2) / 2,$$

где  $v_{B1}$  и  $v_{B2}$  — средняя скорость движения воздуха соответственно в 1-м и 2-м пунктах замеров, м/с.

При выборе маршрута измерений следует учитывать, что замерные пункты должны иметь высотные отметки, а депрессия между соседними пунктами должна быть  $< 10$  даПа.

## 27.5. Организация пылевентиляционной службы

Ответственность за выполнение противопылевых мероприятий на шахтах возлагается на участок вентиляции и техники безопасности (ВТБ). В случае необходимости на шахтах может быть создан участок профилактических работ по технике безопасности. Начальник ВТБ и начальник участка профилактических работ по технике безопасности, а также начальники участков регулярно (не реже одного раза в месяц) производят контроль соответствия фактических параметров, применяемых способов и средств борьбы с пылью нормативным. Горные мастера участков и ВТБ регулярно контролируют исправность средств борьбы с пылью, правильность их эксплуатации, соблюдение технологии проведения противопылевых мероприятий. Суть пылевого контроля в шахтах состоит в систематическом определении запыленности воздуха в выработках (оперативный контроль), в периодическом определении запыленности воздуха в различных выработках при выполнении производственных процессов (периодический контроль) и в периодическом определении содержания свободной двуокиси кремния пыли. Оперативный контроль запыленности воздуха осуществляется автоматическим пылемером П-101, а периодический — с помощью пылемера или аспиратора АЭРА. Замеры запыленности воздуха и определение содержания свободной двуокиси кремния осуществляются лабораториями ВГСЧ. Оперативный контроль запыленности воздуха осуществляется в соответствии с графиком, который ежемесячно составляется начальником ВТБ и утверждается главным инженером шахты. Результаты замеров заносятся в сменные рапорты. Периодический контроль осуществляется в соответствии с кварталным планом, который за 15 дней до начала квартала составляется начальником участка ВТБ, согласовывается с начальником ВГСЧ и утверждается главным инженером шахты. Замеры запыленности воздуха производятся работниками ВГСЧ в присутствии представителя участка ВТБ шахты и оформляются актом-нарядом. Результаты замеров

передаются на шахту в двухнедельный срок. На участке ВТБ ведется журнал учета запыленности воздуха, контролируемый лабораторией ВГСЧ. Журнал хранится в течение 10 лет. Главный инженер шахты не реже одного раза в месяц анализирует данные о запыленности воздуха с целью разработки мероприятий по ее снижению до нормативного уровня. При оперативном контроле запыленности воздуха концентрация пыли замеряется в следующих пунктах:

при разработке пологих пластов — на расстоянии 10—15 м от комбайна по направлению движения воздуха;

при разработке крутых пластов — в верхней части очистного забоя при восходящем проветривании и на расстоянии 10—15 м от сопряжения штрека с очистным забоем при нисходящем проветривании;

при струговой выемке — на расстоянии 10—15 м от сопряжения штрека с очистным забоем (на струе, исходящей из очистного забоя);

при подготовке ниши в очистном забое — на расстоянии 10 м от ниши по направлению движения воздуха;

в забое подготовительной выработки при бурении шпуров и погрузке угля — на расстоянии 5—10 м от забоя; при работе комбайна — вблизи пульта управления комбайном;

в конвейерной выработке — на расстоянии 10—15 м по направлению движения воздуха от пункта перегрузки угля с конвейера на конвейер;

у стационарных погрузочных пунктов — на расстоянии 10 м от источника пыли по направлению движения воздуха.

В зависимости от условий начальник ВТБ может назначить дополнительные пункты для измерения концентрации пыли.

Концентрация пыли измеряется посредине высоты выработки, а в выработках высотой более 2 м — на расстоянии 1,5 м от почвы. Измерения производятся не реже одного раза в неделю.

При применении аспирационных приборов АЭРА используются фильтры АФА-В-18 или АФА-В-10 в специальных патронах.

Контроль пылевзрывобезопасности выработок осуществляется ежемесячно работниками участка ВТБ и надзором участка, которому принадлежит выработка. В случае применения побелки, обмывки и связывания пыли контроль осуществляется визуально путем проверки отложившейся пыли. При отсутствии отложившейся сухой угольной пыли контроль пылевзрывобезопасности выработок производится методом сдувания при помощи насоса НКП-1. Один раз в квартал контроль пылевзрывобезопасности выработок производится лабораториями ВГСЧ. Пробы отбираются в начале, середине и конце участка интенсивного пылеотложения, а в выработках с конвейерной доставкой угля — у мест перегрузки и через каждые 100 м по длине выработки. Накопление угольной пыли поверх инертной пыли устанавливается по окраске поверхности выработки. Если вся поверхность или отдельные ее участки покрыты угольной пылью, сквозь которую не просматривается инертная

пыль, то такие выработки относятся к пылевзрывоопасным и производится их повторное осланцевание. Контроль за состоянием сланцевых и водяных заслонов осуществляется надзором участка ВТБ и участка, которому принадлежит выработка. Заслоны проверяются на правильность установки сосудов и их исправность. По мере подвигания забоя заслоны переносятся. Места установки заслонов определяются начальником участка ВТБ и утверждаются главным инженером шахты. Результаты контроля заслонов заносятся в специальную книгу. В нее также записываются общие данные о каждом заслоне и результаты осмотра заслонов начальником участка ВТБ (два раза в месяц).

## **28. УПРАВЛЕНИЕ ВЕНТИЛЯЦИОННЫМИ РЕЖИМАМИ ПРИ АВАРИЯХ И ПРИ РАЗРАБОТКЕ СКЛОННОГО К САМОВОЗГОРАНИЮ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО**

### **28.1. Общие сведения**

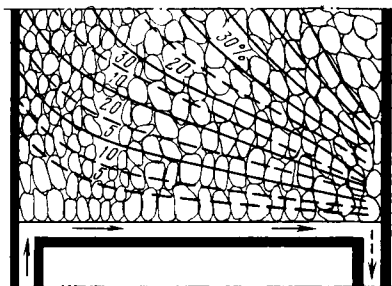
По причинам возникновения пожары делятся на экзогенные и эндогенные. Экзогенные пожары возникают от неосторожного обращения с огнем, короткого замыкания при неисправности электрооборудования и других причин, а эндогенные пожары — от самовозгорания полезного ископаемого. Способностью самовозгораться обладают некоторые угли, колчеданные руды, углистые и сернистые породы, асфальтиты. Экзогенные и эндогенные пожары оказывают существенное влияние на состав шахтной атмосферы, создают большую опасность для работающих в шахте. Появление в воздухе продуктов горения ухудшает видимость, создает опасность отравления людей, способствует увеличению взрывоопасной концентрации горючих газов, а на негазовых угольных шахтах — их появлению. На шахтах со значительным выделением горючих газов (метана, водорода и др.) пожары могут быть причиной взрыва газа и пыли. Высокая температура в очаге пожара приводит к нагреву воздуха, что вызывает нарушение вентиляции шахты в целом и отдельных ее участков (изменяется дебит вентиляционных потоков и их направление). Воздушный поток несет к очагу пожара кислород и отводит от него выделяющиеся в процессе горения газы и тепло. Поэтому правильное и своевременное управление воздухораспределением имеет решающее значение, так как позволяет спасти людей, до минимума свести ущерб от возникшего пожара и предупредить или ограничить его распространение.

### **28.2. Выбор вентиляционного режима при пожаре**

При возникновении пожара к вентиляции предъявляются требования защиты людей от пожарных газов (при выводе их из шахты и во время работ по ликвидации пожара), предупреждения

Рис. 28.1. Схема, поясняющая влияние режима проветривания на газовую динамику выработанного пространства:

сплошными линиями показаны изогазы при нормальном режиме проветривания, а штриховыми — изогазы при ослабленном режиме проветривания



распространения пожара по сети горных выработок и недопущения образования взрывоопасных газоздушных смесей. Выбор вентиляционного режима при пожаре зависит от места его возникновения, скорости его распространения, интенсивности выделения метана и образования горючих газов в очаге пожара, схемы вентиляции шахты и отдельных ее участков, путей вывода людей из подземных выработок и подхода к месту пожара с целью его ликвидации, наличия средств регулирования воздушными струями.

При пожарах могут применяться следующие вентиляционные режимы:

неизменный по дебиту и направлению;

ослабленный или усиленный по дебиту и неизменный по направлению;

реверсивный в целом по шахте или на отдельных участках с изменением количества воздуха;

нулевой, при котором прекращается доступ воздуха к очагу пожара путем выключения вентиляторов или с помощью перемычек.

Сохранение неизменного вентиляционного режима рекомендуется при возникновении пожара на пластах с обильным выделением метана с целью предупреждения образования взрывоопасной метановоздушной смеси.

Ослабленный вентиляционный режим используется в том случае, когда на пожарный участок поступает большее количество воздуха по сравнению с тем количеством, которое необходимо для разбавления взрывоопасных газов до безопасной концентрации. Этот режим позволяет уменьшить скорость распространения образовавшихся газов и снизить интенсивность пожара. Однако в этом случае изменение режима проветривания нарушает газовую динамику в выработанном пространстве (рис. 28.1), что может вызвать увеличение потенциальной опасности взрыва. Исследованиями Карагандинского отделения ВНИИГД установлено, что уменьшить количество воздуха, поступающего на пожарный участок, необходимо путем закорачивания струи, а не установкой перемычки на поступающей к лаве струе. Установка перемычки приводит к уменьшению атмосферного давления в зоне сопряжения лавы с вентиляционным штреком и к усилению притока метана из выработанного пространства.

Усиленный вентиляционный режим используется в том случае, когда количество воздуха, поступающее в выработки, не обеспечивает разбавления взрывоопасных газов, выделяющихся из обнаженного массива, а дополнительное поступление горючих газов от сухой перегонки увеличивает вероятность взрыва.

Реверсирование вентиляционной струи возможно в начальной стадии пожара, возникшего в главных воздухоподающих выработках (в стволе, штольне и др.), с целью обеспечения свежим воздухом людей при выводе их на дневную поверхность. Реверсирование струи, как правило, приводит к уменьшению количества воздуха, поступающего в шахту, на 30—40 %, что может создавать опасные ситуации (особенно на газовых шахтах). Поэтому после вывода людей восстанавливается нормальный режим проветривания, если это не противоречит принятым мерам по локализации и тушению пожара. Реверсирование струи в пределах участка чаще применяется для обеспечения наиболее благоприятных условий работы горноспасателей при возведении перемычек, ограничения распространения пожара, его тушения. Иногда реверсирование струи на участке используется для тушения пожара, так как оно позволяет вернуть в очаг пожара образовавшиеся газы с существенно уменьшенным содержанием кислорода и повышенным содержанием инертных газов, что и способствует ликвидации очага горения.

Нулевой режим вентиляции применяется в негазовых шахтах. При этом режиме очаг пожара и образовавшиеся газы распространяются по выработкам очень медленно и из-за недостатка кислорода активность пожара уменьшается. При выключенном вентиляторе главного проветривания движение воздуха в выработках происходит за счет естественной тяги. Это обстоятельство необходимо учитывать при выводе людей из шахты и определении путей подхода к очагу пожара, так как направление движения воздуха при выключенном вентиляторе может смениться на противоположное.

При любом режиме вентиляции необходимо постоянно контролировать концентрацию газов, с тем чтобы своевременно принять меры по предупреждению взрывов газа.

### **28.3. Устойчивость и стабилизация вентиляции при пожаре**

При возникновении пожара происходит нагрев воздушной струи, что вызывает появление тепловой депрессии. Если очаг пожара расположен в вертикальной или наклонной выработке, по которой идет восходящая струя, тепловая депрессия совпадает по направлению с депрессией вентилятора и усиливает тягу воздуха, создавая устойчивый вентиляционный режим. Если по выработке струя идет вниз, то тепловая депрессия будет противодействовать работе вентилятора, что может привести к опрокидыванию вентиляционной струи. Последнее может произойти и в том случае,

когда очаг пожара расположен в горизонтальной выработке, а нагретый воздух далее движется по наклонной выработке вниз.

Тепловая депрессия зависит от места пожара, его размеров, температуры в очаге пожара, скорости движения нагретых газов, высоты нагреваемого столба воздуха. При разработке мероприятий по обеспечению устойчивой вентиляции необходимо знать величину дополнительной тепловой депрессии (вызываемой пожаром), определяемой по формуле

$$h_d = p_a \left[ \exp \left( - \sum_1^k \frac{g \Delta z_i}{R_2 T_2} \right) - \exp \left( - \sum_1^k \frac{g \Delta z_i}{R_1 T_1} \right) \right],$$

где  $p_a$  — среднее атмосферное давление в контуре выработок, Па;  $\Delta z_i$  — разность высотных отметок  $i$ -й выработки, для которой определяется депрессия, м;  $R_1, R_2$  — газовая постоянная воздуха в выработках до и после возникновения пожара;  $T_1, T_2$  — средняя гармоническая температура воздуха соответственно до и после возникновения пожара, °С;  $g$  — ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $k$  — число выработок в контуре.

Тепловая депрессия, вызванная пожаром, определяется по формуле Б. И. Медведева

$$h_2 = p_a \left[ \exp \left( - \sum_1^k \frac{g \Delta z_i}{R_2 T_2} \right) - 1 \right].$$

Приращение температуры воздуха на некотором расстоянии от очага пожара определяется по формуле

$$\Delta t = \Delta t_{оч} e^{0,0175/v_B^{0,64}}, \quad (28.1)$$

где  $t_{оч}$  — приращение температуры воздуха в очаге пожара по отношению к температуре до возникновения пожара, °С;  $v_B$  — скорость движения воздуха, м/с;  $e$  — основание натуральных логарифмов.

Тепловая депрессия при развитии пожара может достигать значительной величины. Так, при средней температуре воздуха (в выработке с очагом пожара) 300 °С и высоте нагреваемого столба воздуха 100 м тепловая депрессия составляет 50—60 даПа. Возникновение такой дополнительной депрессии даже в выработке с восходящей струей может привести к изменению направления движения воздуха

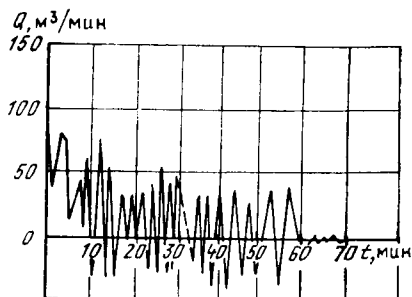


Рис. 28.2. График изменения во времени  $t$  расхода воздуха  $Q$  при пожаре

в побочных выработках. В выработках с нисходящей струей тепловая депрессия может привести не только к опрокидыванию струи, но и к рециркуляции, при которой происходит накопление взрывоопасных и ядовитых газов. Кроме того, может возникнуть явление пульсации расхода воздуха с изменением направления его движения (рис. 28.2).

Чаще шахтная вентиляционная сеть представляет собой сложное соединение выработок, поэтому для установления заданного вентиляционного режима необходимо выполнить расчет перераспределения воздуха за счет тепловой депрессии в допустимых пределах или определить, до каких пределов нужно изменить сопротивление горных выработок, чтобы создать устойчивое направление движения воздуха в заданных ветвях.

#### **28.4. Вентиляционный режим при наличии изолированных пожарных участков**

При возведении перемычек для изоляции пожарного участка задача вентиляции сводится к обеспечению безопасных условий работы горноспасателей. В процессе возведения перемычек количество воздуха, поступающее к очагу пожара, постепенно уменьшается, а после завершения их строительства прекращается вообще. Однако соорудить абсолютно воздухонепроницаемую перемычку невозможно. Поэтому для уменьшения утечек воздуха через перемычку прибегают к выравниванию давлений между пожарным участком и прилегающей к ней выработкой. С этой целью на некотором расстоянии от противопожарной перемычки 1 (рис. 28.3) возводится дополнительная перемычка 2. С помощью вентилятора 3 в объеме между перемычками создается давление  $p_1$ , величина которого может регулироваться задвижкой 4, установленной в вентиляционном окне. Давление на пожарном участке не остается постоянным (оно зависит от процесса горения, атмосферного давления и др.). Давление на пожарном участке контролируется манометром 5. Чтобы избежать движения воздуха через перемычки в сторону очага пожара, равенство давлений  $p_1$  и  $p_2$  поддерживается за счет работы вентилятора, который снабжается устройствами, позволяющими осуществлять его работу как на нагнетание, так и на всасывание. Рассмотренный метод рационально применять при сравнительно небольшом числе противопожарных перемычек.

Для ликвидации утечек воздуха через заперемыченный пожарный участок (рис. 28.4) используется дополнительный подземный вентилятор в параллельной ветви, с помощью которого можно осуществить выравнивание давления в точках  $A$  и  $B$ , т. е. у перемычек  $P_1$  и  $P_2$ .

Для устранения утечек воздуха через пожарный участок в диагональной выработке  $AB$  (рис. 28.5) путем выравнивания давлений в точках  $A$  и  $B$  используются вентиляторы, установленные на ветвях  $CB$  и  $AD$ , или перемычки, создающие дополнитель-



Рис. 28.3. Схема регулирования давления воздуха между пожарным участком и выработкой

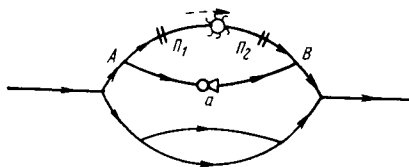
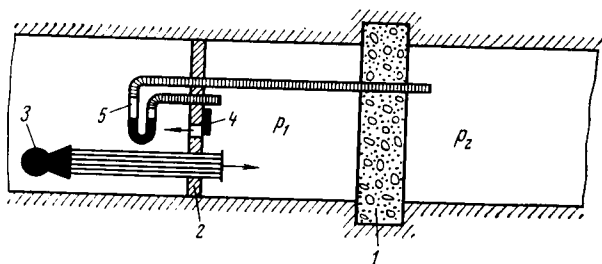


Рис. 28.4. Схема к ликвидации просачивания воздуха с помощью дополнительного вентилятора в параллельной выработке

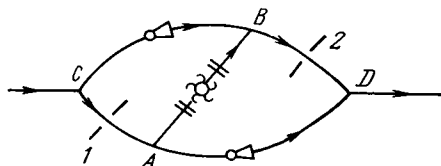


Рис. 28.5. Схема к ликвидации просачивания воздуха через пожарный участок в диагональной выработке

ное сопротивление в ветвях ВД и АД. С целью избежания отрицательных последствий (усиления утечек воздуха через изолирующие очаг пожара перемычки) при использовании вентиляторов и регулирующих сопротивление перемычек необходимо обеспечить строгий контроль за равенством давлений в точках А и В.

## 28.5. Вентиляция при внезапных выбросах горной породы и газов

Внезапные выбросы породы и газов за короткий промежуток времени изменяют состав и плотность шахтной атмосферы в выработках. В практике известны случаи, когда выделившиеся при выбросе газы заполняли все выработки шахты. Внезапные выбросы вызывают нарушение вентиляционного режима, так как за счет выброшенных твердых частиц увеличивается аэродинамическое сопротивление выработок. Кроме того, поступление в наклонные выработки газов вызывает появление дополнительной тяги, обусловленной разностью плотности воздуха и газа. Исследования ВНИИГД показали, что опрокидывание вентиляционной струи в участках откаточных штреках происходит при внезапных выделениях метана с интенсивностью 2,5—9 и 2,5—25 м<sup>3</sup>/с соответственно на крутых и пологих пластах. В воздухоподающих стволах вентиляционная струя опрокидывается при дебитах метана 55—120 м<sup>3</sup>/с. Аэродинамическое сопротивление аварийного участка за счет загромождения выработок выброшенным углем увеличивается в 200 раз и более. Устойчивость вентиляционной струи

в откаточном штреке аварийного участка не зависит от величины его аэродинамического сопротивления, а определяется интенсивностью газовыделения при выбросе. В выработках, параллельных аварийному участку, расходы воздуха меняются как в сторону увеличения, так и в сторону уменьшения. В выработках с исходящей струей при выбросе метана расход газовойздушной смеси возрастает, а в выработках с поступающей струей — уменьшается. Влияние выбросов углекислого газа на состояние проветривания изучено недостаточно. Но так как углекислый газ примерно в 1,5 раза тяжелее воздуха, то влияние его выделений на устойчивость проветривания будет противоположно метану. Любой внезапный выброс независимо от размеров газовыделения требует разработки специальных мероприятий по разгазированию выработок. Порядок и мероприятия по безопасному разгазированию выработок разрабатываются начальником участка, согласовываются с начальником участка вентиляции и техники безопасности и с участковым горнотехническим инспектором и утверждаются главным инженером шахты.

## **28.6. Схемы вентиляции при разработке полезных ископаемых, склонных к самовозгоранию**

Оставление целиков и потери полезного ископаемого в выработанном пространстве, а также доступ к ним воздуха являются основными причинами, вызывающими их самовозгорание. Поэтому системы разработки склонных к самовозгоранию полезных ископаемых должны обеспечивать полноту извлечения, а схемы вентиляции не должны допускать больших перепадов давления и утечек воздуха через выработанное пространство. При разработке мощных залежей утечки воздуха через зону обрушений можно существенно уменьшить, если в районе ведения очистных работ создать нулевую депрессию, что обеспечивается применением нагнетательного и всасывающего способа проветривания. С этой же целью нагнетательный и всасывающий способы проветривания применяются соответственно при разработке верхних и нижних горизонтов. Применение фланговой схемы проветривания позволяет уменьшить утечки воздуха за счет меньших перепадов давления через выработанное пространство и за счет прямого движения воздуха по откаточным и вентиляционным выработкам. Центральная схема проветривания является менее благоприятной при разработке полезных ископаемых, склонных к самовозгоранию. Поэтому к изоляции отработанных участков при центральной схеме проветривания предъявляются повышенные требования.

При разработке полезных ископаемых, склонных к самовозгоранию, важным условием безопасности работ является хорошо организованный контроль за составом газов и температурой воздуха, который позволяет своевременно обнаружить очаг самонагревания и принять необходимые меры по его ликвидации.

## 29. АВТОМАТИЗАЦИЯ УПРАВЛЕНИЯ ВЕНТИЛЯЦИЕЙ

### 29.1. Процесс формирования состава атмосферы как объект автоматического управления

Процесс вентиляции как объект управления характеризуется следующими признаками:

наличием общей задачи и единой цели функционирования для системы в целом (общей задачей является нормализация состава атмосферы по метану во всех действующих выработках; цель функционирования системы — минимизация отклонений концентрации вредных газов в выработках шахты от заданного уровня);

значительным числом взаимодействующих частей или элементов (большая размерность сети выработок, выработанных пространств, наличие вентиляторов, вентиляционных сооружений, естественных источников тяги);

возможностью выделения групп элементов в подсистемы, характеризующиеся самостоятельными целями функционирования (основными являются участковые подсистемы вентиляции);

иерархической структурой связей подсистем и иерархией критериев эффективности функционирования всей системы;

сложностью поведения системы, связанной со случайным характером воздействий и обратными связями внутри системы;

высокой надежностью системы в целом, построенной из недостаточно надежных элементов.

С позиции теории управления процесс нормализации состава шахтной атмосферы в выработке представляет собой типичный многомерный объект (рис. 29.1), на входе которого действует векторная переменная  $x(t)$  с соответствующими переменными  $x_1(t)$ ,  $x_2(t)$ , ...,  $x_n(t)$ , а на выходе формируется переменная функция, описываемая вектором

$$y(t) = y_1(t), y_2(t), \dots, y_m(t).$$

Параметры, определяющие условия формирования функции  $y(t)$ , описываются вектором

$$z(t) = z_1(t), z_2(t), \dots, z_k(t).$$

В качестве входных переменных приняты параметры воздуха, поступающего в систему горных выработок (расход, концентрация отдельных газовых компонентов, влажность, температура,

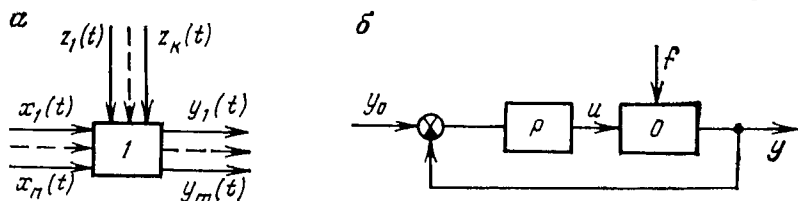


Рис. 29.1. Блок-схема формирования состава шахтной атмосферы в выработках (а) и схема управления технологическим процессом по отклонению (б)

запыленность), в качестве выходных переменных — аналогичные параметры на выходе рассматриваемого объекта. К переменным  $z(t)$  относятся интенсивности выделения вредных примесей или определяющие их параметры. Следовательно, сеть выработок, в которых формируется заданное качество атмосферы, можно рассматривать как систему, в которой происходит преобразование случайных функций  $x(t)$  в случайные функции  $y(t)$ . Каждая из переменных  $y_1(t), y_2(t), \dots, y_m(t)$  определяется в вероятностном смысле частью переменных  $x_1(t), x_2(t), \dots, x_n(t)$ . Очевидно, что формирование всех выходных переменных путем изменения расхода воздуха невозможно, так как концентрация каждого компонента определяется не только расходом, но и интенсивностью выделения примеси. Поэтому при организации вентиляции преобладает подход к обеспечению выработки расходом воздуха по максимуму вредному компоненту или фактору. В различных выработках и по шахте в целом такие определяющие факторы могут быть различны. Так, на угольных шахтах преобладающим фактором во многих случаях является концентрация метана. По поддержанию последней в допустимых пределах обеспечивается расход воздуха в очистных забоях, на выемочных участках и по шахте в целом. Расход воздуха в подготовительных выработках, проводимых в пустых породах, будет определяться требованием поддержания допустимой концентрации газов от взрывных работ или требованием обеспечения минимальной запыленности. На глубоких шахтах расход воздуха часто определяется тепловым фактором, т. е. требованием поддержания допустимой температуры воздуха (которая допускается различной при разной скорости движения воздуха).

Газовый состав атмосферы часто определяется такими источниками газовой выделенности, как взрывные работы и дизельные машины. Они выделяют смесь различных вредных газов. Оценка интенсивности их выделения в различных условиях является трудной задачей. Процесс газовой выделенности на шахтах в общем случае следует считать стохастическим. Поэтому процесс формирования состава шахтной атмосферы можно в целом отнести к классу стохастических объектов, так как не существует однозначного соответствия между входными и выходными переменными.

Управление технологическими процессами должно осуществляться по возмущению. Но систем управления, полностью инвариантных к возмущениям, для технологических процессов практически не существует из-за большого числа различных возмущений, контроль которых часто оказывается принципиально невозможным. При ограничении инвариантности до некоторого рационального уровня целесообразно использовать управление по отклонению (см. рис. 29.1).

Выход объекта  $O$  должен составлять значение  $y_0$ . Действительные значения выхода  $y$  характеризуются отклонением

$$\Delta y = y - y_0.$$

Это отклонение преобразуется регулятором  $P$  в управляющее воздействие  $u$ , передаваемое на объект. Эффективность схемы управления по отклонению оценивается уменьшением дисперсии выходной функции  $y(t)$ . Рассматривая в качестве объекта управления выемочный участок, характеризующий выходной функцией концентрации метана  $c(t)$ , можно предположить, что схема управления газовой обстановкой на участке по отклонению концентрации метана от допустимого уровня является наиболее рациональной. Это объясняется тем, что функция  $c(t)$  формируется под воздействием многих факторов горно-геологического характера (газосодержание угля, состав пород кровли и почвы пласта, наличие спутников, мощность пласта) и горнотехнического (тип выемочной машины, ее производительность, скорость подвигания забоя, длина лавы, способ управления кровлей). Многие из этих факторов, выступающих в качестве возмущающих и являющихся стохастическими, не поддаются прямому оперативному контролю. Исследованиями установлено, что функция концентрации метана  $c(t)$  характеризуется загазованиями различной частоты. При ограничении значения  $c$  некоторой допустимой величиной  $c_{доп}$  все загазования являются отклонениями в сторону превышения. Они связаны с появлением опасной ситуации. При отсутствии автоматического управления ситуацией единственной реакцией на них является отключение электроэнергии на участке (являющейся потенциальным источником воспламенения метановоздушной смеси) и прекращение процесса добычи угля. Оперативная ликвидация таких загазований является основной задачей автоматического управления вентиляцией, так как в данном случае решаются задача обеспечения непрерывности технологического процесса и ликвидации простоев технологической линии по фактору газовыделения и задача исключения опасности взрыва метана в выработках.

Отклонения концентрации метана в сторону уменьшения по сравнению с допустимой концентрацией также должны отрабатываться с точки зрения экономической целесообразности управления, так как уменьшение расхода воздуха на вентиляцию выработок вызывает существенное уменьшение затрат электроэнергии.

Таким образом, системой управления должны отрабатываться отклонения, вызываемые работой выемочной машины и существенными изменениями в газовом балансе выемочного участка. Поэтому схема управления функцией  $c(t)$  по отклонению не должна рассматриваться в качестве единственно возможной, так как в зависимости от реального спектра возмущений ее эффективность различна, и нельзя рассчитывать на то, что эта схема окажется работоспособной по отношению к газовой ситуации во всей вентиляционной сети шахты, а не только на выемочном участке или в отдельной выработке. Сейчас возможно использовать такие мощные средства компенсации мощных газовых возмущений низкой частоты, как подземная дегазация, при которой изменением расположения вакуумной установки в пространстве и параметров

ее работы можно существенно перераспределить газовый баланс. Возможно также управление непосредственно источниками возмущений (например, управление работой выемочной машины).

## **29.2. Информационное обеспечение системы автоматического управления вентиляцией шахты**

**И н ф о р м а ц и я** — основное понятие в науке о системах управления. Информация представляет собой сообщения, которые снимают неопределенность явления, состояния объекта. При любом процессе управления осуществляются процессы сбора, передачи и переработки информации об объекте управления. Сообщения передаются при помощи сигналов — физических величин, отображающих изменение состояния объекта. Сигналы могут быть зрительные, звуковые, электрические. Сигнал выступает в качестве материального носителя информации. Перемещение сигналов осуществляется по каналам связи. Передача сообщения осуществляется определенной комбинацией сигналов. Правило, по которому каждое конкретное сообщение оформляется строгой комбинацией сигналов, называется кодом. Процесс преобразования сообщения в комбинацию сигналов называется кодированием.

Информационное обеспечение системы автоматического управления представляет собой совокупность сигналов (характеризующих состояние объекта), систем классификации и кодирования, систем показателей, языков записи данных и систем документации. Информационное обеспечение автоматической системы управления вентиляцией содержит исходную информацию об объекте регулирования, справочную и оперативную информацию, формы выходных документов и другие формы представления информации, методы расчета показателей, массивы данных, системы сигналов, характеризующих состояние объекта. Оно разделяется на внешнее и внутреннее. Внешнее информационное обеспечение (рис. 29.2) включает систему сигналов о состоянии объекта, систему классификации и кодирования информации, систему технологической и технической нормативно-справочной документации, оперативную документацию, методические и инструктивные материалы по порядку ведения, хранения и внесения изменений в нормативную документацию. Внутреннее информационное обеспечение включает систему программ организации, ведения и доступа к данным и информационные массивы данных на машинных носителях.

Информация, используемая в автоматической системе управления проветриванием, по направлению движения подразделяется на входную, выходную и промежуточную.

Основные требования, предъявляемые к входной информации — достаточность сведений для реализации функций системы и их минимальный объем при соблюдении принципа однократности ввода. Входная информация по способу получения разделяется

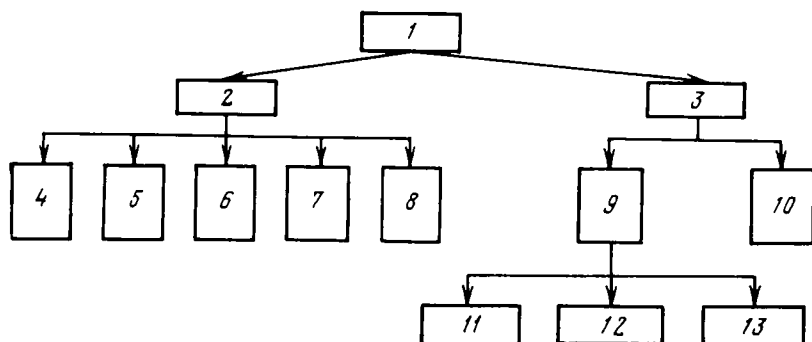


Рис. 29.2. Структурная схема информационного обеспечения системы автоматизированного управления вентиляцией шахты:

1 — информационное обеспечение; 2 — внешнее информационное обеспечение; 3 — внутреннее информационное обеспечение; 4 — система сигналов; 5 — система классификации и кодирования; 6 — нормативно-справочные документы; 7 — оперативные документы; 8 — методические и инструктивные документы; 9 — информационные массивы; 10 — программы; 11 — входные данные; 12 — промежуточные данные; 13 — выходные данные

на исходные сообщения (автоматически формируемые датчиками на объектах) и данные, вводимые оперативным персоналом вручную. Выходная информация по способу получения и использования разделяется на:

сообщения (сигналы), выдаваемые УВК для автоматического управления объектом;

сообщения (сигналы), выдаваемые системой на сигнализацию;

данные, отображаемые оперативному персоналу на экранах видеотерминальных устройств (по запросу персонала или автоматически по инициативе УВК);

данные, выдаваемые системой на регистрацию (все формы выходной документированной информации).

Исходная информация об объекте регулирования, необходимая для функционирования алгоритма, разделяется на постоянную, условнопостоянную и оперативную.

К постоянной относится входная информация, которая в процессе управления вентиляцией в течение всего периода отработки выемочного участка не претерпевает изменения. Потоки постоянной информации формируются до начала функционирования системы обработки данных. Они содержат директивные, нормативные, справочные и другие редко меняющиеся сведения. Содержание потоков постоянной информации может частично или полностью обновляться только в начале цикла обработки данных. В качестве постоянной информации в системе автоматического управления вентиляцией шахты используются следующие параметры:  $c_{уст}$  — установленный уровень стабилизации концентрации метана в исходящей струе добычного участка;  $c_{доп}$  — допустимая концентрация метана;  $c_{пр}$  — предельно допустимая концентрация метана;  $t_k$  — продолжительность такта контроля;  $t_p$  — продолжительность такта регулирования;  $t_b$  — продолжительность

ность выдержки при вероятностной настройке АГЗ ( $\tau_v = 10 \div \div 100$  мин);  $\alpha_{л}, \alpha_{ш}$  — коэффициент аэродинамического сопротивления лавы и штрека;  $\Sigma N$  — число добычных лав, включенных в систему автоматического управления;  $\Sigma N'$  — число датчиков концентрации метана;  $\Sigma N''$  — число датчиков скорости движения воздуха;  $\Sigma N'''$  — число регуляторов расхода воздуха;  $v_{\min}$  — минимально допустимая скорость движения воздуха в лаве;  $v_{\max}$  — максимально допустимая скорость движения воздуха в лаве;  $L_{ст}$  — длина выемочного столба;  $R_{p \min}$  — аэродинамическое сопротивление регулятора расхода воздуха в открытом состоянии.

К условнопостоянной входной информации относятся такие параметры объекта управления, численные значения которых зависят от вызванного ведением горных работ изменения горнотехнических и аэродинамических факторов. В качестве условнопостоянной информации в системе автоматического управления вентиляцией шахты используются следующие параметры:  $S_{л}, S_{ш}$  — площадь поперечного сечения лавы и штрека;  $P_{л}, P_{ш}$  — периметр лавы и штрека;  $L$  — длина лавы;  $x$  — длина выработанного пространства;  $m_{пл}$  — вынимаемая мощность пласта;  $t_{вп}$  — продолжительность периода после начала отработки столба;  $S_{к}$  — площадь поперечного сечения выработки в месте установки датчика скорости движения воздуха;  $h_0$  — депрессия участка;  $R_{в}$  — аэродинамическое сопротивление выработки;  $f$  — коэффициент расходной характеристики регулятора расхода воздуха, соответствующий расходу воздуха через полностью открытый регулятор;  $\gamma$  — погрешность управления по расходу воздуха.

К оперативной относится входная информация (рис. 29.3), по которой определяется газовая обстановка на участке в данный момент. В качестве оперативной информации об объекте регулирования в системе автоматического управления вентиляцией шахты используются следующие параметры:

$c_{к}$  — текущее значение концентрации метана;

$v_{к}$  — текущее значение скорости движения воздуха;

$L_{к}$  — текущее значение линейного перемещения шторы регулятора расхода воздуха.

Выходная информация системы представлена в виде выходных форм (печатающихся на алфавитно-цифровых устройствах), ин-

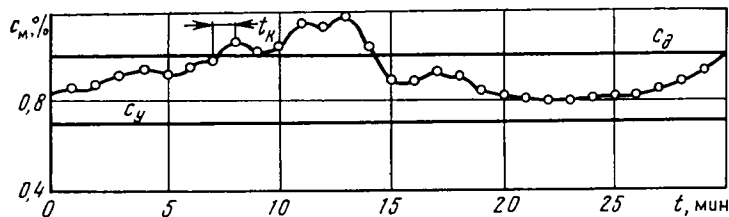


Рис. 29.3. График к отбору оперативной информации по концентрации метана:

$t_k$  — интервал контроля;  $c_y, c_d$  — соответственно установленное и допустимое значения концентрации метана



дикационных форм, вызываемых на экран видеотерминальных устройств, непрерывных графических записей параметров оперативной информации. Кодирование информации осуществляется присвоением символьных обозначений всем сообщениям, циркулирующим в автоматизированной системе управления вентиляцией шахты в составе входной, выходной и промежуточной информации. Кодирование выполняется для удобства систематизации и анализа параметров, входных и выходных форм. Для кодирования информации принят позиционный способ, основанный на разделении кодируемой информации на три группы. Старший разряд кодовой комбинации отражает форму представления информации в сообщении (документ, сигнал и др.), а младшие разряды — направление движения, способ получения и использования информации, порядковый номер сообщения данного типа.

Первая кодовая группа кодового сообщения (первый разряд при нумерации разрядов слева направо) содержит следующие символы, мнемонически обозначающие форму представления информации в сообщении:

- С* — сигнальная информация;
- Д* — документированная информация;
- И* — индицируемая алфавитно-цифровая информация;
- М* — массив данных;
- П* — информация на перфоленте.

Вторая кодовая группа (второй и третий разряды) отражает направление движения, способ получения и использования информации:

11 — входная информация, автоматически формируемая датчиками на объекте;

12 — входная информация, получаемая от аппаратуры локальной автоматки;

13 — входная информация, вводимая оперативным персоналом вручную с документов и промежуточных носителей;

21 — выходная информация (сигналы), выдаваемая системой для автоматического управления объектами;

22 — выходная информация (сигналы), выдаваемая в аппаратуру локальной автоматки;

23 — выходная информация (сигналы), выдаваемая на сигнализацию;

24 — выходная информация для отображения на экранах видеотерминальных устройств;

25 — выходная информация, выдаваемая на регистрацию;

26 — выходная информация, выдаваемая в виде графических записей;

31 — массивы данных (информационная база).

Неиспользованные кодовые комбинации рассматриваемой группы являются резервными и могут быть использованы при расширении функций АСУ.

Третья кодовая группа (четвертый и пятый разряды) содержит порядковый номер сообщения данного типа, определенного преды-

дущими кодовыми группами. Порядковый номер присваивается последовательно от 1 до 99.

При функционировании автоматизированной системы управления вентиляцией шахты предусмотрены следующие виды представления информации:

- документы, заполняемые вручную;
- документы, печатающиеся на алфавитно-цифровых устройствах;
- индикаторные формы представления информации на экранах видеотерминальных устройств;
- графические записи показателей.

Документы, заполняемые вручную, как правило, содержат исходную информацию для АСУ ТП. Эти документы должны обеспечить возможность ввода информации в УВК через устройства печати с клавиатурой или с использованием перфоленты. Они должны состоять из заголовка, таблицы и основания. В заголовок входит шифр документа, название шахты, наименование документа и его реквизитов, вспомогательные данные. Таблица состоит из последовательности строк и содержит данные, характеризующие отдельные объекты. Основание (послетабличная зона) включает заверительные подписи лиц, ответственных за заполнение документа, дату подписания документа. Оно может включать текстовые примечания, поясняющие порядок заполнения формы.

Зоны с содержательной информацией, предназначенной для ввода в УВК, должны быть выделены по контуру жирной линией. Вручную заполняются ведомости корректировок информации и ряд других входных документов.

Выходной документ, печатающийся на алфавитно-цифровом устройстве, должен содержать заголовок, форматную строку, таблицу, итоговую строку, основание. Состав и функции заголовка таблицы и основания соответствуют аналогичным элементам входных документов. Форматная строка содержит названия граф и разграничивает столбцы, отведенные под каждую из них. Она печатается в начале каждого из листов, на которых напечатан документ. Итоговая строка содержит итоговые или обобщенные результаты по сведениям таблицы.

### **29.3. Математическое обеспечение системы автоматического управления вентиляцией шахты**

Математическое обеспечение системы автоматического обеспечения вентиляцией шахты — это совокупность алгоритмов и программ, реализующих функции системы и обеспечивающих функционирование комплекса технических средств. Программное обеспечение включает также контроль информации, поступающей от объекта управления, и контроль результатов вычислений УВМ. Математическое обеспечение состоит из операционной системы, системы автоматизации программирования и библиотеки рабочих программ. В системе автоматического управления вентиляцией

шахты используется дисковая операционная система реального времени, включающая следующие компоненты:

набор управляющих программ, обеспечивающих мультипрограммный режим работы системы, временную выгрузку задач на диск, драйверы внешних устройств, программу восстановления по отказу питания, программы обработки пользовательских программ запросов;

программу связи с оператором, представляющую собой терминальный интерфейс между пользователем и системой, а также позволяющую динамически устанавливать характеристики системы, управлять прохождением задач в системе;

загрузчик нерезидентных задач (системная задача, осуществляющая начальную загрузку задачи в раздел, выгрузку на диск образа задачи, имеющей признак временной выгрузки, загрузку в раздел ранее выгруженной на диск задачи);

файловую операционную систему реального времени;

набор обслуживающих программ, которые включают программы для первоначальной обработки и отладки программ пользователей (трансляторы, редакторы, построитель задач, библиотечка, средства отладки, программа корректировки образа задачи) и программы общего назначения для работы с файлами (программы для копирования файлов с одного устройства на другое, переименования, распечатки и удаления файлов, программы проверки файловой структуры и преобразования файлов).

Операционная система реального времени имеет средства генерации, которые позволяют создавать версии системы, рассчитанные на конкретную конфигурацию вычислительного комплекса и на требуемые рабочие характеристики.

Система автоматизации программирования включает языки программирования Макроассемблер и Фортран IV, систему трансляции с этих языков и систему контроля.

Библиотека рабочих программ включает стандартные программы, в которых реализованы определенные вычислительные методы и специализированные программы, решающие специфические задачи системы автоматического управления вентиляцией.

Система алгоритмов включает:

алгоритм системного управления программной;

алгоритмы контроля;

алгоритмы управления;

алгоритмы обнаружения и исправления ошибок и сбоев в системе;

аварийные алгоритмы;

вспомогательные алгоритмы.

Из алгоритмов контроля и управления используются следующие:

алгоритм сбора и обработки информации от датчиков метана;

алгоритм сбора и обработки информации от датчиков скорости движения воздуха;

алгоритм безопасного комплексного регулирования вентиляции;

алгоритм безопасного плавного регулирования вентиляции;  
 алгоритм расчета прогнозируемого значения приращения концентрации метана;  
 алгоритм расчета приращения расхода воздуха при безопасном оперативном регулировании;  
 алгоритм управления регулятором расхода воздуха;  
 алгоритм оптимального воздухораспределения в шахтной вентиляционной сети.

Для системы управления вентиляцией по газовому фактору основными оперативно-контролируемыми величинами являются концентрация метана и скорость движения воздуха. В соответствии с этим основными алгоритмами контроля в системе являются:

алгоритм сбора и обработки информации от датчиков концентрации метана (рис. 29.4);

алгоритм сбора и обработки информации от датчиков скорости движения воздуха.

Функционирование алгоритма контроля концентрации метана осуществляется следующим образом.

Во 2-м блоке вводится значение (уставка) концентрации метана (рис. 29.5), которое должно стабильно поддерживаться в вентиляционной струе  $c_{уст}$ . Величина  $c_{уст}$  выбирается несколько ниже допустимого значения  $c_{доп}$ , составляющего в исходящей струе участка 1 %. По известным значениям  $c_{уст}$  и  $c_{доп}$ , а также при предельном значении концентрации метана  $c_{пр} = 1,3 \%$ , при котором срабатывает система автоматической газовой защиты, определяются и вводятся:

допустимое приращение концентрации метана

$$\Delta c_{доп} = c_{доп} - c_{уст};$$

предельное приращение концентрации метана

$$\Delta c_{пр} = c_{пр} - c_{уст}.$$

Вводятся также нулевые значения приращения усредненной концентрации метана на предыдущем этапе контроля  $\Delta c'_{n-1} = 0$  и нулевое значение приращения концентрации метана в начальный момент  $\Delta c_j = 0$ , число тактов контроля на один такт управления  $n = 20$ , число тактов контроля, по которым осуществляется прогноз развития концентрации метана ( $\varphi = 10$ ), резервное число тактов контроля до срабатывания автоматической газовой защиты ( $n_p = 30$ ).

В 3-м блоке реализуются необходимые операции обнуления начального приращения концентрации метана  $j = 0$  и параметров предыстории развития загазования  $M_1 = M_2 = M_3 = M_4 = M_5 = 0$ , значения которых будут раскрыты ниже.

В 4-м блоке производится обнуление индекса  $k$ .

В 5-м блоке вводится текущее значение концентрации метана и присваивается ему индекс  $k$ .

В 6-м блоке увеличивается индекс  $k$  на единицу.

Рис. 29.4. Блок-схема алгоритма сбора и обработки информации от датчиков метана:

1 — начало; 2 — ввод  $c_{доп}$ ;  $c_{пр}$ ;  $c_{уст}$ ;  $n$ ;  $\Phi$ ;  $n_p$ ; 3 —  $j = 0$ ;  $M_1 = M_2 = M_3 = M_4 = M_5 = 0$ ; 4 —  $k = 0$ ; 5 — ввод  $c_k$ ; 6 —  $k = k + 1$ ; 7 —  $\Delta c_k = c_k - c_{уст}$ ; 8 —  $\Delta c_k > \Delta c_{доп}$ ; 9 —  $j = 0$ ;  $M_1 = M_2 = M_3 = M_4 = M_5 = 0$ ; 10 —  $\Delta c_k' = -0,25\Delta c_k + 0,75\Delta c_{k-1}$ ; 11 — анализ результатов расчета; 12 —  $k \neq n$ ; 13 — расчет  $\Delta Q_i$ ; регулирование; 14 —  $\Delta c_k > \Delta c_{пр}$ ; 15 —  $j = j + 1$ ; 16 —  $\Delta c_j = \Delta c_k - \Delta c_{доп}$ ; 17 — накопление пред- историй для прогнозирования загазования; 18 —  $j < \Phi$ ; 19 —  $j = \Phi + n_p$ ; 20 — расчет прогнози- руемого приращения концентрации метана  $\Delta c^*$ ; 21 —  $\Delta c^* < \Delta c_{доп}$ ; 22 — расчет  $\Delta Q_б$ ; регули- рование; 23 — переиндексация значений  $\Delta c$

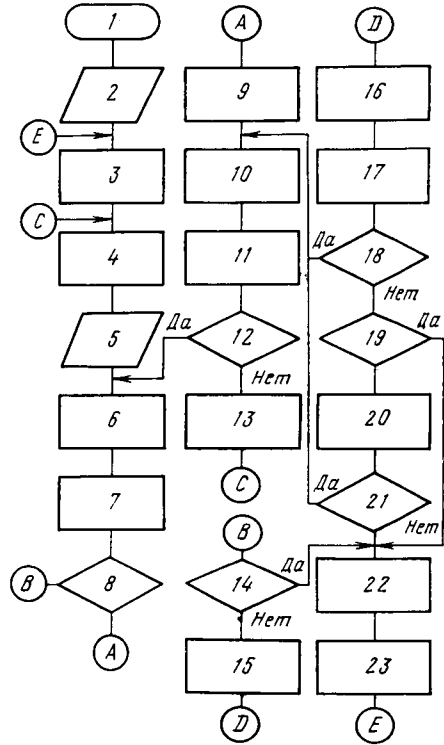
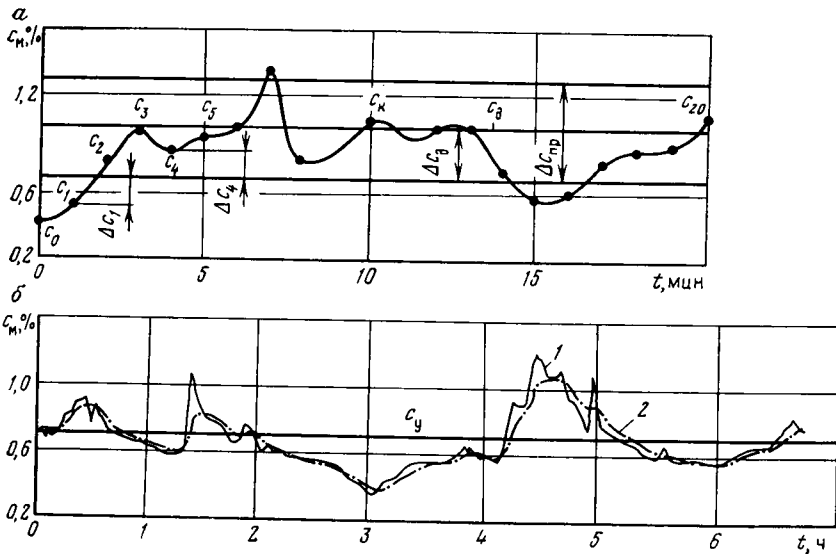


Рис. 29.5. Графики изменения концентрации метана  $c_m$  во времени  $t$ :

а — для начальных условий, вводимых в блок-схему расчета; б — динамика концентрации метана; 1 — концентрация метана, записанная датчиком ДМТ-4; 2 — сглаженная концентрация метана.



В 7-м блоке определяется приращение концентрации метана. В 8-м блоке осуществляется логическая операция сравнения полученного значения приращения концентрации метана с допустимым приращением, т. е.

$$\Delta c_k \geq c_{\text{доп.}}$$

Если  $\Delta c_k < \Delta c_{\text{доп.}}$ , то далее по величине  $\Delta c_k$  производится расчет приращения расхода воздуха. Так как оно относительно невелико, то такое приращение условно относится к плавным. Если  $\Delta c_k \geq \Delta c_{\text{доп.}}$ , т. е. концентрация метана в исходящей струе участка равна или больше допустимой, то осуществляется расчет более резких приращений расхода воздуха, способных оперативно остановить и ликвидировать развивающееся загазование. В отличие от плавных такие приращения определяются как безопасные оперативные. Поэтому дальше алгоритм обработки информации разветвляется на ветви *A* и *B*. По ветви *A* функционирование алгоритма идет последовательно по блокам (9—13), по ветви *B* — по блокам (14—15) и далее (16—23). Затем расчет возвращается на новый цикл, начиная с 3-го блока.

Действие алгоритма контроля по ветви *A* следующее.

В 9-м блоке реализуется обнуление индекса *j* и предыстории развития загазования на участке.

В 10-м блоке рассчитывается сглаженное значение концентрации метана. Концентрация метана, записываемая по показаниям датчиков, отражает все изменения концентрации, в том числе и колебания высокочастотные, на которые нет необходимости реагировать расходом воздуха. Поэтому динамика концентрации метана сглаживается путем расчета на каждом такте контроля сглаженного значения приращения концентрации по формуле

$$\Delta c'_k = 0,25\Delta c_k + 0,75\Delta c_{k-1}. \quad (29.1)$$

В выражении (29.1) приращение  $\Delta c_k$  — разность между измеренным значением концентрации  $c_k$  и допустимым. В сглаженное значение концентрации  $c'_k$  и в соответствующее приращение  $\Delta c'_k$  включаются только 25 % от его измеренного значения, а остальные 75 % берутся от предыдущего сглаженного значения приращения концентрации  $\Delta c_{k-1}$ . В результате дальнейшие расчеты и управление производятся по сглаженной динамике концентрации метана  $c'(t)$  (см. рис. 29.5), которая хорошо отражает влияние технологических факторов (обрушений и др.), геологических (повышение газоносности, появление новых источников выделения метана) и аварийных (отключение системы дегазации) на изменение концентрации метана, которые нейтрализуются системой автоматического управления вентиляцией.

В 11-м блоке сравниваются результаты расчета  $\Delta c'_k$  с минимально и максимально допустимыми значениями приращений. Если

$$\Delta c'_k < (\Delta c_{\text{доп}} - c_{\text{уст}}),$$

то принимаем

$$\Delta c'_k = \Delta c_{\text{доп}} - c_{\text{уст.}}$$

Если

$$\Delta c'_k \geq \Delta c_{\text{доп}},$$

то принимаем

$$\Delta c'_k = \Delta c_{\text{доп.}}$$

В 12-м блоке проверяется условие равенства индекса к числу тактов контроля в одном такте регулирования  $n$ .

В 13-м блоке определяется приращение расхода воздуха при безопасном плавном регулировании и выдается управляющее воздействие. Блок представляет собой самостоятельные алгоритмы расчета приращения расхода воздуха  $\Delta Q_i$  и управления регулятором расхода воздуха.

После расчета  $\Delta Q_i$  по ветви  $B$  производятся следующие операции.

В 14-м блоке сравнивается приращение концентрации метана на данном такте контроля  $\Delta c_k$  с предельным приращением  $\Delta c_{\text{пр}}$ . Если  $\Delta c_k \geq \Delta c_{\text{пр}}$ , то сразу осуществляется безопасное оперативное регулирование (переход к 22-му оператору).

В 15-м блоке увеличивается индекс  $j$  на единицу (определение значений концентрации метана, превышающих допустимое).

В 16-м блоке определяется приращение концентрации метана над допустимым приращением.

В 17-м блоке производится специальная обработка данных о развитии концентрации метана за предыдущий период, чтобы прогнозировать этот процесс на несколько тактов вперед с целью принятия мер (в случае опасного развития загазования) по оперативному изменению ситуации.

Прогнозируемое приращение концентрации метана определяется по формуле

$$\Delta c'' = d_0 \tau_b - d_1 \tau_b^2 + \Delta c_{\text{доп}}, \quad (29.2)$$

где  $\tau_b$  — продолжительность выдержки автоматической газовой защиты;

$$d_0 = (M_4 + d_1 M_2) / M_1;$$

$$d_1 = (M_5 M_1 - M_2 M_4) / (M_2^2 - M_1 M_3);$$

$$M_1 = M_1 + (t_{kj})^2; \quad (29.3)$$

$$M_2 = M_2 + (t_{kj})^3; \quad (29.4)$$

$$M_3 = M_3 + (t_{kj})^4; \quad (29.5)$$

$$M_4 = M_4 + t_{kj} \Delta c_j; \quad (29.6)$$

$$M_5 = M_5 + (t_{kj})^2 \Delta c_j. \quad (29.7)$$

В 18-м блоке производится проверка наличия необходимого набора измеренных значений концентрации метана для прогнози-

рования ее развития. Если необходимая предыстория  $\varphi$  не набрана, то осуществляется возврат к 10-му блоку и продолжается отбор и обработка информации.

В 19-м блоке проверяется условие равенства индекса  $j$  времени выдержки автоматической газовой защиты. Если имеет место равенство  $j = \varphi + n_p$ , то осуществляется переход к оперативному регулированию (к 22-му оператору).

В 20-м блоке определяются параметры характеристических функций  $d_1$  и  $d_0$  и рассчитывается прогнозируемое значение приращения концентрации метана к моменту окончания выдержки автоматической газовой защиты.

В 21-м блоке сравнивается прогнозируемое приращение концентрации метана  $\Delta c''$  с допустимым  $\Delta c_{\text{доп}}$ . Если  $\Delta c'' \geq \Delta c_{\text{доп}}$ , то осуществляется переход к безопасному оперативному регулированию, в противном случае — переход к 10-му оператору.

В 22-м блоке определяется приращение воздуха при безопасном оперативном регулировании и выдается управляющее воздействие.

В 23-м блоке производится перезапись приращений концентрации метана:

$$\Delta c'_{k-1} = \Delta c'_k; \quad \Delta c_{i-2} = \Delta c_{i-1};$$

$$\Delta c_{i-1} = \Delta c'_k.$$

Алгоритм сбора и обработки информации от датчиков скорости движения воздуха функционирует следующим образом (рис. 29.6).

Во 2-м блоке вводятся начальные условия (установленное значение расхода воздуха на выемочном участке  $Q_{\text{уст}}$ , нулевые значения сглаженных отклонений расхода от установленного уровня на предыдущих тактах управления, т. е.  $\Delta Q'_{k-1} = 0$ ,  $\Delta Q'_{i-1} = 0$ ;  $\Delta Q'_{k-2} = 0$ ).

В 1-м блоке производится обнуление индекса  $j$ .

В 4-м блоке производится обнуление индекса  $k$ .

В 5-м блоке вводится текущее значение скорости движения воздуха и присваивается ему индекс  $k$ .

В 6-м блоке индекс  $k$  увеличивается на единицу.

В 7-м блоке проверяется равенство нулю показания датчика скорости движения воздуха.

В 8-м блоке вычисляется текущее значение расхода воздуха.

В 9-м блоке определяется приращение расхода воздуха на данном такте контроля  $\Delta Q_k$ .

В 10-м блоке вычисляется сглаженное значение приращения расхода воздуха на данном такте контроля  $\Delta \bar{Q}_k$ .

В 11-м блоке проверяется соответствие сглаженного значения приращения расхода воздуха на данном такте контроля значению приращения расхода воздуха на последнем такте регулирования.

В 12-м блоке контролируется положение шторы регулятора расхода воздуха при  $\Delta Q_k' \neq \Delta Q_i$ .



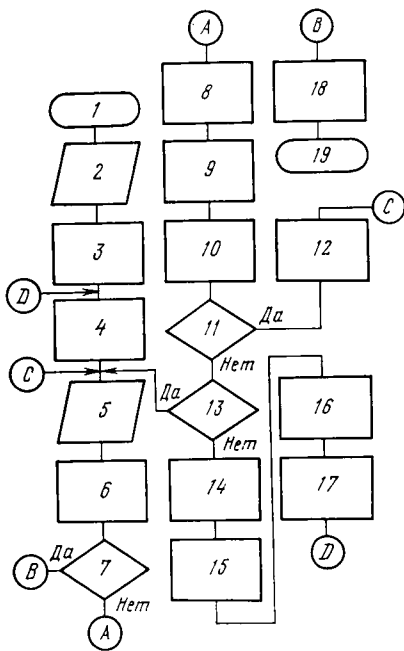


Рис. 29.6. Блок-схема сбора и обработки информации от датчиков скорости движения воздуха:

1 — начало; 2 — ввод  $S_k$ ;  $\kappa$ ;  $Q_{уст}$ ;  $\Delta Q_{k-1}$ ;  $\Delta Q_{i-1}$ ;  $\Delta Q_{i-2}$ ; 3 —  $j=0$ ; 4 —  $\kappa=0$ ; 5 — ввод  $v_k$ ; 6 —  $\kappa = \kappa + 1$ ; 7 —  $v_k = 0$ ; 8 —  $Q_k = v_k - S_k$ ; 9 —  $\Delta Q_k = Q_k - Q_{уст}$ ; 10 —  $\Delta Q_k = 0.25\Delta Q_k + 0.75\Delta Q_{k-1}$ ; 11 —  $\Delta Q_k \neq \Delta Q_i$ ; 12 — контроль положения шторы РРВП; 13 —  $\kappa \neq n$ ; 14 —  $\Delta Q_i = 18.94 (\Delta c'_k - 1.5\Delta c_{i-1} + 0.5 \times \Delta c_{i-2}) + 1.62\Delta Q_{i-1} - 0.64\Delta Q_{i-2} + 0.02 \times \Delta Q_{i-3}$ ; 15 — расчет  $Q_i = \Delta Q_i + Q_{уст}$ ; 16 — вывод  $\Delta Q_i$ ; 17 — переиндексация  $\Delta Q$ ; 18 — анализ ситуации; 19 — конец

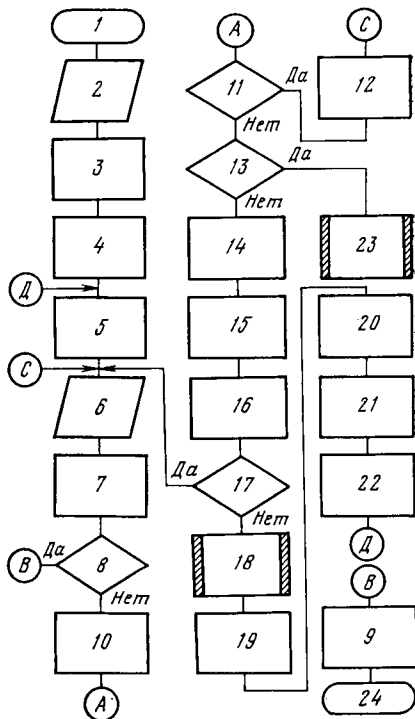


Рис. 29.7. Блок-схема алгоритма безопасного плавного регулирования расхода воздуха;

1 — начало; 2 — ввод исходных данных; 3 — расчет промежуточных параметров; 4 —  $j=0$ ; 5 —  $\kappa=0$ ; 6 — ввод оперативной информации  $v_k$ ;  $c_k$ ; 7 —  $\kappa = \kappa + 1$ ; 8 —  $v_k = 0$ ; 9 — анализ ситуации; 10 — первичная обработка оперативной информации; 11 —  $\Delta Q_k \neq \Delta Q_i$ ; 12 — контроль положения шторы РРВП; 13 —  $\Delta c_k > \Delta c_{доп}$ ; 14 —  $j=0$ ;  $M_1=M_2=M_3=M_4=M_5=0$ ; 15 — расчет сглаженного значения  $\Delta c'$ ; 16 — анализ результатов расчета; 17 —  $\kappa \neq n$ ; 18 — расчет  $\Delta Q_i$ ; 19 — анализ результатов расчета; 20 — вывод  $\Delta Q_i$ ; 21 — расчет  $Q_i = \Delta Q_i + Q_{уст}$ ; 22 — переиндексация  $\Delta Q$ ;  $\Delta c$ ; 23 — использование безопасного оперативного регулирования; 24 — конец

В 13-м блоке проверяется условие равенства индекса  $\kappa$  числу тактов контроля в одном такте регулирования  $n$ .

В 14-м блоке вычисляется приращение расхода воздуха на данном такте регулирования.

В 15-м блоке вычисляется расход воздуха на данном такте регулирования.

В 16-м блоке выдается управляющее воздействие  $\Delta Q_i$ .

В 17-м блоке переприсваиваются индексы приращений расхода воздуха на  $(i-1)$ -м и  $(i-2)$ -м тактах регулирования и  $(k-1)$ -м такте контроля ( $\Delta Q_{i-3} = \Delta Q_{i-2}$ ;  $\Delta Q_{i-2} = \Delta Q_{i-1}$ ;  $\Delta Q_{i-1} = \Delta Q_i$ ;  $\Delta Q_{k-1} = \Delta Q_i$ ).

В 18-м блоке анализируются признаки ситуации  $v_k = 0$ .

Метод безопасного комплексного регулирования вентиляции выемочного участка, используемый в разрабатываемой системе автоматического управления вентиляцией шахты, включает безопасное плавное и безопасное оперативное регулирование. На основании контроля и обработки информации от датчиков концентрации метана и скорости движения воздуха в УВМ в соответствии со сложившейся газовой ситуацией вырабатывается управляющее воздействие по одному из указанных выше методов. Обрабатывается же управляющее воздействие с помощью регуляторов расхода воздуха или вентилятора главного проветривания. В связи с этим приняты следующие основные алгоритмы управления:

алгоритм безопасного плавного регулирования вентиляции (рис. 29.7);

алгоритм безопасного оперативного регулирования вентиляции;

алгоритм расчета прогнозируемого значения приращения концентрации метана;

алгоритм расчета приращения расхода воздуха при безопасном оперативном регулировании;

алгоритм управления регулятором расхода воздуха;

алгоритм оптимального воздухораспределения в шахтной вентиляционной сети.

Функционирование алгоритма безопасного плавного регулирования вентиляции осуществляется следующим образом.

Во 2-м блоке вводятся исходные данные постоянной и условно-постоянной информации.

В 3-м блоке вычисляются промежуточные параметры.

В 4-м блоке производится обнуление индекса  $j$ .

В 5-м блоке производится обнуление индекса  $k$ .

В 6-м блоке вводится оперативная информация (текущие значения концентрации метана и скорости движения воздуха) и присваивается индекс  $k$ .

В 7-м блоке индекс  $k$  увеличивается на единицу.

В 8-м блоке осуществляется проверка равенства нулю показания датчика скорости движения воздуха.

В 9-м блоке анализируются признаки ситуации  $v_k = 0$ .

В 10-м блоке производится первичная обработка оперативной информации:

вычисляется текущее значение расхода воздуха  $Q_k$ ;

вычисляются значения приращений концентрации метана и расхода воздуха на данном такте контроля по формулам:

$$\Delta c_k = c_k - c_{уст};$$

$$\Delta Q_k = Q_k - Q_{уст};$$

сглаженное значение приращения расхода воздуха по формуле

$$\Delta Q'_k = 0,25\Delta Q_k + 0,75\Delta Q'_{k-1}.$$

В 11-м блоке проверяется соответствие сглаженного значения приращения расхода воздуха на данном такте контроля значению приращения расхода воздуха на последнем такте регулирования.

В 12-м блоке осуществляется контроль положения шторы регулятора при  $\Delta Q'_k \neq \Delta Q_i$ .

В 13-м блоке сравнивается значение приращения концентрации метана на данном такте контроля с допустимым приращением. Если  $\Delta c_k \geq \Delta c_{\text{доп}}$ , то осуществляется переход к безопасному оперативному регулированию (к 23-му оператору).

В 14-м блоке производится обнуление индекса  $j$  и параметров предыстории развития загазованности  $M_1 = M_2 = M_3 = M_4 = M_5 = 0$ .

В 15-м блоке вычисляется сглаженное значение приращения концентрации метана на данном такте контроля по формуле

$$\Delta c'_k = 0,25\Delta c_k + 0,75\Delta c'_{k-1}.$$

В 16-м блоке сравниваются результаты расчета  $\Delta c'_k$  с минимально и максимально допустимыми значениями приращений. Если

$$\Delta c'_k < (\Delta c_{\text{доп}} - c_{\text{уст}}),$$

то принимаем

$$\Delta c'_k = \Delta c_{\text{доп}} - c_{\text{уст}}.$$

Если

$$\Delta c'_k > \Delta c_{\text{доп}},$$

то принимаем

$$\Delta c'_k = \Delta c_{\text{доп}}.$$

В 16-м блоке проверяется условие равенства индекса  $k$  числу  $n$  тактов контроля на одном такте регулирования

$$t_p = nt_k,$$

где  $t_p$  — продолжительность интервала регулирования;  $t_k$  — продолжительность интервала контроля.

В 18-м блоке вычисляется расход воздуха на  $i$ -м такте регулирования при безопасном плавном управлении по формуле

$$\Delta Q_i = 18,94 (\Delta c'_k - 1,5\Delta c_{i-1} + 0,5\Delta c_{i-2}) + 1,62\Delta Q_{i-1} - \\ - 0,64\Delta Q_{i-2} + 0,02\Delta Q_{i-3}.$$

В 19-м блоке анализируются результаты расчета (сравниваются рассчитанные значения приращения расхода воздуха на участке с минимальным  $Q_{\text{min}}$  и максимальным  $Q_{\text{max}}$  расходами воздуха, обусловленными регламентированными Правилами безопасности значениями скорости движения воздуха по выработкам).

Если

$$\Delta Q_i + Q_{\text{уст}} < Q_{\text{min}},$$

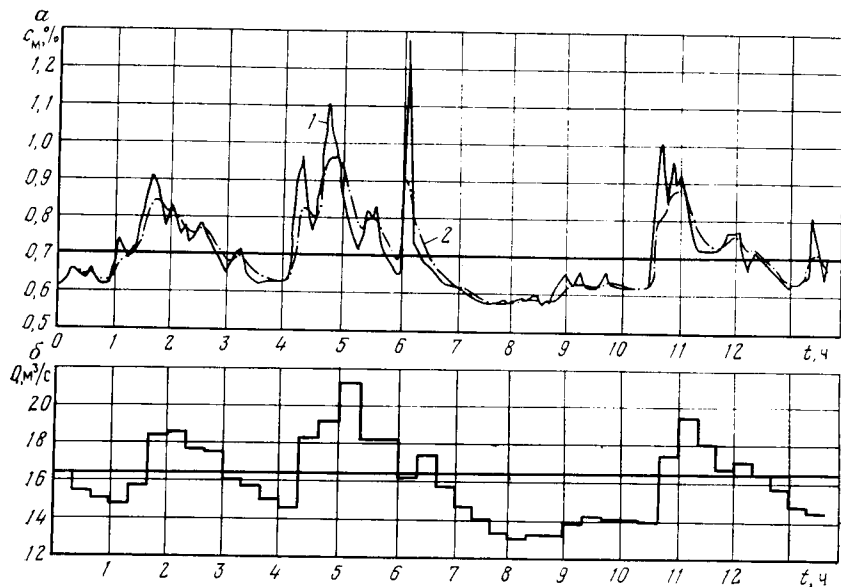


Рис. 29.8. Графики изменения концентрации метана  $c_m$  (а) и расчетного расхода воздуха  $Q$  (б) во времени  $t$  на выемочном участке

то принимаем

$$\Delta Q_i = Q_{\text{min}} - Q_{\text{уст.}}$$

Если

$$\Delta Q_i + Q_{\text{уст.}} > Q_{\text{max}},$$

то принимаем

$$\Delta Q_i = Q_{\text{max}} - Q_{\text{уст.}}$$

В 20-м блоке осуществляется выдача управляющего воздействия.

В 21-м блоке вычисляется текущее значение дебита воздуха на участке.

В 22-м блоке производится перезапись значений приращений концентраций метана и расходов воздуха, имевших место на предыдущих  $(i-1)$ -м и  $(i-2)$ -м тактах регулирования вентиляции и на  $(k-1)$ -м такте контроля.

В 23-м блоке осуществляется переход к безопасному оперативному регулированию, если

$$\Delta c_k \geq \Delta c_{\text{доп.}}$$

Расчет приращений расхода воздуха на выемочном участке, выполненный на ЭВМ по приведенному алгоритму при  $Q_{\text{уст.}} = 16,5 \text{ м}^3/\text{с}$ , показал, что динамика расхода воздуха соответствует

исходной динамике концентрации метана (рис. 29.8). Весь цикл передачи данных и расчета потребного приращения расхода воздуха осуществляется в пределах одного такта контроля ( $\leq 1$  мин).

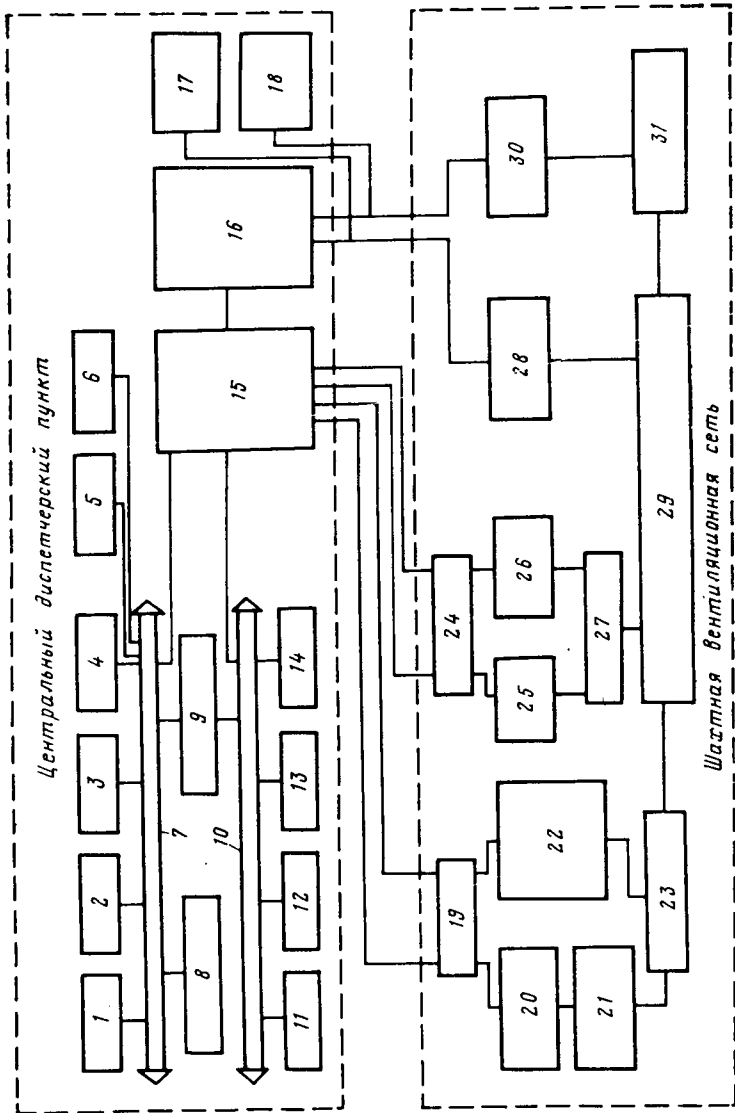
#### **29.4. Техническое обеспечение системы автоматического управления вентиляцией шахты**

Техническое обеспечение системы автоматического управления вентиляцией шахты включает технические средства для сбора, передачи и обработки информации, а также выдачи и реализации управляющих воздействий (рис. 29.9). Концентрация метана измеряется датчиком ДМТ-4, а скорость движения воздуха — датчиком ИСВ-1. Данные измерений передаются на поверхность. Таким образом, оперативно контролируется состояние параметров шахтной вентиляционной сети. Показания датчиков поступают параллельно на стойки измерительных приборов СПТ-3И и в искробезопасные согласующие устройства УИС для последующего ввода в устройства связи с объектом УКБ-200. Функция последнего заключается в выводе поступившей информации в вычислительный комплекс СМ-1420, включающий две электронно-вычислительные машины СМ-1420, замкнутые на общую шину. Вырабатываемые в ЭВМ команды на управление поступают в УКБ-200 и далее по системе телемеханики ТКУ-2 на устройства управления. В качестве основных исполнительных устройств управления используются регуляторы расхода воздуха (например, полидиафрагменного типа, рис. 29.10) и устройство регулирования электроприводом вентилятора главного проветривания.

Регулятор расхода воздуха включает опорную раму, тамбур для прохода людей, полидиафрагму, барабан со шторой, цепи привода барабана, защитные кожухи цепей, привод регулятора типа ПЗ-1, промежуточный редуктор и конечные выключатели положений шторы. Его конструкция обеспечивает поворот полидиафрагмы в сторону, противоположную открытию двери тамбура, что позволяет пропускать вагонетки. Управление приводом регулятора расхода воздуха предусмотрено ручное (от штурвала), ручное дистанционное от кнопочного поста КУВ-12 (расположенного на свежей струе) и автоматическое от ЭВМ. Привод ПЗ-1 обеспечивает отключение двигателя при перегрузке и в крайних положениях шторы. Электрооборудование, применяемое для управления регулятором, располагается на свежей струе и исходящей (вблизи регулятора). Регулятор предназначен для установки в горных выработках с поперечным сечением 7—12 м<sup>2</sup>.

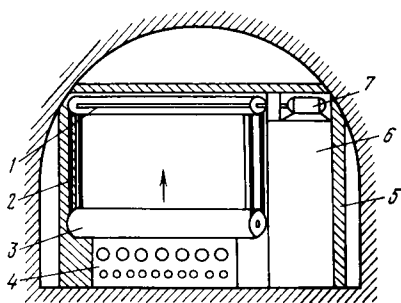
Для контроля и телемеханического управления шахтными вентиляторными установками, оборудованными одним или двумя нереверсивными вентиляторами с электродвигателями высокого и низкого напряжения, используется аппаратура, обеспечивающая:

телемеханическое и местное управление двумя главными вентиляторами;



**Рис. 29.10.** Схема регулятора расхода воздуха:

1 — барабан; 2 — защитный кожух цепей; 3 — барабан со шторой; 4 — полидиафрагма; 5 — опорная рама; 6 — дверь для прохода людей; 7 — привод регулятора ПЗ-1



телемеханическое реверсирование воздушной струи вентиляторов;

защиту электродвигателя от ненормальных режимов; нулевую защиту;

автоматический двухпредельный контроль за подачей вентиляторов и депрессией в канале;

непрерывную регистрацию подачи вентилятора, и депрессии; автоматическую световую сигнализацию при пуске вентилятора;

невозможность включения вентилятора, если не включена масляная станция при циркуляционной системе смазки.

Схема управления и контроля — телемеханическая, релейная с полярным разделением каналов связи. Линия связи — семипроводная.

Аппаратура включает пульт диспетчера ПД-63, станцию управления СУ-63, автоматический переключатель дифманометра, аппарат контроля температуры АКТФ-1. Пульт предназначен для телемеханического управления вентилятором главного проветривания и сигнализации о режимах его работы. Станция управления предназначена для приема и воспроизведения команд телеуправления, передачи сигналов и местного управления вентилятором, а также для защиты электродвигателей от различных ненормальных режимов работы. Автоматический переключатель дифманометра предназначен для подключения минусового пространства

**Рис. 29.9.** Структурная схема системы автоматического управления вентиляцией на шахте «Коммунист»:

1 — процессор СМ-2420; 2 — магнитные диски СМ-5400; 3 — магнитные ленты СМ-5300; 4 — печатающее устройство СМ-6315; 5 — дисплей оператора УВК СМ-7209; 6 — дисплей диспетчера САУП СМ-7209; 7 — общая шина ЭВМ СМ-1420; 8 — оперативная память 128 К; 9 — оперативная память 128 К; 10 — общая шина ЭВМ СМ-1420; 11 — процессор СМ-2420; 12 — магнитные диски СМ-5400; 13 — магнитные ленты СМ-5300; 14 — печатающее устройство СМ-6315; 15 — быстродействующие комбинированные устройства связи с объектом УКБ-200; 16 — согласующие искробезопасные устройства УИС; 17 — стойка измерительных приборов комплекса «Воздух»; 18 — стойка измерительных приборов комплекса «Метан»; 19 — система телемеханики ТКУ-2; 20 — устройство регулирования частоты вращения и соф электропривода ПЧД ВГП; 21 — система управления электроприводом ПЧД ВГП; 22 — датчики измерения расхода воздуха и депрессии ВГП, частоты и соф ПЧД ВГП; 23 — вентилятор главного проветривания; 24 — система телемеханики ТКУ-2; 25 — устройство управления приводом шторы РРВ; 26 — датчики промежуточных и конечных положений шторы РРВ; 27 — регуляторы расхода воздуха; 28 — датчики скорости движения воздуха ИСВ-1; 29 — воздухораспределение; 30 — датчики концентрации метана ДМТ-4; 31 — метановыделение

расходомера, измеряющего перепад давления в канале вентилятора. Аппарат АКТФ-1 предназначен для непрерывного контроля и автоматической сигнализации о перегреве подшипников вентиляторов с фиксацией места нагрева выше допустимой величины. Аппарат работает в комплексе с восемью ферритовыми датчиками температуры.

### 29.5. Экономическая эффективность автоматизации управления вентиляцией

Экономическая эффективность использования системы автоматического управления вентиляцией шахты представляет собой соотношение между получаемым результатом — количеством и качеством продукции (угля, руды) и материальными услугами, с одной стороны, и затратами труда и средств производства, с другой. Основными факторами экономической эффективности системы автоматического управления вентиляцией являются:

высокая скорость контроля, передачи и обработки информации о состоянии параметров шахтной атмосферы и выдачи команд управления;

оперативное изменение аэродинамической и газовой ситуации в выработках;

оперативный прогноз развития загазований;

исключение загазований выработок;

повышение безопасности работ по газовому фактору.

Источниками экономической эффективности системы автоматического управления вентиляцией шахты являются:

более полное использование забойного, участкового и общешахтного оборудования во времени и по мощности за счет сокращения простоев по газовому фактору и оптимизации работы оборудования;

сокращение продолжительности непроизводительной работы забоев;

более полное использование материальных и энергетических ресурсов за счет уменьшения их потерь;

уменьшение затрат труда на ручной контроль и управление вентиляционным режимом участков и шахты;

улучшение условий труда.

Основные показатели экономической эффективности автоматизации — годовая экономия от снижения себестоимости полезного ископаемого, годовой экономический эффект, коэффициент экономической эффективности, срок окупаемости затрат на создание системы автоматического управления.

Годовая экономия от снижения себестоимости полезного ископаемого (руб.) определяется по формуле

$$\mathcal{E}_r = \mathcal{E}_1 - \mathcal{Z}_3, \quad (29.8)$$

где  $\mathcal{E}_1$  — суммарная годовая экономия по всем элементам, руб.;  $\mathcal{Z}_3$  — текущие годовые затраты на эксплуатацию системы, руб.



Для условий угольной шахты основная экономия определяется приростом объема добываемого угля. Снятие ограничений по газовому фактору и увеличение машинного времени работы комбайна приведет к экономии условнопостоянных затрат, определяемой по формуле

$$Z_1 = \frac{\gamma_{ш} c_{ш} A_{ш}}{100} (\alpha_{ш} - 1), \quad (29.9)$$

где  $\gamma_{ш}$  — доля условнопостоянных затрат на обслуживание общешахтных звеньев в себестоимости 1 т угля на шахте, %;  $c_{ш}$  — себестоимость 1 т угля на шахте до ввода системы автоматического управления, руб.;  $A_{ш}$  — годовая производительность шахты в период, предшествующий внедрению системы автоматического управления, т;  $\alpha_{ш}$  — коэффициент, учитывающий увеличение производительности шахты при вводе в эксплуатацию системы автоматического управления;

$$\alpha_{ш} = \Delta T_c / T_c,$$

где  $T_c$  — продолжительность чистой работы комбайна в смену, ч;  $\Delta T_c$  — увеличение продолжительности чистой работы комбайна, ч.

Текущие годовые затраты на эксплуатацию системы определяются по формуле

$$Z_2 = Z_{з.п} + Z_{з.о} + Z_{эл} + Z_a + Z_{пр}, \quad (29.10)$$

где  $Z_{з.п}$  — затраты на основную и дополнительную заработную плату с начислениями, руб.;  $Z_{з.о}$  — затраты на содержание и эксплуатацию вводимого оборудования, руб.;  $Z_{эл}$  — затраты на электроэнергию, руб.;  $Z_a$  — затраты на амортизацию по дополнительным основным фондам, руб.;  $Z_{пр}$  — прочие текущие затраты, руб.

Пример расчета заработной платы приведен в табл. 29.1.

Таблица 29.1

Должность	Численность, чел.		Месячный заработок	Коэффициент доплат к прямой заработной плате	Число рабочих месяцев в году	Годовой фонд заработной платы, тыс. руб.
	явочная	списочная				
Начальник службы	1	1	240	1,08	12	3,1
Начальник машины	1	1	170	1,08	12	2,2
Инженер-электронщик	1	1	140	1,08	12	1,8
Инженер-программист	1	1	140	1,08	12	1,8
Электрослесарь 5-го разряда	3	4	270	1,42	12	14,6
Начисления на заработную плату (9 %)						2,1
Всего						25,6

Таблица 29.2

Основные фонды	Сумма затрат, тыс. руб.	Норма амортиза- ции, %	Годовая сумма амортизационных затрат, тыс. руб.
Горные работы	45,09	—	3,04
Строительные работы	2,39	2,6	0,06
Оборудование:			
в шахте	223,25	34,5	77,02
на дневной поверхности	206,74	22,0	45,48
Прочие затраты	63,27	25,6	16,20
Всего	541,34		141,80

Затраты на содержание и эксплуатацию оборудования исчисляются в определенном процентном отношении от его стоимости.

Затраты на электроэнергию определяются исходя из установленного дополнительного числа приемников электроэнергии, их мощности, годового фонда времени работы, коэффициентов неиспользования по мощности и времени и стоимости 1 кВт·ч электроэнергии.

Годовые амортизационные затраты по дополнительным основным фондам определяются по элементам (табл. 29.2).

Прочие текущие затраты принимаются в размере 10 % затрат, определенных прямым счетом.

Годовой экономический эффект от внедрения системы автоматического управления определяется по формуле

$$\mathcal{E}_{\text{эф}} = \mathcal{Z}_s - E_{\text{н}} K_{\text{доп}} + \mathcal{E}_r. \quad (29.11)$$

где  $E_{\text{н}}$  — нормативный коэффициент эффективности капитальных затрат;  $K_{\text{доп}}$  — дополнительные капитальные затраты на внедрение системы автоматического управления.

Срок окупаемости капитальных затрат

$$T_{\text{ок}} = K_{\text{доп}} / (\mathcal{Z}_s + \mathcal{E}_r). \quad (29.12)$$

Расчеты показывают, что для шахты средней мощности, сверхкатегорной по газу годовой экономический эффект функционирования системы составляет около 500 тыс. руб., а срок окупаемости затрат — менее 1 года.

## 30. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТ

### 30.1. Общие сведения

Решение вопросов вентиляции шахты на стадии проектирования имеет особое значение, так как ошибки при проектировании могут привести к ухудшению безопасности труда, ограничению нагрузки на забой, увеличению затрат труда и средств на реконструкцию шахты. При проектировании вентиляции шахты реша-

ются задачи выбора схем вентиляции участков и шахты, прогноза выделений вредных газов в выработки, определения расхода воздуха для вентиляции шахты, проверки сечения выработок по допустимой скорости движения воздуха, выбора калорифера для подогрева поступающего в шахту воздуха в зимнее время, проверки устойчивости движения воздуха в выработках, расчета депрессии шахты, регулирования распределения воздуха по выработкам шахты, выбора способа вентиляции шахты и вентилятора главного проветривания, расчета экономических показателей вентиляции шахты. В ряде случаев возможны дополнительные этапы проектирования (например, для сильногазовых шахт необходимо выполнить проект дегазации, для глубоких шахт — проект кондиционирования воздуха). Проектирование вентиляции осуществляется в тесной увязке с проектированием технологии добычи полезного ископаемого, что позволяет уточнять ранее рассчитанные параметры как вентиляции, так и технологии. В условиях сильногазовых и глубоких шахт фактор вентиляции может оказаться определяющим при выборе ряда технологических решений.

### **30.2. Выбор схемы вентиляции**

При выборе схемы вентиляции участков и шахт в процессе проектирования необходимо соблюдать следующие требования. Схема вентиляции должна обеспечить:

- подачу к местам потребления необходимого количества воздуха; в ряде случаев для этого может потребоваться проведение дополнительных выработок, переход от схем с последовательной вентиляцией к схемам с параллельной вентиляцией объектов;

- минимальное аэродинамическое сопротивление вентиляционной сети, при котором достигается минимальная депрессия шахты и максимальный расход воздуха;

- минимальные утечки воздуха, что возможно при надежном разделении свежих и исходящих струй (например, при фланговой схеме вентиляции), минимальном числе их пересечений и минимальном числе вентиляционных сооружений, являющихся источниками значительных утечек;

- естественное распределение воздуха, близкое к требуемому;

- вентиляцию выработок деятельными сквозными струями по возможности за счет общешахтной депрессии;

- невозможность подачи и отвода воздуха из забоев через завалы и загрязнения свежих струй вредными газами и пылью (запрещается подача свежей струи по скиповым и наклонным стволам, оборудованным конвейерами, где имеет место интенсивное пылеобразование);

- обособленную вентиляцию очистных забоев, а на сильногазовых шахтах обособленную вентиляцию мест основного газовыделения, что исключает возможность концентрации больших количеств вредных в очистных забоях и позволяет увеличить нагрузку на забои;

легкость реверсирования струи, благоприятные условия труда и возможность спасения людей при авариях, а также экономичность.

Для вентиляции выемочных участков на неглубоких и неопасных по газу угольных шахтах применяются возвратноточные схемы с отводом исходящей струи по штреку, проведенному по уголю, а на весьма газовых шахтах — схемы вентиляции с обособленным разбавлением вредностей по источникам их выделения и схемы с отводом исходящей струи из очистных забоев по средней выработке, расположенной в выработанном пространстве. Последние две схемы требуют меньших расходов воздуха для проветривания очистных забоев, что обеспечивает возможность увеличения нагрузки на них.

Центральная схема вентиляции шахты применяется при небольших размерах шахтного поля по простиранию ( $\leq 2$  км на угольных шахтах), метанообильности до  $10 \text{ м}^3/\text{т}$  и небольшой производительности ( $\leq 2000$  т/сут на угольных шахтах). Схема часто применяется на глубоких шахтах, когда проходка фланговых вентиляционных стволов требует больших затрат.

Фланговая схема вентиляции применяется на шахтах небольшой глубины. В случае невозможности поддержания единого вентиляционного горизонта (например, при разработке сближенных мощных пластов с обрушением) или при разработке удаленных друг от друга залежей применяется фланговая схема с участковыми шурфами.

На крупных шахтах с большой газообильностью или при разработке одной шахтой удаленных друг от друга залежей (при объединении нескольких шахт в одну) применяется секционная схема вентиляции. Для угольных шахт Кузнецкого, Печорского, Карагандинского, Кизеловского бассейнов и Дальнего Востока количество подаваемого в шахту воздуха, при котором возможна вентиляция шахты одной секцией; находится в пределах  $6000—12000 \text{ м}^3/\text{мин}$  (меньшее значение принимается для одного или двух пластов, а большее — для свиты пластов). На рудных шахтах секционные схемы применяются при  $100—140$  ветвях в секции и числе независимых контуров  $\leq 60$ .

### 30.3. Прогноз газообильности шахт

Метанообильность угольных шахт определяется с использованием метаносности угольных пластов либо статистическим методом. При использовании метаносности угольных пластов относительная метанообильность шахтопласта ( $\text{м}^3/\text{т}$ ) определяется по формуле

$$q_{\text{ш. п.}} = q_{\text{уч.}} + q_{\text{п. в.}} + q_{\text{ст.}}, \quad (30.1)$$

где  $q_{\text{уч.}}$ ,  $q_{\text{п. в.}}$ ,  $q_{\text{ст.}}$  — соответственно относительная метанообильность выемочных участков, подготовительных выработок и старого выработанного пространства,  $\text{м}^3/\text{т}$ .

Значения  $q_{\text{уч}}$  и  $q_{\text{п. в}}$  принимаются равными средневзвешенными величинами по всем участкам и выработкам.

Относительная метанообильность шахты определяется по формуле

$$q_{\text{ш}} = \sum_{i=1}^n (q_{\text{ш. п. } i} A_{\text{ш. п. } i}) / \sum_{i=1}^n A_{\text{ш. п. } i}, \quad (30.2)$$

где  $A_{\text{ш. п. } i}$  — добыча угля с  $i$ -го шахтопласта, т;  $n$  — число шахтопластов на шахте.

Относительная метанообильность выемочного участка определяется по формуле

$$q_{\text{уч}} = q_{\text{пл}} + \sum q_{\text{п. с}} + q_{\text{п}} \quad (30.3)$$

где  $q_{\text{пл}}$ ,  $q_{\text{п. с}}$ ,  $q_{\text{п}}$  — соответственно относительное метановыделение из разрабатываемого пласта, пласта-спутника и вмещающих пород, м<sup>3</sup>/т.

Для схем вентиляции без подсвеживания струи относительное метановыделение из разрабатываемого пласта определяется по формуле

$$q_{\text{пл}} = k_{\text{с. р}} (x - x_1) + k_{\text{к}} (x - x_{\text{ос}}), \quad (30.4)$$

где  $x$  — природная метаноносность разрабатываемого пласта, м<sup>3</sup>/т;  $x_1$  — остаточная метаноносность угля при выдаче его за пределы выемочного участка, м<sup>3</sup>/т;  $x_{\text{ос}}$  — остаточная метаноносность угля, м<sup>3</sup>/т;  $k_{\text{с. р}}$ ,  $k_{\text{к}}$  — коэффициенты, учитывающие влияние на метановыделение соответственно системы разработки и оставляемых в выработанном пространстве целиков угля.

Относительное метановыделение из пласта-спутника определяется по формуле

$$q_{\text{п. с}} = k_1 (m_{\text{п. с}}/m_{\text{в}}) (x_{\text{п. с}} - x_{\text{ос. п. с}}) [1 - (H_1/H_2)], \quad (30.5)$$

где  $k_1$  — коэффициент, учитывающий влияние на метановыделение скорости подвигания очистного забоя, системы разработки и плотности угля;  $m_{\text{п. с}}$  — суммарная мощность угольных пачек пласта-спутника, м;  $m_{\text{в}}$  — вынимаемая полезная мощность разрабатываемого пласта, м;  $x_{\text{п. с}}$ ,  $x_{\text{ос. п. с}}$  — соответственно природная и остаточная метаноносность пласта-спутника, м<sup>3</sup>/т;  $H_1$  — расстояние по нормали между разрабатываемым пластом и пластом-спутником, м;  $H_2$  — расстояние по нормали между разрабатываемым пластом и пластом-спутником, при котором газовыделение из последнего практически равно нулю, м.

Из изложенного выше следует, что метанообильность прямо пропорциональна количеству газа, выделяющемуся в выработки шахты из отбитого угля. Аналогичное влияние оказывают рассмотренные выше факторы и на газовыделение из сближенных пластов.

Относительная метанообильность (м<sup>3</sup>/т) из вмещающих пород определяется по формуле

$$q_{\text{п}} = k_2 (x - x_{\text{ос}}), \quad (30.6)$$

где  $k_2$  — коэффициент, учитывающий способ управления кровлей, скорость подвигания очистного забоя, глубину разработки и выход летучих веществ.

Относительная метанообильность подготовительных выработок определяется по формуле

$$q_{п.в} = I_{п.в} / A_{п.в}, \quad (30.7)$$

где  $I_{п.в}$  — абсолютное метановыделение в подготовительные выработки, м<sup>3</sup>/сут;  $A_{п.в}$  — добыча угля в подготовительных выработках, т/сут;

$$I_{п.в} = I_{н.п} + I_{у.з}, \quad (30.8)$$

где  $I_{н.п}$  — метановыделение из обнаженных неподвижных поверхностей, разрабатываемого пласта, м<sup>3</sup>/сут;  $I_{у.з}$  — метановыделение из отбитого угля и поверхности движущегося забоя, м<sup>3</sup>/сут.

Величина  $I_{н.п}$  зависит от числа обнаженных поверхностей в выработке, мощности пласта, скорости подвигания забоя, начального метановыделения с обнаженной поверхности угля (т. е. объема метана, выделяющегося с единицы обнаженной поверхности пласта в единицу времени в начальный момент после обнажения), длины выработки и разности  $x - x_{ос}$ .

Метановыделение из отбитого в выработку угля и с поверхности движущегося забоя определяется по формуле

$$I_{у.з} = S_{в.у} v_з \gamma (x - x_{ос}), \quad (30.9)$$

где  $S_{в.у}$  — площадь поперечного сечения выработки по углю, м<sup>2</sup>;  $v_з$  — скорость подвигания забоя, м/сут;  $\gamma$  — плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Относительная метанообильность старого выработанного пространства (м<sup>3</sup>/т) определяется по формуле

$$q_{ст} = k_3 (q_{уч} + k_4 q_{п.в}), \quad (30.10)$$

где  $k_3 = 0,1 \div 0,35$  — коэффициент, учитывающий условия примыкания вентиляционных выработок к старому выработанному пространству и наличие пластов-спутников;  $k_4 = 0,6 \div 1$  — коэффициент, учитывающий способ подготовки выемочного участка.

При использовании статистического метода прогноза относительная метанообильность выработок (м<sup>3</sup>/т)

$$q' = (H - H_{м.з}) / H_m + 2, \quad (30.11)$$

где  $H$  — глубина разработки, м;  $H_{м.з}$  — глубина границы метановой зоны (где относительная метанообильность равна 2 м<sup>3</sup>/т), м;  $H_m$  — степень метанообильности, м/(м<sup>3</sup>/т).

При известной относительной метанообильности выработок  $q'$  на глубине  $H'$  относительная метанообильность на глубине  $H''$  определяется по формуле

$$q'' = (H - H') / H_m + q'. \quad (30.12)$$

Из-за изменчивости горно-геологических условий статистиче-

ский метод рекомендуется применять при прогнозировании метанообильности на глубину 100—200 м.

Углекислотообильность угольных шахт определяется по эмпирическим формулам, связывающим углекислотообильность с производительностью шахты (очистного или подготовительного забоя), газоносностью угольных пластов, мощностью пласта, площадью его обнаженной поверхности, скоростью подвигания забоя, показателем химической активности угля, продолжительностью существования выработок и их длиной. Единый метод прогноза выделения углекислого газа в выработки на угольных шахтах не разработан.

Углекислотообильность угольной шахты можно определять либо сразу для всей шахты, либо по углекислотообильности ее отдельных выработок.

Абсолютное выделение углекислого газа ( $\text{м}^3/\text{сут}$ ) на угольных шахтах определяется по формулам:

для шахт Подмосковского бассейна

$$I_{\text{ш}} = 1600 + 2,85A_{\text{ш}}; \quad (30.13)$$

для шахт Восточного Донбасса

$$I_{\text{ш}} = 0,65x A_{\text{ш}}, \quad (30.14)$$

где  $A_{\text{ш}}$  — суточная добыча шахты, т/сут;  $x$  — углекислотноносность пласта,  $\text{м}^3/\text{т}$ .

Формулы для определения выделения углекислого газа в отдельные выработки на угольных шахтах приведены в работе [17].

В ряде случаев прогноз газовыделения на шахте совмещается с расчетом количества воздуха для вентиляции. В этом случае в формулы для расчета количества воздуха включаются параметры, определяющие газовыделение. Например, производится расчет количества воздуха по фактору газов, образующихся при ведении взрывных работ.

#### 30.4. Максимально допустимая нагрузка на лаву по фактору газовыделения на угольных шахтах

Расчет количества воздуха для вентиляции угольной шахты производится по нагрузке на лаву и производительности выемочной машины. В случае значительного метановыделения возникает необходимость определения максимально возможной нагрузки на лаву и производительности выемочной машины по газовому фактору. Максимально допустимая нагрузка на лаву (т/сут) по газовому фактору в случае прогноза газообильности по газоносности пласта определяется по формуле

$$A_{\text{л max}} = j_{\text{max}} T_{\text{м}}, \quad (30.15)$$

где  $j_{\text{max}}$  — максимально допустимая производительность выемочной машины по газовому фактору, т/мин;  $T_{\text{м}}$  — продолжительность работы машины на добыче угля в течение суток, мин.

В случае прогноза газообильности статистическим методом максимально допустимая нагрузка на лаву определяется по формуле

$$A_{л \max} = 864v_{в \max} S_{л} c_{д} / k_{п} q_{л}, \quad (30.16)$$

где  $v_{в \max}$  — максимально допустимая скорость движения воздуха в лаве, м/с;  $S_{л}$  — площадь поперечного сечения лавы, м<sup>2</sup>;  $c_{д}$  — максимальная допустимая концентрация метана в исходящей струе, %;  $k_{п}$  — коэффициент, учитывающий неравномерность газовой выделенности;  $q_{л}$  — относительная газообильность лавы, м<sup>3</sup>/т.

Максимально допустимая производительность (т/мин) выемочной машины по газовому фактору зависит от коэффициента машинного времени  $k_{м}$ . При  $k_{м} > 0,5$  она определяется по формуле

$$j_{\max} = 0,6v_{в \max} S_{л} c_{д} / k_{пл} q_{л}, \quad (30.17)$$

где  $k_{пл}$  — коэффициент, учитывающий газовой выделение в лаву из разрабатываемого пласта.

Из формулы (30.17) следует, что количество газа, выделяющееся при работе машины, не должно быть больше того количества газа, которое может выноситься из лавы при максимально допустимой скорости движения воздуха в лаве и максимально допустимой концентрации газа.

### 30.5. Определение расхода воздуха для вентиляции шахты

Определение расхода воздуха для вентиляции шахты — один из наиболее важных этапов проектирования вентиляции. Подаваемый в шахту воздух предназначен для создания здоровых и безопасных условий труда путем обеспечения содержания в воздухе необходимого количества кислорода, допустимого количества ядовитых и взрывчатых газов и пыли, необходимой температуры воздуха.

Расход воздуха можно рассчитывать для шахты в целом и для каждого забоя (места потребления) в отдельности, т. е. позабойным методом. Определенные позабойным методом расходы воздуха суммируются для всей шахты. Позабойный метод расчета позволяет полнее учесть особенности каждой шахты.

Расход воздуха рассчитывается по потреблению кислорода, по метановыделению, по выделению углекислого газа, по газам, выделяющимся при взрывных работах, по выделению пыли. Для глубоких шахт необходимый расход воздуха проверяется по тепловому фактору.

Расход воздуха по фактору потребления кислорода определяется умножением нормативного расхода воздуха, обеспечивающего нормальную жизнедеятельность человека, на максимальное число людей, одновременно находящихся в шахте. Этот метод расчета является ориентировочным. В большинстве случаев расход воздуха, рассчитанный по фактору потребления кислорода, получа-



ется обычно меньшим, чем рассчитанный по другим факторам.

При расчете расхода воздуха по фактору выделения ядовитых и взрывчатых газов устанавливаются места их выделения, а затем для каждого места определяется максимальное количество газа, которое может выделиться в выработку. Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для вентиляции каждого места выделения газов определяется по формуле

$$Q = kI_{\text{max}}, \quad (30.18)$$

где  $k$  — коэффициент разбавления, зависящий от требуемой концентрации газа в воздухе;  $I_{\text{max}}$  — максимальное количество газа, выделяющееся на объекте,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

Применение динамического метода расчета расхода воздуха по фактору выделения газов при взрыве ВВ позволяет учитывать динамику уменьшения концентрации газов во времени.

Расход воздуха для шахты в целом равен сумме расходов для вентиляции отдельных объектов. Для такого расчета необходимо знать величину газовыделения в отдельные выработки, т. е. газовый баланс шахты.

Расход воздуха по фактору выделения пыли определяется по формуле

$$Q = v_{\text{в. опт}} S_{\text{в}}, \quad (30.19)$$

где  $v_{\text{в. опт}}$  — оптимальная скорость движения воздуха,  $\text{м}/\text{с}$ ;  $S_{\text{в}}$  — площадь поперечного сечения выработки,  $\text{м}^2$ .

С учетом утечек расход воздуха для шахты в целом определяется по формулам:

$$\begin{aligned} Q &= Q_0 + Q_{\text{ут}}; \\ Q &= Q_0 k_{\text{ут}}, \end{aligned} \quad (30.20)$$

где  $Q_0$  — основной расход воздуха для вентиляции шахты,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;  $Q_{\text{ут}}$  — утечки воздуха,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;  $k_{\text{ут}}$  — коэффициент, учитывающий утечки воздуха.

Так как часть утечек воздуха может участвовать в разбавлении газа, то

$$Q = Q_0 + (1 - n_{\text{у}}) Q_{\text{ут}}, \quad (30.21)$$

где  $n_{\text{у}}$  — доля утечек воздуха, участвующая в разбавлении газа. ✓

Методы расчета расхода воздуха для угольных и рудных шахт имеют существенное различие, определяемое спецификой технологии. При проектировании вентиляции шахты расход воздуха, как правило, приходится рассчитывать по нескольким факторам (по метановыделению, по выделению пыли). В результате получается несколько значений расхода воздуха. Чтобы определить окончательный расход воздуха для вентиляции шахты, необходимо оценить определяющие его факторы с точки зрения их однородности. Допустим, что определяющими факторами являются потребление кислорода и пылевыведение. С санитарно-гигиенической точки зрения влияние таких факторов, как уменьшение содержания кислорода и повышение содержания пыли, неоднородно (первый из этих факторов вызывает кислородное голодание,

а второй — заболевание пневмокониоз). Поэтому для дальнейшего расчета вентиляции принимается больший расход воздуха из рассчитанных по этим двум неоднородным факторам. При одновременном содержании в воздухе окиси углерода и окислов азота их действие на организм человека усиливается, т. е. по действию на человека эти факторы однородны (один объем окислов азота в пересчете на двуокись азота эквивалентен по токсичности 6,5 объемам окиси углерода). В этом случае расход воздуха, рассчитанный по каждому из однородных факторов, должен суммироваться. Тем самым обеспечивается суммарное содержание однородных примесей в воздухе в допустимых пределах. Содержащиеся в воздухе примеси могут быть однородны с точки зрения взрывчатости (например, метан и водород). Поэтому, если в воздухе содержатся однородные и неоднородные примеси, расход воздуха рассчитывается по каждой из них, расходы воздуха, определенные по однородным примесям, суммируются и для окончательного расчета принимается наибольший из них. Возможно также суммирование абсолютных значений этих примесей. По каждому полученному таким образом суммарному значению определяется расход воздуха. Для дальнейших расчетов принимается максимальное значение расхода воздуха. Если выделяющиеся при взрыве ВВ газы рассматривать как условную окись углерода, то все факторы, по которым определяется расход воздуха для вентиляции шахты, являются неоднородными. Поэтому расход воздуха определяется по каждому из этих факторов и для дальнейших расчетов принимается максимальный из них.

*Расход воздуха при проектировании угольных шахт* рассчитывается в соответствии с работами [14; 17]. В случае расчета расхода воздуха для действующих угольных шахт\* используется не расчетное, а фактически выделяющееся количество газа, определяемое замерами в шахте.

При расчете вентиляции на стадии проектирования шахты сначала определяется расход воздуха для проветривания очистных забоев, выемочных участков и подготовительных выработок, а затем — расход воздуха для обособленной вентиляции камер и компенсации утечек. Сумма этих расходов воздуха с учетом некоторого резерва определяет дебит вентилятора главного проветривания. Расчет расхода воздуха для проветривания подготовительных выработок приведен в разделе 23.

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для вентиляции лавы по фактору постоянного выделения метана и углекислого газа определяется по формуле

$$Q = 100I_{\text{л}}/(c_{\text{д}} - c_{\text{п}}), \quad (30.22)$$

где  $I_{\text{л}}$  — газовыделение в лаву,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;  $c_{\text{д}}$  — максимально допустимая концентрация газа в исходящей из очистного забоя струе,

---

\* Инструкция по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт. М., Недра, 1975.

%;  $c_n$  — концентрация газа в поступающей в очистной забой струе, %.

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) по фактору выделения газов при ведении взрывных работ определяется по формулам: для лавы

$$Q = (34/T) \sqrt{BV}; \quad (30.23)$$

для камеры

$$Q = (11/k_T T) \sqrt[3]{BV^2}, \quad (30.24)$$

где  $T$  — продолжительность проветривания, мин;  $B$  — количество одновременно взрываемого ВВ, кг;  $V$  — максимальный проветриваемый объем выработки,  $\text{м}^3$ ;  $k_T$  — коэффициент турбулентной диффузии свободной струе в камере.

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) по фактору максимального числа людей, одновременно работающих в забое, определяется по формуле

$$Q = 6n_n, \quad (30.25)$$

где  $n_n$  — максимальное число людей, одновременно работающих в забое; 6 — норма расхода воздуха на одного человека,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) по фактору выделения пыли определяется по формуле

$$Q = 60v_{в. \text{ опт}} S_n, \quad (30.26)$$

где  $v_{в. \text{ опт}}$  — оптимальная скорость движения воздуха в выработке по фактору выделения пыли, м/с.

Расход воздуха по фактору пылевыведения определяется в том случае, если скорость движения воздуха, рассчитанная по газовыведению или температуре, меньше оптимальной скорости по пылевыведению.

Расход воздуха для вентиляции резервных забоев принимается равным половине расхода воздуха для действующих забоев.

Расход воздуха для вентиляции выемочного участка по фактору постоянного газовыведения определяется по формулам:

$$Q_{\text{уч}} = Qk_{у. в. п} + Q_d \quad \text{при} \quad k_{у. в. п} \geq I_{\text{уч}}/I_{в}; \quad (30.27)$$

$$Q_{\text{уч}} = Q(I_{у}/I_{в}) \quad \text{при} \quad k_{у. в. п} < I_{\text{уч}}/I_{в}, \quad (30.28)$$

где  $k_{у. в. п} = 1,1 \div 1,85$  — коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выбранное пространство и зависящий от способа управления кровлей, схемы вентиляции и пород кровли;  $I_{\text{уч}}$ ,  $I_{в}$  — абсолютное газовыведение соответственно на выемочном участке и в очистной выработке,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;  $Q_d$  — расход воздуха в дополнительной выработке для обособленного разбавления метана, выделяющегося из выработанного пространства лавы и транспортируемого угля,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

Формула (30.27) используется в том случае, когда утечки воздуха через выработанное пространство разбавляют выделяющийся там газ до концентрации, ниже допустимой. В случае выноса газа

**Из** выработанного пространства с концентрацией, выше допустимой, для его разбавления до нормы на участок надо подать дополнительное количество воздуха, большее, чем утечки через выработанное пространство, в этом случае используется формула (30.28). Если это невозможно, то необходимо уменьшить газыделение на участке.

Величина  $Q_d$  рассчитывается только для схем вентиляции, предусматривающих обособленное разбавление метана по источникам его выделения, по формулам:

по фактору максимального числа людей

$$Q_y = 6n_{\text{л}}k_{y. \text{ в. п.}}; \quad (30.29)$$

по фактору газыделения при ведении взрывных работ

$$Q_y = Q_{\text{max}}k_{y. \text{ в. п.}}, \quad (30.30)$$

Где  $Q_{\text{max}}$  — максимальный расход воздуха для разбавления газов, выделяющихся при ведении взрывных работ,  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

Для дальнейших расчетов принимается максимальный расход воздуха из рассчитанных по этим факторам.

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для вентиляции склада ВМ определяется по формуле (исходя из четырехкратного обмена воздуха в объеме склада в течение 1 ч)

$$Q = 0,07V_c, \quad (30.31)$$

где  $V_c$  — объем склада ВМ,  $\text{м}^3$ .

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для вентиляции камер с трансформаторным и другим оборудованием определяется по формуле (исходя из условия, чтобы температура воздуха на выходе из камеры не превышала  $26^\circ\text{C}$ )

$$Q = 50 \sum_{i=1}^{m_y} N_i (1 - \eta_i) k_{z i} / (26 - t_{\text{в}}), \quad (30.32)$$

Где  $m_y$  — число одновременно работающих электроустановок в камере;  $N_i$  — мощность  $i$ -й установки, кВт;  $\eta_i$  — к. п. д.  $i$ -й установки;  $k_{z i}$  — коэффициент загрузки  $i$ -й установки в течение суток;  $t_{\text{в}}$  — температура поступающего в камеру воздуха в наиболее теплый месяц,  $^\circ\text{C}$ .

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для вентиляции камер, предназначенных для зарядки аккумуляторов электровозов, определяется по формуле (исходя из условия разбавления выделяющегося при зарядке водорода)

$$Q = 30k_a n_a, \quad (30.33)$$

где  $k_a$  — коэффициент, учитывающий тип применяемых аккумуляторных электровозов;  $n_a$  — число одновременно заряжаемых аккумуляторных батарей.

Утечки воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) в шахте определяются по формуле

$$Q_{\text{ут. ш}} = \Sigma Q_{\text{ут. в. у}} + \Sigma Q_{\text{ут. п. в}} + \Sigma Q_{\text{ут. о. д}}, \quad (30.34)$$

где  $\Sigma Q_{\text{ут. уч.}}$ ,  $\Sigma Q_{\text{ут. п. в.}}$ ,  $\Sigma Q_{\text{ут. о. д}}$  — соответственно утечки воздуха на вентиляционных участках, в параллельных выработках и околоствольном дворе, м<sup>3</sup>/мин.

Расчет каждого вида утечек производится в соответствии с нормами утечек [17].

Расход воздуха (м<sup>3</sup>/мин) для вентиляции шахты в целом определяется по формуле

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 (k_A \Sigma Q_{\text{уч}} + \Sigma Q_{\text{п. в}} + \Sigma Q_{\text{о. в}} + \Sigma Q_{\text{п. л}} + \Sigma Q_{\text{к}} + Q_{\text{ут}}), \quad (30.35)$$

где 1,1 — коэффициент, учитывающий неточность распределения воздуха по выработкам;  $k_A$  — коэффициент, учитывающий возможность увеличения нагрузки на очистные забои;  $\Sigma Q_{\text{уч}}$ ,  $\Sigma Q_{\text{п. в.}}$ ,  $\Sigma Q_{\text{о. в.}}$ ,  $\Sigma Q_{\text{п. л.}}$ ,  $\Sigma Q_{\text{к}}$ ,  $\Sigma Q_{\text{ут}}$  — расход воздуха соответственно для вентиляции выемочных участков, подготовительных выработок, обособленно проветриваемых выработок, погашаемых лав, камер и на внутришахтные утечки, м<sup>3</sup>/мин.

Рассчитанный по формуле (30.35) расход воздуха должен удовлетворять условию

$$1,1 (k_n \Sigma Q_{\text{уч}} + \Sigma Q_{\text{п. в}} + \Sigma Q_{\text{о. в}} + \Sigma Q_{\text{п. л}} + \Sigma Q_{\text{к}} + \Sigma Q_{\text{ут}}) \geq \\ \geq k_p (\Sigma I_{\text{уч}} + \Sigma I_{\text{п. в}} + \Sigma I_{\text{в. п}} + \Sigma I_{\text{о. в}}), \quad (30.36)$$

где  $\Sigma I_{\text{уч}}$ ,  $\Sigma I_{\text{п. в.}}$ ,  $\Sigma I_{\text{в. п.}}$ ,  $\Sigma I_{\text{о. в.}}$  — абсолютное газовыделение (с учетом неравномерности) соответственно на выемочных участках, в подготовительных выработках, из старого выработанного пространства ранее отработанных этажей, обособленно проветриваемых выработок, м<sup>3</sup>/мин;  $k_p$  — коэффициент, учитывающий требуемую степень разбавления метана в исходящей струе шахты ( $k_p = 1,33$  при разбавлении метана до концентрации 0,75 %).

Дебит вентилятора главного проветривания

$$Q_{\text{в}} = k_{\text{ут. в}} Q_{\text{ш}}, \quad (30.37)$$

где  $k_{\text{ут. в}}$  — коэффициент, учитывающий внешние утечки воздуха (при расположении вентилятора на стволах (или шурфах) без подъема, кельевых, скиповых и на шурфах, используемых для спуска материалов, он равен соответственно 1,1; 1,2; 1,25; 1,3).

Расход воздуха для вентиляции рудных и угольных шахт рассчитывается по тем же факторам, что и для угольных шахт и по фактору газовыделения от двигателей внутреннего сгорания.

Расход воздуха (м<sup>3</sup>/мин) для вентиляции шахты в целом по фактору максимального числа людей, одновременно находящихся в шахте, определяется по формуле

$$Q_{\text{ш}} = 6n A_{\text{ш}} k_3, \quad (30.38)$$

где  $k_3 = 1,3 \div 1,65$  — коэффициент запаса, зависящий от способа вентиляции.

Расход воздуха (м<sup>3</sup>/мин) по фактору выделения взрывчатых газов (метана, водорода) определяется по формулам:

для шахт I—III категорий

$$Q_{\text{ш}} = Q_{\text{н}} A_{\text{ш}} k_3, \quad (30.39)$$

для сверхкатегорных шахт

$$Q_{\text{ш}} = q_{\text{ш}} A_{\text{ш}} k_3 / (14,4 c_d), \quad (30.40)$$

где  $Q_{\text{ш}}$  — нормативное количество воздуха на 1 м<sup>3</sup> горной массы, м<sup>3</sup>/мин;  $A_{\text{ш}}$  — суточная производительность шахты, м<sup>3</sup>  $q_{\text{ш}}$  — относительная газообильность шахты, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>;  $c_d$  — максимально допустимая концентрация газа в общей исходящей струе шахты, %.

Нормативное количество воздуха характеризуется следующими данными.

Категория шахт по газу . . . . .	I	II	III	сверхкатегорные
Нормативный расход воздуха на 1 м <sup>3</sup> горной массы, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	1,4	1,75	2,1	≥ 2,1*

\* Количество воздуха должно быть таким, чтобы содержание горючих газов (метана, водорода) в общей исходящей струе шахты не превышало 0,75 %, но не менее 2,1 м<sup>3</sup>/(мин·м<sup>3</sup>).

Расход воздуха (м<sup>3</sup>/мин) по фактору расхода ВВ определяется по формулам:

для вентиляции шахты в целом

$$Q_{\text{ш}} = 100 I_{\text{в. в}} B k_3 / (T c_d), \quad (30.41)$$

для вентиляции штрекообразных очистных забоев

$$Q = (24/T) \sqrt{B S_{\text{в}} l_{\text{в}}}, \quad (30.42)$$

для вентиляции сквозных очистных забоев камерного типа

$$Q = 2,3 (V_{\text{к}}/k_{\text{T}} T) \lg (100 I_{\text{в. в}} B / c_d V_{\text{к}}), \quad (30.43)$$

где  $I_{\text{в. в}}$  — газовость ВВ, м<sup>3</sup>/кг;  $B$  — количество одновременно взрываемого ВВ, кг;  $T$  — продолжительность проветривания выработки после взрыва, мин;  $S_{\text{в}}$  — площадь поперечного сечения очистной выработки, м<sup>2</sup>;  $l_{\text{в}}$  — длина рабочего пространства очистной выработки, м;  $V_{\text{к}}$  — объем камеры, м<sup>3</sup>;  $k_{\text{T}}$  — коэффициент турбулентной диффузии свободной струи воздуха, проветривающей камеру.

Для вентиляции шахты после массового взрыва требуется подавать значительно большее количество воздуха, чем в обычных условиях. В результате возникает необходимость в усиленном и нормальном режимах вентиляции. Различие между ними в значительной степени определяется продолжительностью проветривания шахты после массового взрыва. При значительной продолжительности проветривания и производства взрыва в предвыходной день шахта может быть очищена от газов при нормальном режиме вентиляции, т. е. необходимость в усиленном режиме отпадает. Расход воздуха (м<sup>3</sup>/мин) для вентиляции блока при усиленном и нормальном режимах определяется по формуле

$$Q = (a/T) \sqrt{B V_3}, \quad (30.44)$$

где  $a$  — коэффициент, учитывающий особенности системы разработки (при нормальном режиме  $a = 40,3$ ; при усиленном режиме  $a = 40,3 \div 50$ );  $V_3$  — объем загазованных выработок, м<sup>3</sup>.

Величина  $B$  при усиленном режиме вентиляции принимается в 6—8 раз меньше по сравнению с нормальным режимом, так как не все образующиеся при взрыве газы выделяются в выработку в течение усиленного режима вентиляции (значительная их часть остается во взорванной массе). При расчете расхода воздуха для нормального режима вентиляции величина  $B$  равна сумме расхода ВВ на вторичное дробление и некоторого условного расхода ВВ, от взрыва которого выделилось бы столько же газов ВВ, сколько их выделяется при выпуске руды (при выпуске руды выделяется газ, оставшийся в отбитой горной массе после взрыва ВВ).

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для проветривания шахты в целом по фактору газовыделения при производстве взрывных работ можно определить по формуле С. И. Луговского

$$Q_{\text{ш}} = \left( \sum_{i=1}^{n_c} \sigma N_{\delta i} Q_{\delta i} + \sum_{i=1}^{n_c} M_{\delta i} Q_{\text{ш}} + \sum_{i=1}^{m_{\text{к.п}}} P_{\text{в} i} Q_{\text{к} i} \right) k_3, \quad (30.45)$$

где  $n_c$  — число применяемых на шахте систем разработки;  $\sigma$  — коэффициент, учитывающий одновременность взрывания руды в блоках;  $N_{\delta i}$  — число блоков, в которых одновременно ведется очистная выемка при  $i$ -й системе разработки;  $Q_{\delta i}$  — расход воздуха для вентиляции блока при  $i$ -й системе разработки и полном развитии в нем очистных работ;  $M_{\delta i}$  — число блоков, находящихся в одновременной нарезке при  $i$ -й системе разработки;  $Q_{\text{н.} i}$  — расход воздуха для вентиляции нарезных выработок в блоке при  $i$ -й системе разработки и нормальном развитии работ;  $m_{\text{к.п}}$  — число групп капитальных и подготовительных выработок, в пределах которых расход воздуха для вентиляции выработки постоянный;  $P_{\text{в} i}$  — число одновременно проводимых капитальных и подготовительных выработок  $i$ -й группы;  $Q_{\text{к} i}$  — расход воздуха для вентиляции капитальной или подготовительной выработки (см. раздел 23),  $\text{м}^3/\text{мин}$ .

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{с}$ ) для вентиляции шахты в целом по фактору пылевыведения определяется по формуле

$$Q_{\text{ш}} = 195 A_{\text{ш}}, \quad (30.46)$$

где  $A_{\text{ш}}$  — годовая производительность шахты, тыс. т.

При  $A_{\text{ш}} \leq 900$  тыс. т расход воздуха определяется по формуле

$$Q_{\text{ш}} = 90 + 46,5 A_{\text{ш}}. \quad (30.47)$$

При  $A_{\text{ш}} > 900$  тыс. т расход воздуха определяется по формуле

$$Q_{\text{ш}} = Q_{\text{н}} A_{\text{ш}} k_3, \quad (30.48)$$

где  $Q_{\text{н}}$  — нормативный расход воздуха на 1 т руды,  $\text{м}^3/\text{мин}$  (табл. 30.1).

Расход воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) для проветривания шахты в целом по фактору непрерывного пылевыведения определяется позабойным методом по формуле С. И. Луговского

$$Q_{\text{ш}} = \left[ \sum_{i=1}^{n_c} N_{\delta i} (S_i u_1 + S'_i u_2) + \left( \sum_{i=1}^{n_c} M_{\delta i} S_i'' + \sum_{i=1}^{m_{\text{к.п}}} P_{\text{в} i} S_i''' \right) u_2 \right] k_3, \quad (30.49)$$

Таблица 30.1

Категории шахт по пыли	Крупность пыли, мкм	Количество пыли, мг/т	Норма расхода воздуха на 1 т руды, м <sup>3</sup> /мин
I	≤5	1 000	0,4
II	5—10	1 000—5 000	0,4—2
III	5—10	5 000—20 000	2—8
Сверхкатегорные	5—10	Более 20 000	Более 8

где  $S_i$  — суммарная площадь поперечных сечений выработок горизонта грохочения или скреперования в очистном блоке при  $i$ -й системе разработки, м<sup>2</sup>;  $S_i'$  — суммарная площадь поперечных сечений параллельно и диагонально соединенных остальных выработок в очистном блоке при  $i$ -й системе разработки, м<sup>2</sup>;  $S_i''$  — суммарная площадь поперечных сечений тупиковых нарезных выработок, самостоятельно проветриваемых в подготавливаемом блоке при  $i$ -й системе разработки, м<sup>2</sup>;  $S_i'''$  — площадь поперечного сечения тупиковой капитальной или подготовительной выработки  $i$ -й группы, м<sup>2</sup>;  $u_1$  — оптимальная скорость движения воздуха по пылевому фактору в выработках горизонта грохочения или скреперования, м/с;  $u_2$  — то же, в остальных выработках, м/с.

Расход воздуха (м<sup>3</sup>/мин) для проветривания отдельной выработки по фактору непрерывного пылевыделения определяется по формуле

$$Q = I_{\max} / [k_{\text{пер}} (n_d - n_n)], \quad (30.50)$$

где  $I_{\max}$  — максимальная интенсивность пылевыделения в выработку, мг/мин;  $k_{\text{пер}}$  — коэффициент перемешивания пыли в воздухе;  $n_d$  — максимально допустимая концентрация пыли в воздухе, мг/м<sup>3</sup>;  $n_n$  — концентрация пыли в поступающей струе воздуха, мг/м<sup>3</sup>.

При периодических мгновенных пылевыделениях в выработку процесс вентиляции носит нестационарный характер. В этом случае расход воздуха для вентиляции отдельной выработки определяется по формуле

$$Q = (V_n / k_{\text{пер}} T) \ln [(n_n - n_n) / (n_d - n_n)], \quad (30.51)$$

где  $V_n$  — объем запыленной части выработки, м<sup>3</sup>;  $T$  — продолжительность проветривания выработки после поступления в нее пыли, мин;  $n_n$  — начальная концентрация пыли в воздухе, мг/м<sup>3</sup>.

Расход воздуха для вентиляции забоев, блоков и шахты в целом по фактору непрерывного газовыделения определяется по формуле (30.22) с учетом коэффициента запаса.

Расход воздуха (м<sup>3</sup>/мин) по фактору газовыделения одной машиной с двигателем внутреннего сгорания определяется по формуле (метод МГИ)

$$Q = 100a_1 \sum_{i=1}^{n_k} (I_i / c_d i) \pm v_m S_b, \quad (30.52)$$



где  $a_1$  — коэффициент, учитывающий диффузионное рассеивание выхлопных газов;  $n_k$  — число вредных компонентов в выхлопных газах;  $I_i$  — максимальное выделение  $i$ -го вредного компонента выхлопных газов, м<sup>3</sup>/мин;  $c_{дi}$  — максимально допустимая концентрация  $i$ -го вредного компонента в воздухе, ‰;  $v_m$  — средняя скорость движения машины по выработке, м/мин;  $S_b$  — среднее сечение выработки по пути движения машины, м<sup>2</sup>.

Выхлопные газы испытывают диффузионное и статическое рассеивание в том объеме выработки, в котором движется машина. При попутном движении машины и воздуха и скорости движения машины, меньшей, чем скорость движения воздуха в выработке, второе слагаемое в формуле (30.52) берется со знаком плюс, а при встречном движении машины и воздуха — со знаком минус.

Расход воздуха (м<sup>3</sup>/мин) для разбавления отдельных компонентов выхлопных газов определяется по формуле

$$Q = k_{в.г} I_{д.п} \sum_{i=1}^{n_k} (c_i / c_{д.и}), \quad (30.53)$$

где  $k_{в.г}$  — коэффициент, учитывающий неравномерность распределения выхлопных газов в поперечном сечении выработки;  $I_{д.п}$  — газовыделение при работе машины на дневной поверхности, м<sup>3</sup>/мин;  $c_i$  — концентрация  $i$ -го вредного компонента в выхлопных газах, ‰.

Формула (30.53) не учитывает в достаточной степени рассеивание выхлопных газов.

Расход воздуха (м<sup>3</sup>/мин) для вентиляции отдельной выработки по фактору выхлопных газов ориентировочно определяется по формуле

$$Q = b_m N_d, \quad (30.54)$$

где  $N_d$  — суммарная номинальная мощность всех двигателей, работающих в выработке, кВт;  $b_m = (7 \div 8)$  — нормативный расход воздуха на 1 кВт номинальной мощности двигателя, м<sup>3</sup>/мин.

Для определения расхода воздуха по фактору выхлопных газов ЛГИ рекомендуются следующие формулы:

для вентиляции сквозной выработки

$$Q = I_{д.п} k_{кр} \sqrt{M_1}; \quad (30.55)$$

для вентиляции тупиковой выработки

$$Q = I_{д.п} k_{кр} (\sqrt{M_1} + k_{н.в} M_2), \quad (30.56)$$

где  $k_{кр}$  — коэффициент, учитывающий кратность разбавления выхлопных газов;  $M_1$  — число движущихся машин;  $M_2$  — число машин, неподвижно работающих в призабойном пространстве.

Дебит вентилятора главного проветривания для рудных и нерудных шахт определяется по формуле (30.37).

Применяемые методы расчета расхода воздуха для вентиляции калийных и марганцевых шахт учитывают специфику разработки этих месторождений и изложены в специальных работах.

### 30.6. Распределение воздуха по выработкам и проверка сечения выработок по допустимой скорости движения воздуха

Для определения фактической скорости движения воздуха в выработках и депрессий выработок, а также для правильного регулирования распределения воздуха между местами его потребления необходимо знать расход воздуха в каждой выработке вентиляционной сети. При позабойном методе расчета расхода воздуха эта задача упрощается, так как расход воздуха для очистных и подготовительных выработок, выемочных участков, камер, а также утечки воздуха определяются в процессе расчета общешахтного расхода воздуха. Так, расход воздуха в выработках, обслуживающих крыло или пласт, равен сумме расходов воздуха на всех выемочных участках, в подготовительных выработках и камерах данного крыла или пласта. В случае использования общешахтного метода расчета полученный расход воздуха для вентиляции шахты в целом необходимо затем распределить по выработкам пропорционально потребностям воздуха. Так как потребность в воздухе зависит от выделения тех или иных вредностей, то распределять воздух необходимо пропорционально выделению тех вредностей, по которым рассчитывался расход воздуха, т. е. пропорционально фактическому газовыделению, пылепоступлению или пропорционально числу одновременно работающих людей. В связи с тем, что на этапе проектирования вентиляции шахты установить распределение вредностей по выработкам часто не представляется возможным, общешахтный расход воздуха распределяется по сети выработок пропорционально добыче полезного ископаемого в забоях, на участках, блоках и др. Однако необходимая точность распределения воздуха при этом может быть достигнута лишь тогда, когда на всех объектах имеет место примерно одинаковое соотношение между числом очистных забоев, подготовительных выработок, камер и утечками воздуха. В любом случае запас расхода воздуха должен также распределяться по выработкам, уменьшаясь от стволов к забоям.

После распределения воздуха по выработкам проверяется их поперечное сечение по допустимой скорости движения воздуха с целью уточнения ранее принятых значений поперечного сечения и рассчитанных значений расхода воздуха. Проверка сечения выработок производится в следующем порядке. Сначала для каждой выработки определяется скорость движения воздуха по формуле

$$v_b = Q/\varphi S_b, \quad (30.57)$$

где  $Q$  — расход воздуха в выработке,  $m^3/\text{мин}$ ;  $\varphi$  — коэффициент, учитывающий загромождение сечения выработки крепью, транспортными средствами и др. (для стволов и лав с индивидуальной крепью  $\varphi = 0,90 \div 0,95$ ; для механизированных крепей ориентировочно  $\varphi = 0,8$ );  $S_b$  — площадь поперечного сечения выработки,  $m^2$ .

Полученное значение скорости движения воздуха должно удовлетворять условию

$$v_{в \text{ min}} \leq v_{в} \leq v_{в \text{ max}}, \quad (30.58)$$

где  $v_{в \text{ min}}$ ,  $v_{в \text{ max}}$  — соответственно минимально и максимально допустимая скорость движения воздуха в данной выработке, м/с.

При  $v_{в} > v_{в \text{ max}}$  необходимо увеличить сечение выработки или предусмотреть вторую параллельную выработку. При  $v_{в} < v_{в \text{ min}}$  необходимо увеличить расход воздуха до значения, при котором  $v_{в} \geq v_{в \text{ min}}$ .

### 30.7. Проверка устойчивости движения воздуха в выработках

Вентиляционные сети шахт представляют собой сложные диагональные соединения, аэродинамическое сопротивление которых в процессе эксплуатации меняется, что может привести к прекращению движения воздуха и даже к опрокидыванию струй в диагоналях. В связи с этим возникает необходимость принятия мер по недопущению этого опасного явления.

Для выявления диагоналей вентиляционной сети при проверке устойчивости движения воздуха используется следующее правило. Если по какой-либо ветви можно пройти от начала вентиляционной сети до ее конца в направлении, противоположном движению воздуха, не заходя второй раз в один и тот же узел, то такая ветвь является диагональю. Диагоналями являются все выработки, соединяющие два внешних (крайних) маршрута сети. После нахождения диагоналей выявляются ветви, опасные по их влиянию на направление движения воздуха в диагоналях. Ветви, которые могут изменить направление движения воздуха в диагонали при увеличении их аэродинамического сопротивления, обозначаются через  $R_{о.у}$  и называются опасными при увеличении сопротивления. Это ветви, по которым воздух подводится к началу диагонали или отводится от ее конца. Существуют также ветви, опасные при уменьшении их аэродинамического сопротивления и обозначаемые через  $R_{о.ум}$ . Это ветви, по которым воздух подводится к концу диагонали или отводится от ее начала. Определяющими являются такие ветви  $R_{о.у}$  и  $R_{о.ум}$ , изменение сопротивления которых в практических пределах может вызывать опрокидывание струи в диагонали. Затем анализируется устойчивость сети, при которой определяются наиболее опасные диагонали и ветви  $R_{о.у}$ ,  $R_{о.ум}$ . Наиболее опасными являются диагонали между поступающими и исходящими струями, а также диагонали, на которых располагаются камеры и последовательно проветриваемые объекты (очистные забои, конвейерные выработки и др.). Ветви  $R_{о.у}$  не являются определяющими, если расход воздуха в них меньше, чем в исследуемой диагонали, а их депрессии меньше депрессии диагонали. После выбора определяющих ветвей вычисляется их показатель устойчивости по формулам:

для ветвей  $R_{о.у}$

$$k_{yc} = R_{и}/R_{н}; \quad (30.59)$$

Таблица 30.2

Объекты	Кратность изменения аэродинамического сопротивления	
	при нормальной работе	при авариях
Горные выработки	1—15	1—1 000
Загрузочные устройства	1—100	1—1 000
Очистные забои	1—15	1 —∞
Вентиляционные сооружения	1—100	1—10 000

для ветвей  $R_{o. ym}$

$$k_{yc} = R_n/R_n, \quad (30.60)$$

где  $R_n$  — измененное сопротивление определяющей ветви, при котором прекращается движение воздуха в диагонали;  $R_n$  — первоначальное сопротивление определяющей ветви.

Показатель  $k_{yc}$  всегда больше или равен единице. Чем ближе значение  $k_{yc}$  к единице, тем ветвь опаснее, а устойчивость схемы ниже.

После расчета фактических значений  $k_{yc}$  для определяющих ветвей сравнивают их с возможной степенью изменения аэродинамического сопротивления аналогичных ветвей в шахтных условиях. Для угольных шахт изменения аэродинамического сопротивления приведены в табл. 30.2. Опрокидывание струи в диагонали возможно при значении  $k_{yc}$ , большем фактически возможной степени изменения аэродинамического сопротивления данной ветви в шахтных условиях.

Схемы вентиляции либо не должны иметь диагоналей, либо могут иметь диагонали, в которых опрокидывание струи возможно только при авариях. Повысить устойчивость схем вентиляции возможно;

уменьшением числа диагоналей;

установкой регуляторов распределения воздуха до слияния диагональных струй или на ветвях  $R_{o. y}$  (в случае положительных регуляторов);

уменьшением утечек воздуха через вентиляционные сооружения (кроссинги, шлюзы, загрузочные устройства в конвейерных выработках и др.);

обособленной вентиляцией конвейерных выработок.

### 30.8. Расчет депрессии шахты

Для угольных шахт максимально допустимая депрессия равна 3000 Па. Для сверхкатегорных шахт по газу и шахт производительностью 4000 т/сут и более максимально допустимая депрессия равна 4500 Па. При определении депрессии шахты выбираются основные направления расчета. Каждое направление начи-

Таблица 30.3

Обозначение выработок на расчетной схеме	Наименование выработки	Тип крепи	Аэродинамические параметры выработки						Расход воздуха, м <sup>3</sup> /с		Скорость движения воздуха в выработке, м/с	Депрессия выработки, Па		
			$\alpha \cdot 10^3, H \cdot c^2/m^4$	P, М	S, м <sup>2</sup>	L, м		R, H · c <sup>2</sup> /м <sup>4</sup>		в начале выработки		в конце выработки	min	max
						min	max	min	max					

нается в устье воздухоподающего ствола, проходит через одну или несколько выработок шахты и заканчивается в устье воздуховыдающего ствола. Направления расчета охватывают все основные выработки шахты. Для каждого направления составляется таблица, в которую заносятся минимальные и максимальные значения длины, аэродинамического сопротивления и депрессии всех входящих в направление выработок (табл. 30.3).

Депрессия шахты (Па) по каждому направлению определяется по формуле

$$h_{ш} = (1/k_{к.в}) \left[ (1/k_{м.с}) \sum_{i=1}^{n_b} (h_i + h_{в.о}) \right], \quad (30.61)$$

где  $k_{к.в}$  — коэффициент, учитывающий потери давления в канале вентилятора (для угольных шахт  $k_{к.в} = 0,9$ );  $k_{м.с}$  — коэффициент, учитывающий потери давления, вызываемые местными сопротивлениями (на угольных шахтах в главных вентиляционных выработках, т. е. за пределами вентиляционного участка \*,  $k_{м.с} = 0,9$ );  $n_b$  — число выработок;  $h_i$  — депрессия  $i$ -й выработки, Па;  $h_{в.о}$  — депрессия воздухоохладителей, Па.

Для более точного учета местных сопротивлений их депрессия вычисляется отдельно для каждого направления и затем суммируется с величиной  $\sum_{i=1}^{n_b} h_i$ . При этом принимается  $k_{м.с} = 1$ .

После этого оценивается влияние естественной тяги на депрессию шахты. Если естественная тяга положительна в течение всего года, то она в расчете депрессии шахты не учитывается, что обеспечивает некоторый резерв депрессии для вентиляции шахты. Если же естественная тяга отрицательна даже в течение относительно короткого отрезка времени в году, то депрессию шахты необходимо увеличить на величину максимальной отрицательной депрессии естественной тяги. Если для вентиляции шахты используются несколько вентиляторов, то аналогичные расчеты выполняются для каждого из них.

\* Вентиляционный участок — это совокупность выработок выемочного поля, ограниченная точками разделения и слияния струй с общешахтными.

Депрессия высокогорных шахт рассчитывается обычным методом и умножается на величину  $0,101/p$  (где  $p$  — атмосферное давление на высоте расположения шахты, МПа).

Депрессия шахты принимается равной максимальному значению из депрессий всех направлений. На угольных шахтах она соответствует состоянию отработки предпоследних ярусов, столбов в панели или выемочном поле. Если расчетное значение депрессии окажется больше максимально допустимой депрессии, то определяется допустимая депрессия подземных выработок (до которой следует снизить суммарную депрессию подземных выработок путем уменьшения их сопротивления) по формуле

$$h_{п} = k_{м.с} (k_{к.в} h_{д} - h_{в.о}), \quad (30.62)$$

где  $h_{д}$  — допустимая депрессия, Па.

После определения депрессии шахты депрессии всех направлений должны быть приведены к этой величине методами регулирования (см. раздел 12). При этом следует учитывать требования к месту расположения регуляторов с точки зрения обеспечения устойчивости струй в диагоналях.

Депрессия шахты рассчитывается на первые 15—20 лет ее работы, т. е. на срок службы вентилятора. На этот период строится график изменения депрессии шахты во времени. Это позволит своевременно предусмотреть необходимые мероприятия по регулированию работы вентилятора главного проветривания. В крайнем случае для этого периода необходимо вычислить максимальное и минимальное значения депрессии шахты.

### 30.9. Выбор способа вентиляции шахты

При выборе способа вентиляции шахты (см. раздел 24) оценивается возможность подачи в шахту необходимого количества воздуха при принятом способе. Например, при всасывающем способе в случае расположения вентилятора на скиповом стволе возможно засорение канала вентилятора штыбом и увеличение его сопротивления. Последнее приводит к уменьшению количества поступающего в шахту воздуха. Принятый способ вентиляции должен обеспечивать минимальные утечки воздуха. Например, при нагнетательно-всасывающем способе в шахте существует область, где давление воздуха близко к атмосферному. Если при этом данная область имеет аэродинамическую связь с поверхностью, то утечки воздуха через эти каналы связи (на поверхность или с поверхности) будут минимальны (меньше, чем при других способах вентиляции). В случае использования многих полустационарных всасывающих вентиляторных установок на шурфах имеют место значительные подсосы воздуха с поверхности вследствие недостаточной герметизации устьев шурфов.

Применение одной стационарной вентиляторной установки, работающей на нагнетание, обеспечивает уменьшение поверхност-

ных утечек воздуха. В ряде случаев способ вентиляции может влиять и на подземные утечки.

Способ вентиляции должен обеспечивать использование минимального числа вентиляторов главного проветривания, так как параллельная их работа затрудняет их реверсирование и управление вентиляцией (особенно при пожаре). Способ вентиляции должен также обеспечивать минимальную пожароопасность шахты, быстрое и надежное реверсирование вентиляционных струй, предупреждение обмерзания вентиляторов и стволов.

Способ вентиляции оказывает влияние на чистоту подаваемого к рабочим местам воздуха. Так, при нагнетательном способе вентиляции через скиповый или конвейерный ствол в горные выработки шахты будет поступать запыленный воздух.

Всасывающий способ вентиляции применяется на газообильных угольных шахтах. На рудных шахтах он применяется до глубин примерно 1500 м. При наличии аэродинамической связи с дневной поверхностью применять этот способ не рекомендуется вследствие возможного загрязнения выработок газами, находящимися в лежащих выше горных породах и приземном слое.

Нагнетательный способ применяется на угольных шахтах с малой газообильностью, с небольшим аэродинамическим сопротивлением, при отработке горизонтов, расположенных на небольшой глубине от дневной поверхности (Подмосковный бассейн).

Нагнетательно-всасывающий способ применяется при большом аэродинамическом сопротивлении шахты, разработке склонных к самовозгоранию полезных ископаемых, при наличии аэродинамической связи горных выработок с дневной поверхностью. На рудных шахтах этот способ применяется при секционировании шахты на 2—3 участка и глубине до 2000 м.

### 30.10. Выбор вентилятора главного проветривания

Для выбора вентилятора главного проветривания определяется его депрессия (Па) по формуле

$$h_{\text{в}} = h_{\text{ш}} + h_{\text{вн}}, \quad (30.63)$$

где  $h_{\text{ш}}$  — депрессия шахты, Па;  $h_{\text{вн}}$  — внутренние потери давления в вентиляторе, Па;

$$h_{\text{д. в}} = R_{\text{в}} Q_{\text{в}}^2; \quad (30.64)$$

$R_{\text{в}}$  — аэродинамическое сопротивление вентилятора,  $\text{Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$ ;  
 $Q_{\text{в}}$  — дебит вентилятора,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

$$R_{\text{в}} = a (\pi/D^4); \quad (30.65)$$

$a = 0,4 \div 1$  — коэффициент, учитывающий тип вентилятора;  $D$  — диаметр рабочего колеса вентилятора, м.

Значения  $Q_{\text{в}}$ ,  $h_{\text{в}}$  вычисляются для каждого характерного периода отработки шахтного поля (например, для отработки горизонта) в пределах срока службы вентилятора и наносятся на

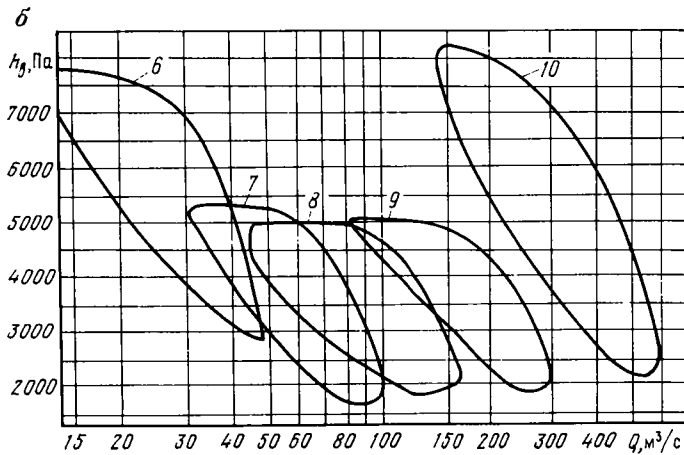
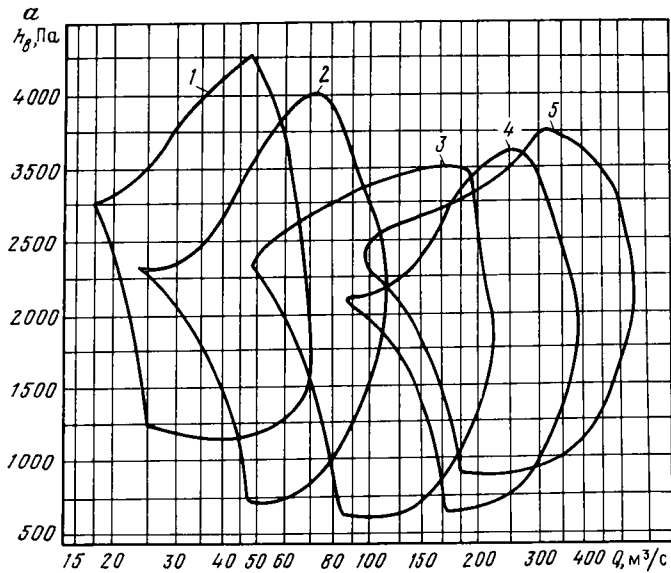


Рис. 30.1. График зон промышленного использования осевых (а) и центробежных (б) вентиляторов главного проветривания:

1, 2, 3, 4, 5 — соответственно для осевых вентиляторов ВОД-16П; ВОД-21М; ВОД-30М, ВОД-40М, ВОД-50; 6, 7, 8, 9, 10 — соответственно для центробежных вентиляторов ВЦ-15, ВЦ-25М, ВЦ-31,5М, ВЦД-31,5М, ВЦД-47,5У

график (рис. 30.1). Для проветривания шахты принимается вентилятор, в зону промышленного использования которого (область экономичных режимов работы) вписываются все расчетные режимы работы. Выбранный вентилятор будет экономично работать в течение всего срока его службы. Он должен иметь резерв для увеличения в случае необходимости значений  $Q_{в}$  и  $h_{в}$  (например,



на 20 %). В течение срока эксплуатации вентилятора допускается однократное изменение частоты вращения его рабочего колеса путем замены двигателя.

Мощность (кВт) двигателя вентилятора определяется по формуле

$$N_B = Q_B h_B / 1000 \eta_B \eta_d \eta_n, \quad (30.66)$$

где  $\eta_B$  — к. п. д. вентилятора;  $\eta_d$  — к. п. д. двигателя;  $\eta_n$  — к. п. д. передачи от двигателя к вентилятору.

При депрессии вентилятора  $\leq 1500$  Па целесообразно использовать осевые вентиляторы, при депрессии 1500—3000 Па — осевые и центробежные, при депрессии  $> 3000$  Па — центробежные. Если ни один из выпускаемых вентиляторов не может обеспечить требуемых режимов вентиляции, то возникает необходимость использования нескольких вентиляторов при их совместной работе. В случае работы вентиляторов в расчетных режимах проверка устойчивости их совместной работы не требуется. Такая проверка требуется при существенном изменении режимов работы параллельно включенных вентиляторов.

На рудных шахтах при массовых взрывах для усиления вентиляции может потребоваться установка дополнительного вентилятора. Оба вентилятора соединяют параллельно. Дополнительный вентилятор включается лишь на время вентиляции шахты после массового взрыва ВВ. В таких случаях необходимо проверять целесообразность совместной работы основного и дополнительного вентиляторов, так как при весьма большой мощности последнего может оказаться целесообразным применение одного мощного вентилятора. При совместной работе нескольких вентиляторов предпочтение должно отдаваться центробежным вентиляторам, обеспечивающим большую устойчивость их совместной работы по сравнению с осевыми.

### 30.11. Расчет экономических показателей вентиляции шахты

Важнейшим критерием вентиляции является ее экономическая эффективность. Экономическая эффективность того или иного технического решения определяется разностью между затратами на его реализацию и получаемой от него выгодой (увеличением добычи полезного ископаемого, уменьшением затрат по другим статьям и др.). Так как методы, позволяющие оценить выгоду от тех или иных решений в области вентиляции шахт, отсутствуют, экономическая эффективность вентиляции оценивается приближенно по затратам на нее: чем меньше затраты на вентиляцию (при условии выполнения требований Правил безопасности), тем она экономичнее. Такой подход не является строгим, ибо большим затратам на вентиляцию может сопутствовать и большая выгода.

Затраты на вентиляцию шахты складываются из затрат на проветривание и поддержание вентиляционных выработок, приобре-

тение вентилятора, сооружение фундамента здания вентилятора, канала вентилятора, калорифера, реверсивных устройств, на электроэнергию, ремонт, ревизию и наладку вентилятора, вентиляционные сооружения и оборудование, а также из затрат на заработную плату обслуживающего персонала и вентиляционного надзора, услуги механического цеха, котельной, телефонной станции, транспорта. Годовые приведенные затраты (руб.) на эксплуатацию вентиляционной установки определяются по формуле

$$Z_{пр} = Z_э + Z_а + Z_р + Z_{обс} + Z_м + E_n Z_в, \quad (30.67)$$

где  $Z_э$  — годовые затраты на электроэнергию, руб.;  $Z_а$  — годовые затраты на амортизацию, руб.;  $Z_р$  — годовые затраты на текущий ремонт, ревизию и наладку вентиляционной установки, руб.;  $Z_{обс}$  — годовые затраты на обслуживание, руб.;  $Z_м$  — годовые затраты на вспомогательные материалы, руб.;  $Z_в$  — стоимость вентиляторной установки, руб.;  $E_n = 0,14$  — нормативный коэффициент эффективности капитальных затрат;

$$Z_э = (1/\tau) \sum_{i=1}^n [(Q_{в i} h_{в i} / 1000 \eta_{в i} \eta_{д i}) T_i C_1 m_i + C_2 N_i m_i], \quad (30.68)$$

где  $n$  — число периодов эксплуатации установки (за  $\tau$  лет), в которых ее режим и мощность привода были неизменными;  $T_i$  — число часов работы установки в течение года в  $i$ -м периоде;  $C_1$  — стоимость 1 кВт·ч потребляемой электроэнергии, руб.;  $m_i$  — продолжительность  $i$ -го периода, годы;  $C_2$  — стоимость 1 кВт·А установленной мощности двигателя, руб.;  $N_i$  — установленная мощность электродвигателей в  $i$ -м периоде, кВт·А.

Затраты на вентиляцию зависят от горнотехнических условий шахты. С увеличением газообильности шахты или расхода ВВ затраты на вентиляцию увеличиваются. При уменьшении аэродинамического сопротивления шахты они уменьшаются. С увеличением производительности шахты затраты на вентиляцию уменьшаются.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

---

1. *Абрамов Ф. А.* Рудничная аэрогазодинамика. — М.: Недра, 1972.
2. *Дополнения к Руководству по проектированию вентиляции угольных шахт.* — М.: Недра, 1981.
3. *Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом.* — М.: Недра, 1977.
4. *Изделия шахтной автоматики, изготавливаемые объединением «Союзуглеавтоматика».* Номенклатурный каталог. — М.: ЦНИЭИУголь, 1985.
5. *Инструкция по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания действующих угольных шахт.* — М.: Недра, 1975.
6. *Карпов Е. Ф., Биренберг И. Э., Басовский Б. И.* Автоматическая газовая защита и контроль рудничной атмосферы. — М.: Недра, 1984.
7. *Кирич Б. Ф., Журавлев В. П., Рыжих Л. И.* Борьба с пылевыведением в шахтах. — М.: Недра, 1983.
8. *Кирич Б. Ф., Ушаков К. З.* Рудничная и промышленная аэрология. — М.: Недра, 1983.
9. *Комментарии к Правилам безопасности в угольных и сланцевых шахтах.* — М.: Недра, 1979.
10. *Медведев И. И., Красноштейн А. Е.* Борьба с пылью на калийных рудниках. — М.: Недра, 1977.
11. *Медведев И. И.* Проветривание калийных рудников. — М.: Недра, 1970.
12. *Местер И. М., Засухин И. Н.* Автоматизация контроля и регулирования рудничного проветривания. — М.: Недра, 1974.
13. *Мясников А. А., Миллер Ю. А., Комаров Н. С.* Вентиляционные сооружения в угольных шахтах. — М.: Недра, 1983.
14. *Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах.* — М.: Недра, 1976.
15. *Природные опасности в шахтах, способы их контроля и предотвращения/Е. Ф. Карпов, Ф. С. Клебанов, Б. Фирганек и др.* — М.: Недра, 1981.
16. *Пучков Л. А., Егорова Т. Т., Нестеренко В. Н.* Моделирование безопасного плавного регулирования вентиляции выемочного участка шахты — Известия вузов. Горный журнал, 1982, № 6, с. 47—49.
17. *Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт.* — М.: Недра, 1975.
18. *Средства автоматизации технологических процессов на шахтах. Каталог-справочник.* — М.: ЦНИЭИУголь, 1982.
19. *Ушаков К. З.* Газовая динамика шахт. — М.: Недра, 1984.

## АЛФАВИТНО-ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

---

- Абсорбция 25
- Автомодельность 98
- Адсорбция 25
- Азот 13
- Акролеин 17
- Аммиак 18
- Анализаторы метана 346, 348
- Анемометр
  - импульсный индукционный 339
  - крыльчатый 337
  - термоэлектрический 339
  - фотоэлектрический полупроводниковый 339
  - чашечный 338
- Аппарат контроля воздуха 343
- Аппаратура контроля и управления вентилятором 343
- Атмосферный воздух 9
- Аэрогель 39
- Аэродинамическое сопротивление 94
- Аэрозоль 39, 253
  
- Барометр-анероид 351
  
- Вентиляторная установка 334
- Вентиляторы
  - вспомогательные 178
  - главные 143, 334
  - местного проветривания 143
  - осевые 135, 138
  - центробежные 134, 135
- Вентиляционные
  - выработки 10
  - двери 332
  - окна 173, 185
  - перемычки 227, 329
  - сооружения 328
  - трубы 292
  - шлюзы 332
- Вентиляционный режим
  - нормальный 357
  - нулевой 357, 358
  - ослабленный 357
  - реверсивный 357, 358
  - усиленный 357, 358
- Вентиляционные сети
  - диагональные 115, 123
  - неразветвленные 115
  - параллельные 115, 121
  - разветвленные 115
- Вентиляционный участок 405
- Взвихрывающий трубопровод 225
- Взрывчатые свойства пыли 41
- Влагосодержание воздуха 60, 61, 266
- Влажность воздуха относительная 267
- Водород 18
- Воздуходувная машина 133
- Воздухоподающая выработка 10
- Воздушная завеса 177
- Воздушный мост 239
- Возмущение 240
- Внезапный выброс угля и газа 27, 28
- Вторичные токи 89
- Выделение метана
  - из выработанного пространства 29
  - из отбитого угля 29
  - обыкновенное 27
  - с обнаженной поверхности 27
  - суфлярное 27
  
- Газоанализаторы 19
- Газовая динамика 203
- Газовость ВВ 398
- Газовый баланс шахты 30
- Газодинамические процессы
  - монотонные 220, 240
  - нестационарные 216
  - переходные 220, 240
  - периодические 220
  - стационарные 216
  - экстремальные 220, 240
- Газодинамическое подобие 230
- Газоносность
  - природная 11, 389
  - остаточная 389
- Газообильность

- абсолютная 11
- относительная 11
- Газы шахтные
  - взрывчатые 18, 22
  - радиоактивные 18
  - ядовитые 15
- Глубина
  - возмущения 240
  - регулирования 172
- Градиентная диффузия 206
- Давление
  - атмосферное в шахте 75
  - динамическое (скоростное) 76, 77
  - полное 77
  - статическое 76, 77
- Дальнобойность свободной струи 91
- Датчик
  - метана ДМТ 347, 348
  - скорости движения воздуха ДВТ 343
- Дегазация
  - пластов 35
  - выработанного пространства 37
- Депрессия
  - вентилятора
  - выработки 76
  - естественной тяги 81
  - скоростная 77
  - статическая 77
- Динамика аэрозолей 253
- Динамически активные газы 208, 221
- Диффузионный пограничный слой 216
- Диффузия
  - активных газов 221
  - конвективная 202
  - молекулярная 202
  - турбулентная 202, 256
- Допустимое содержание метана 31
- Естественная тяга воздуха 144
- Загрязнения шахтного воздуха
  - природные 10
  - техногенные 10
- Закон
  - Паскаля 74
  - Фика 205
  - сопротивления 92
  - сохранения массы 77, 215
  - сохранения энергии 79
- Законы движения воздуха в вентиляционных сетях 117
- Замерная станция 333
- Затраты на эксплуатацию вентиляторной установки 410
- Затухание турбулентности 222
- Зона
  - застойная 95, 96, 101, 105, 106
  - отброса газов 233
  - промышленного использования вентиляторов 408
- Измерение
  - влажности 351
  - давления 351
  - депрессии 351
  - расхода воздуха 336
  - скорости движения воздуха 336
  - содержания газов и пыли в воздухе 19, 54, 344
  - температуры 351
- Измеритель скорости движения воздуха 381
- Изоляция пожарного участка 360
- Индукционный период воспламенения метана 23
- Интенсивность
  - газовой выделения 203
  - газопереноса 202, 204
  - пылевыведения 264
  - турбулентности 90
- Интерферометр 345
- Информационное обеспечение 366
- Информация
  - входная 366
  - выходная 366
  - оперативная 367
  - постоянная 367
  - промежуточная 366
  - условно-постоянная 368
- Источники экономической эффективности системы автоматического управления 384
- Источник тепла в шахтах 65
- Калибр крепи продольный 99

- Капез 153, 155
- Каскадная установка вентиляторов 296
- Кислород 12
- Кодирование информации 366, 369
- Компрессоры 69, 133
- Конвективный перенос 204
- Кондиционирование шахтного воздуха
- интенсификацией проветривания 66
  - искусственным охлаждением и осушением 66
  - подогревом 66
  - ограничением притока тепла 66
- Контроль
- влажности воздуха 351
  - газового состава 344
  - температуры 351
  - давления 351
  - запыленности 54
- Концентрация газа 203
- Коэффициент
- внешних утечек воздуха 397
  - доставки (потери) 294
  - запаса воздуха 297
  - местного и лобового сопротивления 103, 106
  - полезного действия вентилятора 138
  - сопротивления трения 80, 88, 98
  - турбулентной и молекулярной диффузии 204
  - турбулентного обмена для импульса 87
- Критическая длина 249, 290, 304
- Кроссинг 328, 329, 333
- Математическое обеспечение** 370
- Метан 22
- Метан-реле комбайновое 346
- Метаноемкость 25
- Метаноносность 25
- Микроклимат горных выработок 56
- Микроманометр 352
- Моделирование вентиляционных сетей 127
- Нагнетание воды в пласт** 38
- Нагнетатели 133
- Надшахтные здания 334
- Нагрузка на лаву по газовому фактору 391
- Напряжение в потоке 86
- Начальное сечение свободной струи 90
- Окислительные процессы в шахтах** 64
- Окись углерода 15
- Оксиды азота 16
- Осланцевание выработок 48
- Переходный газодинамический процесс** 240
- — — монотонный 240
  - — — экстремальный 240
- Пласты-спутники 30
- Пограничный слой 83
- Подобие
- геометрическое 93
  - динамическое 93
  - кинематическое 93
- Подъемная сила 139
- Показатели надежности 189
- Полюс свободной струи 90
- Потери энергии в вентиляторе 136
- Поток стратифицированный 223
- Правило трех сигма 211
- Присоединенные массы свободной струи 90
- Предел взрываемости пыли 43
- Проветривание тупиковых выработок 286
- Прогноз газообильности 388
- Прогнозирование температуры воздуха 272
- Пропускная способность 111
- Программное обеспечение 370
- Процессы
- газовой выделенности 231
  - газопереноса 201
  - осаждения пыли 254
  - сдувания пыли 260
- Психрометр 351
- Путь перемешивания 90, 208, 221
- Пылевая динамика 253
- Пыль
- горючих сланцев 46

- серная 51
- сульфидная 51
- угольная 43, 46—51
- Работа вентиляторов**
  - параллельная 159
  - последовательная 159
- Радон** 18
- Ранги отказов** 189
- Рассредоточенная установка вентиляторов** 296
- Распределение воздуха по выработкам** 402
- Расход воздуха** 78
- Расходы на вентиляцию** 409
- Расчет**
  - депрессии шахты 406
  - распределения и расхода воздуха 392, 402
  - экономических показателей вентиляции 409
- Расширение воздуха в шахте** 64
- Реверсирование вентиляционной струи** 334, 357
- Регулирование распределения воздуха**
  - оперативное 374, 378
  - отрицательное 171
  - положительное 171
  - плавное 374, 378
- Регуляторы расхода воздуха** 173, 381
- Режим**
  - работы вентилятора 156
  - неустойчивый 156
  - устойчивый 156
- Рециркуляция** 249
- Сближенные пласты** 30
- Свежий воздух** 10
- Свободные струи**
  - круглые 84
  - плоские 84
- Сернистый газ** 16
- Сероводород** 17
- Сжатие воздуха в шахте** 64
- Сила выталкивающая** 221
  - объемная 76
  - поверхностная 76
- Скорость движения воздуха**
  - пульсационная 89
  - усредненная 88
- Словное**
  - загазирование 225
  - скопление метана 224
- Служба пылевентиляционная** 354
- Сопrotивление**
  - лобовое 105
  - местное 101
  - трения 95
- Способ вентиляции шахты**
  - всасывающий 306
  - нагнетательный 306
  - комбинированный 306
- Схемы вентиляции**
  - выемочных участков 274, 387
  - очистных блоков 280
  - тупиковых выработок 286
  - шахт 306, 387
- Температура**
  - атмосферного воздуха 61
  - горного массива 62
- Тепловой баланс**
  - шахт 65
  - вентиляционных потоков 65
- Теплообмен**
  - конвективный 57
  - нестационарный 268
  - радиационный 57
- Термодинамика шахтная** 265
- Техническое обеспечение автоматического управления** 381
- Трубка Пито** 338
- Углекислый газ** 14
- Угол атаки** 139, 140
- Управление**
  - вентиляцией шахты 356, 363
  - метановыделением 243
- Уравнение**
  - Бернулли 80
  - конвективной диффузии 214
  - Лэнгмюра 25
  - неразрывности 78
  - проветривания тупиковой выработки с рециркуляцией 251
  - турбулентной диффузии в ка-

мере 252  
— энергии воздушного потока 265

Уравнения движения 84

Условия  
— граничные 94  
— начальные 94

Установки для охлаждения шахтного воздуха (холодильные установки) 69

Утечки воздуха  
— в трубопроводах 294  
— через вентиляционные сооружения и выработанное пространство 316, 321

**Ф**ормальдегид 18

Характеристика воздухопровода (выработки, шахты) 111  
— — — вентилятора 137, 140

**Ч**исло  
— Нуссельта 231  
— Пекле 230  
— Прандтля 231

— Рейнольдса 83, 93  
— Ричардсона 222  
— Струхаля 93  
— Фруда 93  
— Фурье 231

**Шахтный воздух** 9

**Шероховатость** 99

**Шлюзы** 332

**Щитки направляющие** 227

**Эжектор** 133, 153

**Эквивалентное отверстие** 110

**Экономическая эффективность автоматизации управления** 384

**Энергия**

— потенциальная 76, 80

— кинетическая 77, 80

**Ядро постоянной массы свободной струи** 90

— постоянных скоростей свободной струи 90



# ОГЛАВЛЕНИЕ

---

Предисловие . . . . .	3
Введение . . . . .	4
<b>I. ШАХТНАЯ АТМОСФЕРА</b>	
<b>1. Шахтный воздух . . . . .</b>	<b>9</b>
1.1. Атмосферный воздух . . . . .	9
1.2. Изменение состава воздуха при его движении по горным выработкам . . . . .	9
1.3. Газообильность шахты . . . . .	11
1.4. Составные части воздуха . . . . .	12
1.5. Ядовитые примеси воздуха . . . . .	15
1.6. Способы измерения содержания газов в воздухе . . . . .	19
<b>2. Метан . . . . .</b>	<b>22</b>
2.1. Физико-химические свойства метана . . . . .	22
2.2. Происхождение метана и виды связи его с горными породами . . . . .	24
2.3. Метаноносность и метаноемкость угольных пластов и пород . . . . .	25
2.4. Виды выделения метана в шахтах . . . . .	27
2.5. Газовый баланс угольных шахт . . . . .	30
2.6. Допустимое содержание метана в горных выработках . . . . .	31
2.7. Меры борьбы с метаном средствами вентиляции . . . . .	32
2.8. Дегазация горных выработок . . . . .	34
<b>3. Шахтная пыль . . . . .</b>	<b>39</b>
3.1. Общие сведения . . . . .	39
3.2. Горючие и взрывчатые свойства пылевых смесей . . . . .	41
3.3. Факторы, влияющие на взрывчатость угольной пыли . . . . .	43
3.4. Взрывчатость пыли горючих сланцев . . . . .	46
3.5. Особенности взрывов угольной пыли в шахтах . . . . .	46
3.6. Основные мероприятия по борьбе со взрывами угольной пыли в шахтах . . . . .	48
3.7. Взрывчатость серной и сульфидной пыли . . . . .	51
3.8. Борьба с пылью средствами вентиляции . . . . .	52
3.9. Способы измерения запыленности воздуха . . . . .	54
<b>4. Тепловой режим шахт . . . . .</b>	<b>56</b>
4.1. Микроклимат горных выработок . . . . .	56
4.2. Термовлажностные параметры шахтного воздуха . . . . .	59
4.3. Факторы теплового режима шахт . . . . .	61
4.4. Тепловой баланс шахт и вентиляционных потоков . . . . .	65
4.5. Кондиционирование шахтного воздуха . . . . .	66
4.6. Установки для охлаждения шахтного воздуха . . . . .	69
<b>II. ШАХТНАЯ АЭРОМЕХАНИКА</b>	
<b>5. Основные законы аэростатики . . . . .</b>	<b>73</b>
5.1. Основное уравнение аэростатики . . . . .	73
5.2. Формулы для определения атмосферного давления . . . . .	73
5.3. Определение равнодействующей сил давления . . . . .	74
5.4. Атмосферное давление в шахте . . . . .	75

<b>6. Основные понятия и законы шахтной аэродинамики</b> . . . . .	76
6.1. Виды давления в движущемся воздухе. Депрессия . . . . .	76
6.2. Основные законы аэродинамики . . . . .	77
6.3. Режимы движения воздуха в шахтах . . . . .	82
6.4. Типы воздушных потоков в горных выработках . . . . .	84
6.5. Основные характеристики ограниченных воздушных потоков в выработках . . . . .	84
6.6. Характеристики турбулентных свободных струй . . . . .	90
6.7. Закон сопротивления . . . . .	92
6.8. Подобие шахтных вентиляционных потоков . . . . .	92
<b>7. Аэродинамическое сопротивление горных выработок</b> . . . . .	94
7.1. Природа и виды аэродинамического сопротивления . . . . .	94
7.2. Сопротивление трения . . . . .	95
7.3. Местные сопротивления . . . . .	101
7.4. Лобовое сопротивление . . . . .	105
7.5. Сопротивление шахтных стволов . . . . .	108
7.6. Сопротивление выработок гидрошахт . . . . .	109
7.7. Общие закономерности проявления аэродинамического сопротивления . . . . .	110
7.8. Единицы измерения сопротивления . . . . .	110
<b>8. Шахтные вентиляционные сети</b> . . . . .	112
8.1. Общие сведения . . . . .	112
8.2. Классификация шахтных вентиляционных сетей . . . . .	113
8.3. Основные законы движения воздуха в вентиляционных сетях . . . . .	117
8.4. Расчет вентиляционных сетей . . . . .	119
8.5. Расчет естественного распределения воздуха и общего сопротивления сети . . . . .	120
8.6. Расчет регулирования распределения воздуха в сети . . . . .	125
8.7. Электрическое моделирование вентиляционных сетей . . . . .	127
8.8. Расчет вентиляционных сетей с помощью электронно-вычислительных машин . . . . .	129
<b>9. Источники движения воздуха в шахте</b> . . . . .	132
9.1. Общие сведения . . . . .	132
9.2. Шахтные вентиляторы . . . . .	133
9.3. Естественная тяга . . . . .	144
9.4. Второстепенные источники движения воздуха . . . . .	153
<b>10. Работа вентиляторов на шахтную вентиляционную сеть</b> . . . . .	156
10.1. Работа одного вентилятора . . . . .	156
10.2. Совместная работа вентиляторов . . . . .	159
10.3. Совместная работа вентилятора и естественной тяги . . . . .	164
<b>11. Работа подземных вспомогательных вентиляторов</b> . . . . .	166
11.1. Общие сведения . . . . .	166
11.2. Совместная работа вентилятора главного проветривания и подземного вспомогательного вентилятора . . . . .	169
<b>12. Регулирование распределения расхода воздуха в вентиляционной сети шахты</b> . . . . .	171
12.1. Способы регулирования . . . . .	171
12.2. Изменение режима работы вентилятора главного проветривания . . . . .	172
12.3. Увеличение аэродинамического сопротивления выработок . . . . .	173
12.4. Уменьшение аэродинамического сопротивления выработок . . . . .	177
12.5. Регулирование с помощью вспомогательных вентиляторов . . . . .	178
12.6. Регулирование распределения расхода воздуха в сложных вентиляционных сетях . . . . .	182
12.7. Технические средства регулирования распределения расхода воздуха . . . . .	185

<b>13. Надежность шахтных вентиляционных систем</b>	<b>187</b>
13.1. Общие сведения	187
13.2. Методы определения надежности вентиляционных систем	190
13.3. Надежность вентиляционных систем местного проветривания	199
13.4. Повышение надежности вентиляционных систем	199
<b>III. ПРОЦЕССЫ ПЕРЕНОСА В ШАХТАХ</b>	
<b>14. Общие сведения</b>	<b>201</b>
<b>15. Основные законы шахтной газовой динамики</b>	<b>203</b>
15.1. Физические характеристики шахтных газодинамических процессов	203
15.2. Уравнение конвективной диффузии	214
15.3. Стационарные и нестационарные газодинамические процессы	216
15.4. Диффузия активных газов	221
15.5. Слоевые скопления газов	224
15.6. Принцип динамического расчета расхода воздуха для вентиляции газообильных выработок	228
15.7. Подобие газодинамических процессов	230
<b>16. Процессы газовыделения в шахтах</b>	<b>231</b>
16.1. Газовыделение с обнаженной поверхности горного массива	231
16.2. Газовыделение из отбитой горной массы	232
16.3. Газовыделение при взрывных работах	233
16.4. Газовыделение из выработанного пространства	234
16.5. Газовыделение при работе двигателей внутреннего сгорания	235
<b>17. Процессы газопереноса в сквозных выработках</b>	<b>236</b>
17.1. Газоперенос в лавах	236
17.2. Газоперенос в вентиляционных штреках	238
17.3. Газоперенос в выработанном пространстве	238
17.4. Переходные газодинамические процессы	240
17.5. Управление метановыделением в горные выработки	243
<b>18. Процессы газопереноса в тупиковых выработках</b>	<b>246</b>
18.1. Газоперенос в призабойной части выработки	246
18.2. Газоперенос в основной части тупиковой выработки	248
18.3. Газоперенос при вентиляции выработки с рециркуляцией воздуха	249
<b>19. Процессы газопереноса в камерах</b>	<b>251</b>
19.1. Основное уравнение турбулентной диффузии	251
19.2. Газоперенос при периодическом и постоянном газовыделении	252
<b>20. Основы шахтной пылевой динамики</b>	<b>253</b>
20.1. Общие сведения	253
20.2. Осаждение пыли в неподвижном воздухе	254
20.3. Турбулентная диффузия пыли	256
20.4. Сдувание осевшей пыли	260
20.5. Влияние скорости воздушного потока на концентрацию пыли в воздухе	262
<b>21. Основы шахтной термодинамики</b>	<b>265</b>
21.1. Уравнение энергии воздушного потока	265
21.2. Определение влагосодержания шахтного воздуха	266
21.3. Нестационарный теплообмен между вентиляционным потоком и горным массивом	268
21.4. Прогнозирование температуры шахтного воздуха	272

#### IV. ВЕНТИЛЯЦИЯ ШАХТ

<b>22. Вентиляция выемочных участков</b> . . . . .	274
22.1. Общие сведения . . . . .	274
22.2. Схемы вентиляции с последовательным разбавлением вредностей . . . . .	275
22.3. Схемы вентиляции с обособленным разбавлением вредностей . . . . .	276
22.4. Схемы вентиляции при разработке мощных крутых пластов . . . . .	276
22.5. Вентиляция очистных блоков в рудных шахтах . . . . .	280
<b>23. Вентиляция тупиковых выработок при их проведении</b> . . . . .	286
23.1. Общие сведения . . . . .	286
23.2. Вентиляция выработок за счет общешахтной депрессии . . . . .	286
23.3. Вентиляция выработок с использованием вентиляторов местного про- ветривания . . . . .	288
23.4. Вентиляционное оборудование . . . . .	292
23.5. Вентиляция выработок большой длины . . . . .	296
23.6. Вентиляция тупиковых камер . . . . .	301
23.7. Проектирование вентиляции тупиковых выработок . . . . .	303
<b>24. Способы и схемы вентиляции шахт</b> . . . . .	306
24.1. Способы вентиляции . . . . .	306
24.2. Схемы вентиляции . . . . .	308
<b>25. Утечки воздуха в шахтах</b> . . . . .	314
25.1. Общие сведения . . . . .	314
25.2. Утечки воздуха через вентиляционные сооружения . . . . .	316
25.3. Утечки воздуха через выработанное пространство . . . . .	321
25.4. Мероприятия по уменьшению утечек воздуха . . . . .	324
<b>26. Вентиляционные сооружения на шахтах</b> . . . . .	328
26.1. Назначение вентиляционных сооружений . . . . .	328
26.2. Вентиляционные перемычки . . . . .	329
26.3. Вентиляционные двери . . . . .	332
26.4. Кроссинги . . . . .	333
26.5. Замерные станции . . . . .	333
26.6. Герметичные надшахтные здания . . . . .	334
26.7. Вентиляторы главного проветривания на поверхности шахт . . . . .	334
<b>27. Контроль вентиляции шахт, пылевентиляционная служба</b> . . . . .	336
27.1. Общие сведения . . . . .	336
27.2. Контроль расхода и скорости движения воздуха . . . . .	336
27.3. Контроль состава шахтной атмосферы . . . . .	344
27.4. Контроль температуры, влажности и давления воздуха . . . . .	351
27.5. Организация пылевентиляционной службы . . . . .	354
<b>28. Управление вентиляционными режимами при авариях и при разработке склонного к самовозгоранию полезного ископаемого</b> . . . . .	356
28.1. Общие сведения . . . . .	356
28.2. Выбор вентиляционного режима при пожаре . . . . .	356
28.3. Устойчивость и стабилизация вентиляции при пожаре . . . . .	358
28.4. Вентиляционный режим при наличии изолированных пожарных участков . . . . .	360
28.5. Вентиляция при внезапных выбросах горной породы и газов . . . . .	361
28.6. Схемы вентиляции при разработке полезных ископаемых, склонных к самовозгоранию . . . . .	362

<b>29. Автоматизация управления вентиляцией . . . . .</b>	<b>363</b>
29.1. Процесс формирования состава атмосферы как объект автоматического управления . . . . .	363
29.2. Информационное обеспечение системы автоматического управления вентиляцией шахты . . . . .	366
29.3. Математическое обеспечение системы автоматического управления вентиляцией шахты . . . . .	370
29.4. Техническое обеспечение системы автоматического управления вентиляцией шахты . . . . .	381
29.5. Экономическая эффективность автоматизации управления вентиляцией	384
<b>30. Проектирование вентиляции шахт . . . . .</b>	<b>386</b>
30.1. Общие сведения . . . . .	386
30.2. Выбор схемы вентиляции . . . . .	387
30.3. Прогноз газообильности шахт . . . . .	388
30.4. Максимально допустимая нагрузка на лаву по фактору газовыделения на угольных шахтах . . . . .	391
30.5. Определение расхода воздуха для вентиляции шахты . . . . .	392
30.6. Распределение воздуха по выработкам и проверка сечения выработок по допустимой скорости движения воздуха . . . . .	402
30.7. Проверка устойчивости движения воздуха в выработках . . . . .	403
30.8. Расчет депрессии шахты . . . . .	404
30.9. Выбор способа вентиляции шахты . . . . .	406
30.10. Выбор вентилятора главного проветривания . . . . .	407
30.11. Расчет экономических показателей вентиляции шахты . . . . .	409
Список литературы . . . . .	411
Алфавитно-предметный указатель . . . . .	412

УЧЕБНИК

**Ким Захарович Ушаков, Анатолий Семенович Бурчаков,  
Лев Александрович Пучков, Иннокентий Иннокентьевич Медведев**

## **АЭРОЛОГИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

---

Редактор издательства *Е. З. Шуберт*  
Переплет художника *И. А. Слюсарева*  
Художественный редактор *О. Н. Зайцева*  
Технические редакторы *О. А. Колотвина, Н. В. Жидкова*  
Корректор *С. В. Зимица*

ИБ № 6414

---

Сдано в набор 01.04.87. Подписано в печать 12.11.87. Т-22076. Формат 60×90<sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага типографская № 1. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 26,5. Усл. кр.-отт. 26,5. Уч.-изд. л. 28,36. Тираж 8260 экз. Заказ 853/663—6. Цена 1 р. 30 к.

---

Ордена «Знак почета» издательство «Недра» 125047, Москва, пл. Белорусского вокзала, 3

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгения Соколовой Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли. 191126, Ленинград, Социалистическая ул., 14.

---

---

## *Вниманию специалистов!*

Издательство «Недра»  
готовит к выпуску в 1988 году  
НОВЫЕ КНИГИ

### **Горное дело: Терминологический словарь/**

Лидин Г. Д., Воронина Л. Д., Каплунов Д. Г. и др.— 4-е изд. перераб. и доп.— 60 л., 4 р. 10 к.

В алфавитном порядке приведены термины и понятия, принятые в горном деле. Дано соответствующее современному состоянию горной науки и техники определение терминов и понятий, которыми пользуются специалисты в области горного дела в своей повседневной работе и в теоретических исследованиях. Четвертое издание Словаря (3-е изд.— 1981 г.) переработано и дополнено новыми терминами и понятиями, возникшими в результате научных исследований и решения новых технических проблем горного дела. Толкование терминов иллюстрировано графическим материалом.

Для инженерно-технических работников предприятий, плановых, хозяйственных, научно-исследовательских и проектных организаций горнодобывающей промышленности.

План 1988 г., № 177.



### **Гудничная вентиляция:**

Справочник/Гращенко Н. Ф., Петросян А. Э., Фролов М. А. и др.— 2-е изд., перераб. и доп.— 30 л. 2 р.

Освещены вопросы рудничной вентиляции: шахтная атмосфера, рудничная пыль, микроклимат шахт, шахтная аэро-, газо- и пылединамика, технические средства. Даны сведения о дегазации шахт, кондиционировании воздуха, борьбе со скоплениями газов. Приведены нормативы по проектированию проветривания шахт и методы вентиляционных расчетов. Изложены особенности вентиляции шахт в различных отраслях горнодобывающей промышленности. Второе издание (1-е изд.— 1977) переработано с учетом изменений в методах и технических средствах вентиляции; оно дополнено сведениями по шахтным вентиляторам главного проветривания.

Для инженерно-технических работников шахт и подземных рудников, научно-исследовательских и проектных институтов горной промышленности.

План 1988 г., № 180.

---

---

---

---

**ПЕТРЕНКО Е. В.**

**Освоение подземного пространства.**— 8 л., 40 к.

Изложены вопросы, посвященные важной для народного хозяйства проблеме комплексного освоения подземных горных выработок и участков недр для размещения различных объектов — производственного, складского, энергетического, коммунально-бытового и сельскохозяйственного назначения. Приведены краткие сведения о горном деле и производственных процессах добычи полезных ископаемых. Рассмотрены порядок консервации горных выработок, инженерные решения и новые принципы целевой подготовки их в создании промышленных узлов в подземном пространстве для дальнейшего эффективного использования.

Для работников проектных и строительных организаций, занимающихся освоением подземного пространства. Будет интересна широкому кругу читателей.

План 1988 г., № 160

**ЯМЩИКОВ В. С.**

**Контроль процессов горного производства:**

Учебник для вузов. 38 л., 1 р. 70 к.

Изложены теория, методические основы и принципы создания аппаратуры геоконтроля и контроля технологических процессов при производстве горных работ. Рассмотрены основы инженерно-геологической оценки условий разработки месторождений полезных ископаемых и результаты исследований проявлений горного давления. Дана теория систем прогноза и контроля при упрочнении массива, скважинных геотехнологических способах разработки месторождений, использовании датчиков информации о состоянии массива. Рассмотрены способы, системы и технические средства контроля и диагностики горных машин.

Для студентов горных специальностей вузов.

План 1988 г., № 174.

*Интересующие Вас книги можно приобрести или заказать в магазинах книготорга, распространяющих научно-техническую литературу, и в магазинах — опорных пунктах издательства «Недра», адреса которых приведены в аннотированном плане, а также через отдел «Книга — почтой» (г. Ленинград, магазин № 17).*

Адреса центральных магазинов:

№ 115 — 117334, Москва, Ленинский проспект, 40. Дом научно-технической книги;

№ 17 — 199178, Ленинград, В. О., Средний проспект, 61.

Издательство «Недра»

---

---